ДОБЫЧА УРАНА МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Под редакцией В. А. МАМИЛОВА

УДК 622.775 УДК 622.775
Добыча урана методом подземного выщелачивания
Мамилов В. А., Петров Р.П., Шушания Г. Р., Баташов Б. Г., Веселова Л. Н., Водолазов Л. И., Губкин Н. В., Зонтов Н. С., Кочетков В. И., Кротков В. В., Культин Ю. В., Лобанов Д. П., Лунев Л. И., Минькин М. И., Нестеров Ю. В., Новик-Качан В. П., Новосельцев В. В., Носов В. Д., Пименов М. К., Садыков Р. Х.. Сопин А. Н., Чесноков Н. И., Шапиро П. И.; Под ред. В. А. Мамилова. М.: Атомиздат, 1980, 248 с.

В книге приведены современные данные по технологии подземного выщелачивания урана из рудных тел в их естественном залегании, рассмотрены особенности геологического строения, гидрогеология и геохимия месторождений, разрабатываемых этим прогрессивным методом. Описываются системы разработки, используемое горное, буровое и технологическое оборудование. Обобщен опыт работ по разведке, проектированию и эксплуатации месторождений. Приводятся обобщенные технико-экономические данные, характеризующие работу промышленных предприятий, на которых используется подземное выщелачивание Рассматривается ряд специальных вопросов, связанных с подземным выщелачиванием урана, в том числе охрана и предупреждение загрязнения и деградации окружающей природной среды. Показано значение метода для дальнейшего развития уранодобывающей промышленности. для инженерно-технических работников горнодобывающей и уранодобывающей промышленности Может быть использована студентами геологических, горных и технологических вузов и факультетов.

Табл. 19. Ил. 65 Библиогр. 162.
Виктор Аввакумович Мамилов, Рафаил Петрович Петров, Георгий Рожденович-Шушания
Редактор Г.М.Пчелинцева Художественный редактор А. Т. Кирьянов Переплет художника О. Н. Гребенюка технический редактор О. Н. Адаскина Корректор М. В. Косарева
Сдано в набор 02.10.79. Подписано к печати 21.04.80, Т-0772i, Формат бОх9О’/16 Бумага тип .З 2. Гарнитура литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 15,5. Уч-изд, л. 18.44. тираж 1900 экз. Зак. тип. 766. Зак. изд. 76048. Цена З р. Атомиздат, 103031, Москва, К-3i, ул. Жданова, 5. Московская типография кеб Союзполиграфпрома при Государственном коми тете СССР по делам Издательств полиграфии и книжной торговли. 109088, Москва, Ж-Об жнопортовая ул., 24. д 20803—043 034(01)—.8О 43—80.1904050000 © Атомизд,. 1980

ПРЕДИСЛОВИЕ

Подземное выщелачивание - прогрессивный метод в настоящее время широко применяется при добыче урана. Этот метод за короткое время прошел все стадии исследований, разработки и промышленного внедрения на гидрогенных месторождениях, залегающих в проницаемых осадочных породах депрессионных зон земной коры, где вскрытие и подготовка рудных тел и добыча урана осуществляются через скважины. Уже имеется большой положительный опыт добычи урана методом выщелачивания из труднопроницаемых руд, в которых проницаемость создается искусственным путем предварительного дробления их на месте залегания. Рассматривая метод подземного выщелачивания гидрогенных месторождений проницаемых руд, хотелось бы выделить некоторые важные аспекты, которые оказывают весьма существенное положительное влияние на экономические, социальные и экологические условия разработки месторождений урана. При использовании этого метода отпадает необходимость строительства дорогостоящих рудников или карьеров и гидрометаллургических заводов, расходования многих материалов; сокращается численность работающих на строительстве и при эксплуатации месторождений; увеличиваются природные сырьевые ресурсы в результате разработки месторождений с бедным и убогим содержанием урана в руде, залегающих в сложных гидрогеологических условиях (их разработка традиционными способами экономически невыгодна).При этом коренным образом улучшаются условия труда, обеспечивается более полное использование богатств недр, сводятся к минимуму потери урана при добыче и переработке, извлекается металл из забалансовых руд. Метод подземного выщелачивания занимает важное место в охране окружающей среды, так как при его использовании поверхность земли и воздушный бассейн почти не загрязняются. Можно без преувеличения сказать, что разработка гидрогенных месторождений методом подземного выщелачивания резко изменит в лучшую сторону производительность силы и производственные отношения в уранодобывающей промышленности, что имеет исключительно важное экономическое значение. Перспективы развития добычи урана методом подземного выщелачивания поистине колоссальны. Гидрогенные месторождения урана в проницаемых осадочных толщах депрессионных зон земли.

ВВЕДЕНИЕ

Развитие науки и техники в современном мире определяется невиданным по своим масштабам научно-техническим прогрессом, характерной чертой которого является очень быстрый рост энерговооруженности производства. Мировое потребление основных энергоресурсов достигло гигантских размеров: в 1975 г. оно составило почти 9 млрд. т в пересчете на условное топливо.

Особенностью научно-технической революции является ускоряющееся развитие атомной энергетики, которая становится все более весомой составляющей в производстве электроэнергии.

К 1976 г. в мире действовали 173 атомных энергоблока электрической мощностью 70 987 МВт. В стадии строительства и проектирования было 352 АЭС мощностью 323 062 МВт [132].

В промышленно развитых странах проектируется довести мощность АЭС в 1985 г. до 500 000 МВт.

По прогнозам рабочей группы МАГАТЭ, установленная мощность АЭС (без СССР и других социалистических стран) в 1990 г. достигнет 1068 ГВт, а в 2000 г. по минимальному варианту (при удвоении через каждые 10 лет) — 2000 ГВт и по максимальному (при удвоении через 5 лет)—4000 ГВт. Такие гигантские масштабы развития атомной энергетики потребуют соответствующего обеспечения ее природным ураном. В 2000 г. эта потребность, по прогнозам той же группы, будет выражаться цифрами примерно 400 тыс. т урана в год на мощность 2000 ГВт и 800 тыс. т на мощность 4000 ГВт [8].

В Советском Союзе развитию атомной энергетики уделяется большое внимание. Если в девятой пятилетке предусматривалось ввести в эксплуатацию АЭС мощностью 5-7 млн. кВт, то в десятой пятилетке запланировано построить и ввести в действие АЭС на мощность 13—15 млн. кВт. По оценкам академика А. П. Александрова, к 2000 г. мощность АЭС с реакторами на тепловых нейтронах должна увеличиться до 1000 ГВт, на быстрых нейтронах—до 200—300 ГВт [7].

В соответствии с этим возрастут потребности в уране, которые могут быть удовлетворены за счет добычи промышленных руд, разрабатываемых традиционными способами (подземными или открытыми горными работами), и вовлечения в эксплуатацию месторождений в основном гидрогенного генезиса, представленных бедными или убогими рудами, а также месторождений, залегающих в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях. Месторождения второй группы — с бедными и убогими рудами, несущими в себе запасы урана,— до последнего времени не были вовлечены в промышленную разработку традиционными способами добычи по технико-экономическим соображениям.

Эта важная задача, имеющая большое народнохозяйственное значение, к настоящему времени в значительной степени решена. Начиная с 1962—1963

гг. и особенно в последнее десятилетие были проведены большие работы по разработке и внедрению в промышленных масштабах геотехнологической добычи урана, получившей название метода подземного выщелачивания (ПВ). Подземное выщелачивание — метод добычи урана путем избирательного его растворения химическими реагентами из руд на месте их залегания и последующего извлечения из урансодержащих растворов. На некоторых месторождениях построены предприятия и ведется добыча методом ПВ. На ряде месторождений проведены опытно-промышленные работы по добыче урана этим методом. На некоторых предприятиях метод ПВ стал основным при добыче урана. Нет сомнения, что число таких предприятий в будущем увеличится.

Сырьевую базу предприятий, добывающих уран методом ПВ, в настоящее время составляют главным образом бедные месторождения гидрогенного генезиса, залегающие в водопроницаемых песчано-глинистых отложениях депрессионных зон земной коры.

Частично в эксплуатацию вовлечены забалансовые запасы гидротермальных и метаморфических месторождений, руды которых требуют подготовки — предварительного дробления на месте их залегания.

Одновременно были выполнены научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы, касающиеся различных сторон этого метода добычи — от методов поисков и разведки месторождений до получения готовой продукции в цехах переработки урансодержащих растворов. Выполненные работы позволили выявить особенности и закономерности процессов подземного выщелачивания, определить оптимальные границы применения метода ПВ, его преимущества и недостатки по сравнению с традиционными способами добычи. Разработаны требования к разведке месторождений, включая проведение опытных работ и основы проектирования предприятий ПВ, а также основные вопросы охраны окружающей среды. Сконструированы и внедрены в производство многие виды оборудования, аппаратов, механизмов, материалов и приборов измерения, предназначенных для метода ПВ.

Наряду с этим многие проблемы и вопросы нуждаются в решении и совершенствовании. Решение их несомненно будет способствовать дальнейшему улучшению технико-экономических показателей предприятий, применяющих метод ПВ.

Несмотря на новизну метода и нерешенность ряда вопросов, выполненные исследования и накопленный предприятиями опыт позволили установить, что метод ПВ обладает рядом больших технических, экономических и социальных преимуществ по сравнению с традиционными методами применительно к гидрогенным месторождениям, представленным проницаемыми рудными телами. Основными преимуществами ПВ являются вовлечение в эксплуатацию бедных, убогих и забалансовыхруд, а также месторождений, характеризующихся сложными условиями залегания и имеющих крупные запасы урана по вполне приемлемой стоимости единицы конечной продукции, что значительно расширяет сырьевую базу;снижение в

2—4 раза капитальных вложенийнастроительство предприятий и, следовательно, сокращение сроков строительства;повышение в 2—4 раза производительности труда по конечной продукции и соответствующее сокращение численности работающих;значительное улучшение условий труда на предприятиях, добывающих уран;уменьшение отрицательного воздействия на окружающуюсреду, особенно на поверхность земли и воздушный бассейн.

Теоретической и практической основой разработки и внедрения в промышленность управляемого процесса подземного выщелачивания урана послужили известные достижения в области геологии, гидрогеологии, гидродинамики, геохимии, химии и гидрометаллургии, в исследовании природы фильтрационных процессов, извлечении рудообразующих компонентов в жидкую фазу и последующем сорбционном извлечении урана из бедных растворов сложного слоевого состава.

Следует отметить, что в настоящее время метод ПВ не может быть применен для всех типов урановых месторождений. Границы его применения рассмотрены в соответствующих главах настоящей работы. Расширение границ использования этого прогрессивного метода, поиски путей и средств его применения для других типов месторождений (не только урановых) являются одной из главных задач недалекого будущего.

В мировой технической литературе имеется много публикаций и патентов по проблеме ПВ урана. Краткий обзор их дан в работе [83]. Однако работ, в которых проблема была бы рассмотрена всесторонне, нет. Лишь в Советском Союзе выпущено несколько работ, рассматривающих ее довольно широко: например, книга В. Г. Бахурова, С. Г. Вечеркина, П. К. Луценко «Подземное выщелачивание урановых руд» (под ред. А. П. Зефирова. М.. Атом-издат, 1969), книга В. Г. Бахурова и И. К. Рудневой «Химическая добыча полезных ископаемых» (под ред. Д. Т. Десятннкова, М., «Недра», 1972), книга В. Ж. Аренса «Геотехнологнчсскне методы добычи полезных ископаемых» (М., «Недра», 1975).

Настоящая работа является первой попыткой широкого обобщения комплекса вопросов, связанных с развитием проблем подземного выщелачивания урана, на основе накопленного опыта.

По мнению авторов, книга вызовет интерес специалистов, связанных с разработкой и промышленным использованием геотехнологических методов добычи полезных ископаемых, в частности метода ПВ, не только в уранодобывающей промышленности, но и при добыче других полезных ископаемых, и будет способствовать дальнейшему расширению и совершенствованию этого прогрессивного метода добычи полезных ископаемых. Она также будет полезна при подготовке молодых специалистов в вузах и техникумах, а также на курсах повышения квалификации специалистов горнодобывающего профиля.

Авторы сознают, что работа не лишена недостатков, и с благодарностью примут все замечания читателей, направленные на ее улучшение.

II - глава

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ТЕРМИНОВ И ПОНЯТИЙ

В ходе разработки и внедрения в производство метода подземного выщелачивания возник ряд новых терминов и понятий, которые и исследователями, и производственниками трактуются по-разному. Кроме того, содержание некоторых уже существовавших понятий и терминов также изменилось и нуждается в уточнении применительно к методу подземного выщелачивания. Ниже приводится перечень и раскрывается содержание терминов и понятий, которыми широко пользуются специалисты, занятые на добыче урана методом подземного выщелачивания.

Продуктивный водоносный горизонт — стратиграфический (литологический) обводненный горизонт, включающий в себя рудные тела.

Мощность продуктивного водоносного горизонта — мощность обводненной части горизонта, вмещающего рудные тела.

Эффективная мощность продуктивного водоносного горизонта — часть общей мощности продуктивного водоносного горизонта (включающая рудные тела и вмещающие породы), в которой осуществляется основной (80—90%) массоперенос в виде растворов.

Коэффициент рудной мощности - отношение мощности рудного тела к эффективной мощности продуктивного водоносного горизонта.

Единичный действующий объем - столб горной массы в продуктивном горизонте, имеющий высоту, равную эффективной мощности, и основание, равное единице, площади.

Выщелачиваемая площадь - площадь продуктивного водоносного горизонта, на которой происходит движение технологических растворов.

Технологический раствор - водный раствор реагентов и продуктов их взаимодействия с вмещающей средой. При подземном выщелачивании технологические растворы подразделяются на рабочие, продуктивные, маточные, возвратные, сбросные.

Рабочий (выщелачивающий) раствор - раствор, содержащий необходимые для извлечения полезного компонента реагенты и подаваемый в закачные скважины.

Продуктивный раствор — раствор, сформировавшийся в недрах в результате физико-химического взаимодействия рабочего раствора с выщелачиваемой горной массой и содержащий полезное ископаемое (ископаемые) в концентрации выше минимально промышленной.

Маточный раствор — продуктивный раствор, из которого извлечен полезный компонент. Маточный раствор используется для приготовления рабочего раствора путем доукрепления его выщелачивающими реагентами.

Возвратный раствор — бедный продуктивный раствор, содержащий полезный компонент в количестве ниже минимального промышленного, но

пригодный (после добавки выщелачивающих реагентов) для повторной подачи в недра в качестве рабочего раствора.

Сбросной раствор — маточный или непромышленный (бедный) продуктивный раствор, который не может быть по тем или иным причинам использован для приготовления рабочего раствора. Сбросной раствор может быть направлен в гидрографическую сеть только после соответствующей очистки от вредных составляющих.

Граница распространения технологических растворов — рубеж, разделяющий подземные воды с естественной минерализацией и подземные воды, смешанные с технологическими растворами.

Скважины подземного выщелачивания — скважины, предназначенные для вскрытия рудных тел и извлечения продуктивных растворов из недр. По своему назначению они подразделяются на технологические (закачные и откачные), наблюдательные, контрольные и специальные

Скважины закачные — скважины, через которые в рудные тела подается рабочий раствор.

Скважины откачные — скважины, через которые из продуктивного горизонта выдается на поверхность продуктивный раствор. В практике подземного выщелачивания закачные и откачные скважины могут меняться назначением.

Реверсирование — изменение направления движения рабочих растворов в продуктивном горизонте на угол до 180° для повышения степени извлечения полезных компонентов из недр.

Скважины наблюдательные — предназначены для постоянного или периодического наблюдения за процессом подземного выщелачивания или режимом подземных вод (растворов) в выщелачиваемой горной массе.

Скважины контрольные — используются для вскрытия в заданном месте отрабатываемого рудного тела с целью определения

ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

1.ОБЩИЕ ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Несмотря на существенные различия в составе руд, их свойствах, в морфологии рудных тел и залежей и гидрогеологической обстановке, у всех месторождений, отрабатываемых методом ПВ, есть общие особенности. Разработка месторождения методом ПВ возможна при следующих основных условиях:

подлежащий извлечению металл присутствует в рудах в форме минералов, легко разрушающихся слабыми водными растворами выщелачивающего реагента;
входящие в состав руд породообразующие минералы имеют низкую кислотоемкость в условиях взаимодействия с технологическими растворами;
руды либо обладают естественной проницаемостью, либо становятся растворопроницаемыми после искусственного раздробления;
условия залегания руд и уже проведенные горные работы могут быть рационально использованы при введении выщелачивающих растворов в недра, к месту залегания руд, обеспечении их контакта с рудными минералами и при отводе, извлечении и транспортировке продуктивного раствора из недр к месту технологического передела.
Ниже дается краткая характеристика минералогических, петрографических, водно-физических и химико-технологических условии, определяющих принципиальную возможность и экономическую целесообразность отработки месторождений методом ПВ.

Минералы — носители урана в промышленных месторождениях

Хорошая растворимость многочисленных природных соединений урана в подземных водах в пределах всей литосферы была впервые отмечена В. И. Вернадским [37]. Среди урановых минералов в месторождениях, отрабатываемых методом ПВ, развиты окислы урана настуран и уранинит, силикаты урана коффинит и ненадкевит, реже фосфат уранила отенит, ванадат уранила тю-ямунит сульфаты уранила — уранопилит и цеппеит. Присутствиев рудах браннерпта и других титанатов, а также урансодержащих циркона, аршиновита, монацита и апатита осложняет процесс выщелачивания урана из руд.
Главнейшим "урановым минералом является настуран. В его хорошо сохранившихся разновидностях уран находится преимущественно в четырехвалентной форме [100]. Еще в I960 г. Г. М. Несмеянова и Г М Алхазашвили [82] показали экспериментально, что двуокись урана в растворе серной кислоты при концентрации 150 г/л температуре 90° С и продолжительности опыта 3 ч почти не растворяется. В тех же условиях шести- и четырехвалентный уран переходит в раствор взначительно большей степени из закиси-окиси Последующими работами показано, что в начальной стадии растворения закиси-окиси в жидкость переходит преимущественно шестивалентный уран. Отношение UO^ к U + в начале процесса растворения в 30-40 раз превышает 2:1, достигаемое при полном растворении U_3O_8 в кислотах без окислителя [23, 66J.
Изменения в концентрациях шести- и четырехвалентного урана в растворах можно объяснить различиями свойств ионов урана и допущением что конечным продуктом растворения является предельный окисел растворение которого происходит без изменения состава [22]. К числу таких окислов относятся оксидные фазы И 4О9 и В-1Ш7.

Соединения шестивалентного урана характеризуются высокой или относительно высокой растворимостью в воде и водных растворах Из шестивалентных соединений урана к наиболее труднорастворимым относятся трехокись (гидроокись) урана и уранаты щелочных металлов. Растворимость гидроокислов урана в чистой воде возрастает примерно от 2-10~4 г/л при 50 С до 2-10 г/л при 200° С; уже в очень разбавленных кислотах (pH = 3,0-M,5) растворимость возрастает на 2—3 порядка [100].

Из названных оксидных фаз многие исследователи допускают существование в природе UO_3, но каких-либо доказательств этого не приводится 147]. Закиси-окиси и пятиокиси урана в природе не установлено. Однако другие ученые допускают первичное образование закиси-окиси в урановых смоляных рудах и первичное выпадение настурана в виде пятиокиси. Наиболее устойчивые разновидности смолок — UO_2+X с параметрами решетки, близкими к а=5,45-^5,44 А и отличающиеся высокой твердостью рассматриваются как возможные природные аналоги U4Og [46].

В природе сульфатные кислые воды активно растворяют все урановые минералы, включая и сложные окислы, содержащие UO2, причем химическое взаимодействие их зависит от pH. Однако одни и те же минералы из руд различных месторождений обладают неодинаковой растворимостью [48].

Из настуранов лучше всего растворяются в серной кислоте те его разновидности, которые образованы при разрушении коффи-нита. Они имеют параметры решетки ао = 5,36^-5,39 А и микротвердость 200—400 кгс/см^2; наименее растворим настуран с параметром решетки ао = 5,43 А и микротвердостью 950—1000 кгс/см^2, сопоставимый с соединениями типа L^Og. Таким образом, присутствие в рудах коффинита следует считать благоприятным фактором для развития работ по ПВ. Коффинит обычно замещен такими окислами урана, которые легче всего растворимы в кислотах. Именно поэтому агрегаты коффинита и окислов урана выщелачиваются из руды значительно легче, чем плотные скопления настурана.

К числу факторов, предопределяющих успех ПВ, следует относить присутствие таких легкорастворимых минералов, как урановая чернь и урановые слюдки.

При определении роли браннерита, других титанатов урана и урансодержащих минералов необходимо учитывать их свойства. Все эти минералы трудно разлагаются кислотами и усложняют технологический процесс. Однако в метамиктных разновидностях названных минералов кристаллические связи окислов урана с титаном н другими компонентами оказываются ослабленными; труднорастворимые в кислотах, они могут быть подготовлены самой природой для успешной технологической переработки. Это обстоятельство является одной из причин, обусловливающих необходимость проведения лабораторных работ для предопределения возможной степени извлечения урана из каждого конкретного месторождения.

Главные минералы горных пород и руд при кислотном выщелачивании расход реагента увеличивается, когда в рудах и вмещающих их породах присутствуют карбонатные минералы. Практикой работ установлено, что повышенная карбонатность водопроницаемых руд и вмещающих пород (более 2,0% по CO_2) усложняет процесс ПВ во всех отношениях: резко увеличиваются расходы кислоты, усиливается газовая и химическая кольматация фильтров откачных скважин и прифильтро-вых зон.

Структуры и текстуры руд

Структуры урановых руд, отрабатываемых методом ПВ, вкрапленные, прожилково-вкрапленные и прожилковые. Текстуры руд весьма разнообразны. Распределение урановых минералов подчинено плоскостям напластования пород, направлениям их расслан-Цованности, зонам тектонических нарушений и направлениям микротрещиноватости. Наиболее полноценно извлечение урана из РУД, в которых его минералы приурочены к стенкам пор, открытых полостей и трещин, омываемых при ПВ растворами.

Для проведения ПВ неблагоприятны пятнистые скопления урановых минералов в породообразующих компонентах, которые по своим свойствам малопроницаемы для используемых технологических растворов. К числу таких компонентов относятся минерализованные обломки пород среди пористого цемента, урансодержащие фосфоритовые конкреции, фосфиритизированные и углефицированные остатки ископаемых и растений в осадочных породах, минерализованные глинистые окатыши и линзы глин в песках.

Если глины в рудах пространственно связаны с местами концентрации урановых минералов, то ПВ оказывается малорезультативным. Если места концентрации урановых минералов и глин разобщены (урановые минералы находятся в породах с высокой проницаемостью, а глины в безрудных боковых породах или в прослоях и зонах, не содержащих урана), технологический процесс в недрах протекает успешнее, чем в отсутствие глины, так как рудное тело оказывается естественно подготовленным к направленному течению растворов по местам концентрации рудных минералов, а боковые породы служат хорошим водоупором. Такое Распределение глины является наиболее благоприятным для проведения ПВ. Оно обеспечивает минимальный расход кислоты на извлечение единицы урана.

Знание закономерностей распределения карбонатов и глин в РУдах и вмещающих породах помогает при выборе режима технологического процесса и прогнозировании эффективности работ на различных стадиях эксплуатации месторождений методом ПВ.

Растворопроницаемость руд и пород

Способность горных пород пропускать через себя воду благодаря наличию трещин, пор и других пустот называется их водопроницаемостью. Она определяется коэффициентом фильтрации (или коэффициентом водопроницаемости), численно равным скорости фильтрации вод через породу при напорном градиенте, равном единице и измеряемом в единицах м/сут (или см/с).

Водопроницаемость горной породы находится в прямой зависимости от ее скважности. Под последней понимается общий объем пустот в горных породах, обусловливаемых наличием пор, трещин, каверн, кварстовых полостей и пустот других типов. Термин «скважность» горных пород имеет ограниченное распространение. Термин «пористость» применяется обычно не как частный случай скважности, а как его менее строгий синоним. При необходимости уточнить формы существующих в породе пустот говорят о поровой или трещинной пористости.

Пористость определяется как отношение объема пустот породы ко всему ее объему и выражается в процентах. Она может быть определена коэффициентом пористости, численно равным отношению объема пустот к объему минерального скелета, выражаемому также в процентах. При оценке технологических свойств руды различают: общую, или абсолютную, пористость, определяющую объем всех пустот вне зависимости от их формы и взаимной связи и рассчитываемую по соотношениям плотности и объемной массы породы; эффективную, или открытую, пористость, учитывающую объем части пустот, которые связаны пространственно друг с другом и обеспечивают возможность движения подземных вод через, данную руду или горную породу; закрытую пористость, определяемую по разности общей и открытой.

По размерам пустот различается суперкапиллярная, или сверхкапиллярная, пористость (пустоты крупнее капиллярных — >0,5 мм), капиллярная пористость (размеры округлых пустот от 0,0002 до 0,5 мм, трещинообразных пустот от 0,0001 до 0,25 мм), субкапиллярная пористость (пустоты мельче капиллярных — <0,0002 мм).

По условиям образования пористость может быть первичной и вторичной, связанной с тектоническими нарушениями или с выщелачиванием минералов. Наибольшая пористость (50—10%) характерна для осадочных горных пород. Гидротермальные процессы минералообразования, в том числе и процессы рудообразования сопровождаются значительным изменением объема пор. На различных стадиях рудообразования происходит как увеличение так и сокращение пористости вмещающих пород. Так в условиях приповерхностного гидрогенного преобразования руд и пород в линейных и пластовых корах выветривания под воздействием обогащенных кислородом вод пористость обычно увеличивается.

В отличие от водопроницаемости растворопроницаемость горных пород при движении технологических растворов в недрах и воздействии их на руды и

рудовмещающие породы происходящего на границе твердого тела с жидкостью, изучен еще недостаточно, однако совершенно очевидно, что выщелачивание минералов оказывается наиболее интенсивным в зонах с максимальной растворопроницаемостью.

Руды и вмещающие их породы целесообразно разделить на четыре основные группы в зависимости от коэффициента фильтрации: менее 0,1; от 0,1 до 1; от 1 до 10 и более 10 м/сут.

Наилучшие результаты подземного выщелачивания до сих пор были получены при коэффициенте фильтрации 1—10 м/сут. При Кф> м/сут процесс подземного выщелачивания осуществляется также удовлетворительно, однако чаще возникает опасность «каналирования», когда основная масса выщелачивающих растворов устремляется по зонам с повышенной проницаемостью, обычно не содержащим полезного компонента. Фильтрационную способность рудного тела, характеризуемую коэффициентами фильтрации 0,1 1 м/сут, приходится рассматривать как менее благоприятную, хотя процесс ПВ еще может протекать. В рудах с коэффициентом фильтрации ниже 0,1 м/сут подземное выщелачивание без предарительной подготовки (если она возможна) вести нецелесообразно.

Фильтрационная неоднородность

Суммарная растворопроводимость среды не может быть критерием оценки пригодности рудных тел для отработки методом ПВ. Огромное значение имеет фильтрационная неоднородность руд и рудовмещающих пород, которая определяет конвективную дисперсию и распространение растворов, а также контролирует массоперенос в продуктивных пластах. Наиболее благоприятным следует считать совместное залегание руд с максимальными раство-ропроводимостью и концентрацией урановых минералов. В тех случаях, когда максимальная растворопроводимость присуща не содержащим урана боковым породам, стоимость работ возрастает за счет непроизводительного расхода реагентов.

Для пластовых залежей с поровой и порово-трещинной проницаемостью можно выделить три основные составляющие с естественной фильтрационной неоднородностью.

Первая составляющая «плановая» неоднородность обусловлена изменениями крупности зерна по падению и простиранию пласта, а также другими фациальными замещениями.

Вторая составляющая «вертикальная» неоднородность обусловлена напластованием пород. Фильтрационная способность пластов резко меняется в разрезе от больших значений (десятки метров в сутки) до практически нулевых на коротких расстояниях (например, тонкое чередование песчаных и глинистых прослоев, наличие линз глины и т. п.) в пределах одного водоносного горизонта.

Третья составляющая «текстурная» неоднородность, которая наблюдается в пределах литологически однородных пластов или искусственных факторов.

Руды и вмещающие их породы целесообразно разделить на четыре основные группы в зависимости от коэффициента фильтрации: менее 0,1; от 0,1 до 1;

от 1 до 10 и более 10 м/сут.

Фильтрационная неоднородность

К важнейшим природным факторам кроме описанных выше относятся обводненность и водообильность месторождения. Главными искусственными факторами нужно считать считать работу технологических скважин, возникновение подземных течений в результате взаимодействия закачных и откачных скважин, взаимодействие между отдельными эксплуатационными элементами (участки, блоки, ячейки), между продуктивными и непродуктивными водоносными горизонтами и геотехногенные явления, связанные с введением в недра растворителей.

Подавляющее большинство месторождений обводнено природными подземными водами. Однако имеются месторождения естественно осушенные. Принципиально они могут быть обводнены искусственным путем, но такое мероприятие требует больших дополнительных эксплуатационных затрат. Естественная обводненность рудных тел благоприятна для постановки ПВ урана даже в тех случаях, когда продуктивные растворы выводятся через горные выработки. Трудности, связанные с предварительным дренажем, компенсируются удобством, возможностью и полнотой сбора извлеченных продуктивных растворов в депрессионных воронках под отрабатываемыми блоками.

Режим подземных вод месторождений, осваиваемых методом ПВ, обычно напорный, что обусловливается чередованием водопроницаемых и водоупорных пластов и гипсометрически высоким положением области питания. Однако часто встречаются продуктивные водоносные горизонты со свободным зеркалом подземных вод или со слабонапорными водами. Эти горизонты чаще залегают на небольшой глубине.

Наиболее благоприятные условия создаются при напорном режиме подземных вод, так как в этом случае проще осуществляется управляемый гидродинамический процесс ПВ. Для регулирования скорости и направления течения растворов в пласте при напорном режиме обычно можно ограничиться изменением отметок уровней жидкости в скважинах в пределах напорной части столба жидкости, т. е. созданием разности напоров в закачных и откачных скважинах без осушения продуктивного пласта. При безнапорном режиме водоносного горизонта создание необходимых напорных градиентов в пласте возможно только за счет его частичного осушения. Вместе с тем очень часто рудные залежи располагаются в верхней части водоносного горизонта, и если пласт будет осушен частично, они могут остаться невыщелоченными.

Рудные тела часто залегают на больших глубинах. В настоящее время методом ПВ уже осваиваются глубины 400—600 м. Подъем растворов с

таких глубин, как и ведение откачных операций, необходимых для регулирования процесса выщелачивания, был бы сопряжен с техническими трудностями и затратой больших средств.

При наличии напорных вод действие этих негативных обстоятельств в значительной степени уменьшается, так как пьезометрические уровни подземных вод в скважинах могут устанавливаться на небольших, легко доступных для современных средств подъема глубинах и даже выше поверхности земли. Если пьезометрический уровень устанавливается ниже поверхности земли, создаются благоприятные возможности для введения растворителя в рудный пласт простым наливом раствора в закачные скважины. Однако при больших глубинах уровня вод осложняется подъем в скважинах продуктивных растворов. Самоизлив подземных вод благоприятен для извлечения продуктивных растворов из недр. С другой стороны, в случаях самоизлива возникают технические трудности с закачкой рабочих растворов, так как для создания избыточного гидростатического давления приходится применять нагнетательные насосы.

В присутствии безнапорных или слабонапорных подземных вод в процессе ПВ происходит частичное обезвоживание продуктивного горизонта. В связи с этим возникают трудности, во-первых, при отработке руд, залегающих вблизи зеркала подземных вод, и, во-вторых, при подъеме продуктивных растворов. В практике подземного выщелачивания в таких случаях приходится уменьшать расход откачных и соответственно закачных технологических скважин, что вызывает удлинение сроков отработки залежей, а при высокой естественной водообильности и разбавление продуктивных растворов.

Обводненность месторождения может быть связана как со статическими, так и с динамическими запасами подземных вод. Динамические запасы для разных месторождений находятся в весьма широких пределах. Удельные их значения определяются водопро-водимостью и гидравлическим уклоном подземного потока. Средние коэффициенты фильтрации продуктивных водоносных горизонтов изменяются от 0,1 до 20—30 м/сут и выше, мощности водоносных пластов от первых метров до 80—100 м, а гидравлические уклоны — в пределах 0,01—0,001. Средние естественные скорости движения подземных потоков колеблются также в широких пределах — от миллиметров до долей метра в сутки, редко более. Малые (метры в год) естественные скорости подземных вод являются благоприятным фактором для ПВ, так как практически не воздействуют на гидродинамику процесса (и должны учитываться главным образом при оценке растекания растворов). Динамические запасы подземных вод обычно не оказывают существенного влияния на процесс ПВ при условии поддержания правильного гидродинамического режима, когда не допускается образование глубоких депрессионных воронок. В то же время эти запасы могут быть успешно использованы для восстановления нарушаемых в процессе отработки месторождения гидрогеологических условий.

Минерализация подземных вод

Промышленный гидрогеохимический режим ПВ формируется в результате введения в рудную залежь растворителей, окислителей, комплексообразователей и других реагентов. Начальные (естественные) гидрохимические условия не являются решающим фактором, в то же время они играют определенную роль при отработке залежей, что следует учитывать при проектировании гидрогеохимического режима работы.

При ПВ приходится сталкиваться с различными начальными гидрохимическими условиями. Состав подземных вод разных месторождений и водоносных горизонтов и комплексов широко варьирует, причем направление действия его на урановые соединения в естественных условиях не всегда благоприятно для технологического процесса. Это прежде всего касается общей минерализации.

В процессе ПВ более благоприятные условия создаются при слабоминерализованных водах. Минерализация подземной воды значительно возрастает в процессе ПВ, затрудняя переработку продуктивных растворов на ионообменных смолах, а иногда она может стать причиной кольматации порового пространства пласта. Высокая начальная минерализация подземных вод особенно затрудняет применение карбонатных выщелачивающих растворов.

Определенное значение при ПВ имеет компонентный состав подземных вод. Основными компонентами минерализации воды, как известно, являются HCO~, SO*-, Cr~, $Ca^{2+,}$ $Щ^{2+,}$ Na+. В природной обстановке анионы подземных вод играют существенную роль в переходе урана из пород и руд в воду. При этом наибольшее значение имеет гидрокарбонат-ион, обусловливающий образование легкорастворимых комплексов, в состав которых входит $NO_2(HCO_3)$. Содержание HCO_3 в природных водах обычно не превышает 500—600 мг/л. Наиболее часто встречающаяся его концентрация 100—200 мг/л задерживает выпадение урана в осадок, чем облегчает его миграцию. При карбонатном выщелачивании повышенные содержания гидрокарбонат-иона в подземной воде будут играть положительную роль. Этого, однако, нельзя сказать о широко используемом в настоящее время кислотном выщелачивании, за исключением его начальной, гидрокарбонатной фазы.

Влияние основного катионного состава на выщелачивание урана слабее, чем анионного. Он, по-видимому, приобретает некоторую значимость при выщелачивании карбонатных руд карбонатными растворами, что в последнее время изучается.

Соединения шестивалентного урана легко переходят в слабые водные растворы серной кислоты, используемые при ПВ. Растворение соединений четырехвалентного урана затруднено. Ускорение этого процесса достигается повышением окислительно-восстановительного потенциала Eh рабочих растворов, в связи с чем приобретают значение потенциалобразующие

компоненты минерализации воды, среди которых главными являются кислород и трехвалентное железо.

Большинство месторождений урана, разрабатываемых методом ПВ, обводнено водами зоны гипергенеза, содержащими значительные количества растворенного кислорода. Его растворимость в воде достигает 10 мг/л. Повышая Ph воды, кислород способствует переводу U^ в U^.

Миграции урана в природных условиях способствует углекислота, концентрация которой в природной воде может достигать 2—2 г/л и более. В естественных водах урановых месторождений высоких концентраций CO_2 пока не обнаружено. В больших количествах углекислый газ возникает уже в гидрогеотехнологическом процессе при воздействии сернокислых растворов на карбонаты, что является одной из причин кольматации (газовой) порового пространства рудных тел и снижения их проницаемости.

Отрицательную роль при выщелачивании играет присутствующий в воде сероводород, восстанавливающий уран до четырехвалентной формы и способствующий его выпадению из раствора.

Положительным обстоятельством для ПВ при сернокислотной схеме является присутствие в подземных водах окисного железа в количествах, превышающих закисное.

В зависимости от геохимической обстановки окислительно-восстановительный потенциал вод урановых месторождений меняется в широких пределах от отрицательных значений, способствующих сохранности оруденения и соответственно требующих увеличения расхода окислителя для интенсификации процесса ПВ, до 300—400 мВ, что характеризует стадию разрушения рудных минералов и облегчает выщелачивание.

С насыщением подземных вод рудных горизонтов реагентами роль природных гидрогеохимических условий уменьшается, и геохимическая обстановка в выщелачиваемой залежи в дальнейшем процессе отработки месторождения уже зависит от искусственных факторов.

Выбор технологической схемы и планирование любых изменений режима работы при выщелачивании урана из недр проводятся на основе анализа конкретных особенностей геологического строения отрабатываемых рудных тел и вмещающих их пород.

2. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ УРАНА, РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Геохимические особенности урана различное поведение в земной коре его четырех- и шестивалентных соединений, способность входить в виде примесей в другие, неурановые минералы а также хорошая миграционная способность шестивалентного урана создают широкий диапазон геологических условий его концентрации (процессы постмагматические, метаморфические, осадконакопления и формирования коры выветривания).

Исключительным разнообразием генетических условий образования урановых месторождений объясняется тот факт что в ходе углубленного геологического изучения различных регионов выявляются все новые и новые типы месторождений урана. Систематике урановых месторождений по определенным признакам и построению на этой основе их классификаций посвящены многие работы советских и зарубежных исследователей [44, 51, 103, 104, 106J. В этих работах в качестве основных классификационных признаков принимаются генезис месторождений, морфология рудных тел, состав рудовмещающих пород, соотношение рудных тел с тектоническими элементами, вещественный или минеральный состав руд и некоторые другие признаки.

В настоящей работе, посвященной конкретной цели характеристике метода ПВ урана из руд различных месторождений, представляется нецелесообразным рассматривать существующие классификации урановых месторождений. Здесь необходимо отметить лишь то, что в генетическом отношении все промышленные месторождения урана в подавляющем большинстве классификаций подразделяются на магматогенные (гидротермальные), связанные с глубинными магматическими и метаморфическими процессами, и экзогенные (гидрогенные), связанные с поверхностными процессами осадкообразования, диагенеза, выветривания и созидательной деятельности подземных вод, циркулирующих в водоносных горизонтах депрессионных структур, сложенных образованиями мезокайнозоя, и в зонах трещиноватости пород фундамента [Ю, 11].

Следует также отметить, что метод ПВ, впервые использованный в нашей стране для разработки ряда гидрогенных месторождений урана, позволил преодолеть настороженное отношение к оценке перспектив промышленного использования этих месторождений в связи с залеганием их в сложных горно-гидрогеологиче-ских условиях и низкой концентрацией урана в рудах. Внедрение этого метода активизировало геологические работы. В последние годы выполнены целенаправленные поисковые работы, и в различных районах нашей страны открыт ряд крупных гидрогенных месторождений, которые создали надежную сырьевую базу для совершенствования и применения метода ПВ.

Именно этим объясняется то особое внимание, которое уделяется описанию гидрогенных урановых месторождений в настоящей книге.

При ПВ урана велика роль таких гидрогеологических факторов, как обводненность месторождений и артезианский характер залегания грунтовых вод; определенное значение имеют запасы и расходы естественных потоков, температура и химизм подземных вод. Однако эти факторы не являются решающими и в предлагаемой классификации месторождений не используются.

Без естественных или искусственно создаваемых условий, обеспечивающих поступление реагента к выщелачиваемым рудным минералам и последующее перемещение продуктивных растворов на поверхность, невозможно использование ПВ как метода добычи урана. Поэтому проницаемость рудных

тел в предлагаемой классификации месторождений служит основным определяющим фактором. Технологические свойства руд зависят в значительной мере от их минерального состава и текстурных особенностей. Наиболее благоприятны для ПВ руды, содержащие соединения шестивалентного урана. Из природных четырехвалентных его соединений наиболее устойчивыми при разложении слабыми растворами реагентов являются минеральные ассоциации с титанатами, близкими к браннериту. Выщелачивание мономинеральных настурановых агрегатов особых затруднений не вызывает. Из гипергенных агрегатов, сложенных настураном и коффинитом, уран выщелачивается легче, чем из всех других естественных соединений, содержащих четырехвалентный уран [45].

Для выщелачивания урана из руд особенно благоприятны условия, при которых происходит частичное разрушение минералов и перераспределение урана. Эти геохимические преобразования присущи процессам гипергенеза и широко развиты в корах выветривания, линейных пластовых и разломных зонах поверхностного окисления.

К факторам, благоприятствующим выщелачиванию урана из гидротермальных руд, судя по результатам выщелачивания урана из кусков горной массы, следует отнести кроме способности урановых минералов легко растворяться в реагентах инертность к кислотам большинства породообразующих минералов и приуроченность полезных компонентов в рудах к поровым и трещинным полостям [98].

И.П.Кириченко [62], предложивший первую классификацию геотехнологических методов отработки полезных ископаемых, дал перечень минералов, из которых может быть извлечен металл методом ПВ (технологическими растворами). Общепринятой классификации урановых месторождений, отрабатываемых методом ПВ, до настоящего времени не разработано.

Определенные рекомендации по типизации условий ведения процесса ПВ изложены за последние годы многими исследователями. Так, А. П. Зефировым еще в 1966 г. [56] на основе отечественного опыта применения метода ПВ были выделены два типа урановых месторождений приуроченные к песчано-глинистым пластам и в скальных породах. Эта группировка получила относительно широкое распространение и дальнейшее обоснование в книге В. Г. Бахурова, С. Г. Вечеркина и И. К. Луценко, изданной под редакцией А. П. Зефирова [18].

В. П. Новик-Кочан, Н. В. Губкин, Д. Т. Десятников и Н. И. Чесноков в работе, опубликованной в 1970 г. под редакцией Д. И. Щеголева [83], показали, что все месторождения по связанности горной массы могут быть подразделены на сыпучие, скальные и пластичные. При таком подразделении подчеркивалось, что сыпучие представляют собой месторождения с рудами, наиболее проницаемыми для подземных вод и растворов выщелачивающего реагента, а пластичные с рудами, непроницаемыми для них ни в естественном состоянии, ни после дробления в результате Буровзрывных работ [83]. Выделение двух групп месторождений с благоприятными и

неблагоприятными условиями для ведения работ по ПВ урана обосновано также В. Г. Бахуровым и И. К. Рудневой в 1972 г. 119]. При этом в качестве основы для группировки месторождений и для выделения подгрупп были взяты водопроницаемость руд и объемные соотношения между водопроницаемыми рудами и породами в продуктивном горизонте. Таким образом, в геолого-технологических классификациях предложенное в качестве основного критерия сопоставление пород по связанности сменилось противопоставлением их по водопроницаемости.

Петрографическая терминология для классификации рудных месторождений неприемлема, так как механические, а вместе с ними и фильтрационные свойства пород, получающих одинаковые наименования, могут быть различными. Любой песчаник, гранит или какая-либо другая порода в одних естественных условиях оказываются плотными, монолитными и минерализованными, в других рыхлыми, пористыми, катаклазированными. Можно было бы использовать терминологию, принятую в строительной практике. Однако и в этом случае достичь определенности не удается. В соответствии со строительными нормами и правилами все прочные породы со структурными кристаллическими и упругими аморфными связями, не теряющими сил сцепления при насыщении водой, называются скальными; породы, у которых наряду с упругими свойствами проявлены и пластические коллоидные связи, именуются полускальными. Выше некоторых предельных нагрузок последние утрачивают свои упругие свойства и дефомируются так же, как и рыхлые породы [111]. Это деление не является строгим.

К скальным относятся не горные породы, а массивы горных пород, являющиеся наиболее совершенными в инженерно-геологическом отношении [73]. Вполне понятно, что ни первое, ни второе определение не может быть использовано при характеристике комплекса неоднородных по физическим свойствам пород и руд, насыщаемых не водой, а растворами весьма агрессивных реагентов. При выборе рудных месторождений для постановки работ по ПВ предпочтение отдается независимо от генезиса руд таким, в пределах которых рудные тела отличаются максимальной водопроницаемостью.

Среди гидрогенных месторождений по водопроницаемости, зависящей от состава пород и руд, могут быть выделены месторождения с высокой и ограниченной поровой, порово-трещинной и трещинной проницаемостью, среди гидротермальных с низкой и ничтожной порово-трещинной и трещинной проницаемостью. Генетическая группировка месторождений могла бы быть детализирована для решения'задач, связанных с поисками и разведкой месторождений, пригодных для отработки методом ПВ. Однако для производственных и технологических задач отнесение к разным группам месторождений, отрабатываемых с использованием комплекса близких приемов, и объединение в одну группу месторождений с положительными и отрицательными результатами подземного выщелачивания нельзя признать рациональными.

Принцип научно обоснованной технологической группировки

месторождений, отрабатываемых методом ПВ, состоит в выделении их естественных признаков, предопределяющих конечные результаты работ. Такая группировка должна быть только геолого-технологической и строиться на определении взаимной зависимости геологических признаков и технологических приемов работы. Важнейшим из этих признаков является водопроницаемость руд и вмещающих их пород.

В соответствии с изложенным в табл. 3.1 приводится классификация, предлагаемая авторами. Здесь все месторождения, отрабатываемые методом ПВ, разбиты на две технологические группы по водопроницаемости руд и рудовмещающих пород. Более дробная типизация (технологический тип) дается в зависимости от формы проницаемости и состава руд и вмещающих пород (выделено три типа в первой группе и два во второй). Кроме того, в зависимости от формы рудных залежей и тел технологические типы месторождений подразделены на 8 подтипов.

Первую группу составляют месторождения с рудами, проницаемыми для выщелачивания растворов в их естественном залегании, с коэффициентами фильтрации более 0,1 м/сут; рудные залежи таких месторождений могут отрабатываться методом. ПВ без предварительного дробления. К этой группе относятся гидрогенные урановые месторождения с высокой поровой и порово-трещинной проницаемостью руд, с рудными залежами в песках или углистых песках и в песчаниках, углистых песчаниках или алевролитах, содержащих ограниченное количество глинистого минерала. В состав группы входят, кроме того, гидротермальные месторождения урана с хорошей естественной трещинной проницаемостью руд, с рудными телами в кристаллических породах в зонах интенсивной трещиноватости поверхностного выветривания.

Во вторую группу включены месторождения урановых руд, проницаемых для выщелачивающих растворов после их предварительного дробления. К этой группе отнесены гидрогенные и гидротермальные месторождения урана с рудными залежами в алевролитах и углистых алевролитах и с рудными телами в кристаллических породах (за пределами зон естественного приповерхностного выветривания), с ограниченной порово-трещинной проницаемостью менее 0,1 м/сут.

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ТИП УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИИ С ЕСТЕСТВЕННОЙ ПОРОВОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ, НАХОДЯЩИХСЯ В ПЕСКАХ И УГЛИСТЫХ ПЕСКАХ.

По технологическим свойствам и распространенности гидрогенные месторождения этого типа являются важнейшими среди разрабатываемых методом ПВ. По опыту промышленных работ выполняемых в Советском Союзе, выделено три подтипа месторождений каждый из которых описывается ниже. Геолого-технологическая группировка урановых месторождений, отрабатываемых методом подземного выщелачивания

Технологическая группа(по проницаемости руд для растворов подземного выщелачивания)
Технологический подтип (по форме рудных тел)
Технологический тип (по условиям образования)
скважности и составу рудовмещающих пород и руд)
1. Месторождения с поровой проницаемостью рудных залежей в песках и углистых песках
1. Месторождения с выдержанными простыми пластообразными рудными залежами
Месторождения с естественной проницаемостью: рудные тела проницаемы для растворов, используемых при подземном выщелачивании (Кф>0,1 м/сут.
2. Месторождения с выдержанными тектонически осложненными пластообразными рудными залежами
3.Месторождения с разобщенными небольшими пластообразными и линзообразными рудными залежами
Месторождения с выдержанными тектонически осложненными пластообразными рудными залежами
2. Месторождения с порово-трещинной проницаемостью рудных залежей в песчаниках, углистых песчаниках и алевролитах
Месторождения с трещинной проницаемостью рудных тел и кристаллических пород в пределах кор выветривания
Месторождения с неправильными по форме преимущественно штоковерковыми рудными телами
Месторождения с низкой порово-трещинной проницаемостью рудных залежей в алевролитах и углистых алевролитах
Месторождения с низкой порово-трещинной проницаемостью рудных тел в кристаллических породах
Месторождения с пластообразными рудными залежами
2.
Месторождения штокверковыми рудными телами
Месторождения с пластообразными рудными телами
2. Месторождения с искусственно создаваемой проницаемостью: рудные тела, практически непроницаемые для технологических растворов (/(ф<0,1 м/сут.), но сохраняющие проницаемость, создаваемую искусственно

Месторождения с выдержанными простыми пластообразными рудными залежами

Месторождения этого подтипа приурочены к осадочному чехлу кристаллических щитов и консолидированных участков срединных палеозойских массивов. Чаще они находятся в пологозалегающих крыльях поднятий, являющихся одновременно крыльями артезианских бассейнов.

Главным урановым минералом в рудах является чернь, подчиненное значение имеет настуран. В составе руд главными породообразующими минералами являются кварц и полевые шпаты, существенная роль

принадлежит сульфидам (мельниковит, пирит и др.) и углистому веществу. Водоупорные горизонты содержат каолин, гидрослюды, реже монтмориллонит. На некоторых месторождениях окислительная обстановка наступает на оруденение и разрушает его с частичным и временным переотложением рудных концентраций в направлении движения подземных вод. В этих условиях оруденение в значительной мере приурочено к границе между окисленной зоной и неокисленными горными породами.

Переотложенное оруденение в таких случаях часто имеет форму роллов, обращенных выпуклой стороной по направлению движения подземных вод (рис. 3.1). Во многих случаях процесс переотложения оруденения практически закончился, и мешковые части роллов оказались разрезанными наиболее интенсивно наступающей окислительной обстановкой по хорошо проницаемым частям рудоносных горизонтов.

Гидрогеологические условия месторождений в крыльях артезианских бассейнов имеют много общих черт. Для гидрогеологических расчетов водоносные горизонты здесь могут приниматься как безрудные. Месторождения слагаются чередующимися водоносными и водоупорными слоями, чаще залегающими полого. Нередко нижний водоносный горизонт залегает на породах нижнего структурного этажа, выходы которых на поверхность служат основными областями питания водоносных горизонтов.

Водоносные горизонты и водоупоры разнообразны как по мощности, так и по составу рудовмещающих пород.

Мощность продуктивных водоносных горизонтов на известных месторождениях изменяется от первых метров до 80—100 м, причем наиболее распространенные значения мощности 10—30 м. При больших мощностях продуктивного водоносного горизонта довольно часто нельзя говорить о его каких-либо определенных рудных подгорнзонтах: рудные пересечения здесь обнаруживаются на различных уровнях, что создает значительные трудности при проведении работ.

Состав рудовмещающих пород колеблется в широких пределах как для разных горизонтов, так и в пределах одного горизонта В продуктивном водоносном горизонте обычно можно выделить не менее трех литологических разновидностей, отличающихся друг от друга растворопроницаемостью и содержанием урана: линзо-видные включения глинистых пород (практически местные водоупоры), руды и вмещающие песчаные отложения. Проницаемость руд чаще ниже проницаемости песчаных отложений; иногда среди рудовмещающих песков и песчаников встречаются прослои крупнозернистых разновидностей с проницаемостью на порядок и более выше, чем у руд. Такие подземные «каналы» создают большие трудности для ПВ.

Изменчивость гранулометрического состава особенно характерна для терригенных отложений. Текстура отложений горизонтально-слоистая, нередко косослоистая. В разрезе продуктивного пласта обычно можно наблюдать переслаивание хорошо проницаемых песков с линзующимися пропластками глин и алевролитов.

Отложения не выдержаны по простиранию и трудно увязываются или практически не увязываются в разрезе. Эти условия предопределяют широкий диапазон колебаний их фильтрационных свойств. В пределах одного и того же месторождения коэффиенты фильтрации вмещающих песчаных пород и руд имеют значения до 15 м/сут; преобладают значения от 2 до 7 м/сут. Общая пористость отложений изменяется в пределах 14—48%, а эффективная—15—25%- Нередки случаи, когда диапазон изменений коэффициента фильтрации отложений продуктивного горизонта значительно расширяется. Водопроницаемость (проницаемость разновидностей) на коротких расстояниях, обычно в разрезе, изменяется на 1-2 порядка.

Руды по гранулометрическому составу и фильтрационным свойствам также очень разнообразны; от практически непроницаемых до хорошо фильтрующих. Коэффициент фильтрации руд обычно изменяется от долей метра до нескольких метров в сутки. Существенно непроницаемые глинистые руды современными приемами выщелачиваются весьма медленнно или практически не выщелачиваются, поэтому они исключаются из активных запасов.

Месторождения с выдержанными тектонически осложненными пластообразными рудными залежами.

Этот подтип урановых месторождений по многим признакам подобен предыдущему. Он развит в осадочном чехле срединных палеозойских массивов, которым, как известно, присущи свойства не только кристаллических щитов, но и областей завершенной геосинклинальной складчатости. Если первый подтип находится в консолидированных центральных частях массивов, то второй приурочен к краевым частям срединных массивов, отличающимся развитием многочисленных разломных зон, проходящих не только через породы палеозойского фундамента, но и через осадочные породы мезокайнозойского чехла, вмещающие гидрогенные урано-ворудные залежи.

Гидрогеологические условия описываемого подтипа примерно те же. Месторождения обычно обводнены напорными водами. Напорность подземных вод обусловлена чередованием водопроницаемых и водоупорных горизонтов и гипсометрически доминирующих областей питания. Подземные потоки, проходящие через месторождения, отличаются невысокими напорными градиентами, колеблющимися обычно в пределах 0,001—0,005, и малыми естественными скоростями движения: единицы и первые десятки метров в год.

Этот подтип месторождений обычно расположен на площадях с широким развитием дизъюнктивных дислокаций; часто наблюдается густая сеть различно ориентированных трещин (продольных, поперечных, диагональных), разбивающих рудную залежь на отдельные блоки (рис. 3.2). Если амплитуда относительных перемещений блоков по вертикали меньше мощности продуктивного пласта, то гидравлическая связь между смещенными частями последнего будет сохраняться и процесс выщелачивания может протекать нормально. Картина, однако, резко

меняется при амплитудах вертикальных перемещений, превышающих мощность продуктивного пласта. В таких случаях водоносные слои одного блока по плоскостям разлома смещаются в контакт с водоупорными или водоносными горизонтами другого блока, создавая локальные подпоры и барражи подземных вод или переток воды из одного водоносного горизонта в другой. Продуктивный водоносный горизонт разделяется на ряд полуограниченных потоков с различными режимами.

По условиям проницаемости в рудовмещающем осадочном чехле можно выделить три типа тектонических трещин: проницаемые, полупроницаемые и практически непроницаемые. Проницаемые трещины, зияющие, обычно заполнены песчаным материалом, хорошо проницаемым для воды. Эти трещины чаще имеют небольшую амплитуду смещения. Оторванные части мощных водоносных горизонтов не теряют полностью контакта между собой, и гидравлическая связь между блоками сохраняется. Непроницаемые для воды трещины возникают в результате размазывания по их поверхности глинистого материала, разбухания глин при смачивании их водой, устремляющейся в трещины, а также выполнения пустот химическими и механическими осадками, выпадающими из подземных вод.

Наиболее широко развиты полупроницаемые трещины, составляющие промежуточный гидрогеологический тип. Их проницаемость сильно меняется даже на коротких расстояниях в зависимости от строения зоны и состава тектонитов. При ПВ особенно часто приходится учитывать этот тип трещин.

Существенные затруднения возникают при наличии мощных зон дробления, состоящих из многочисленных трещин, по которым ступенчато смещены отдельные мелкие блоки. Ширина таких зон может составлять десятки и даже сотни метров. И в тех случаях, когда они пересекают месторождение, значительные запасы металла могут оказаться в условиях, трудных для извлечения не только горно-шахтным способом, но и методом ПВ.

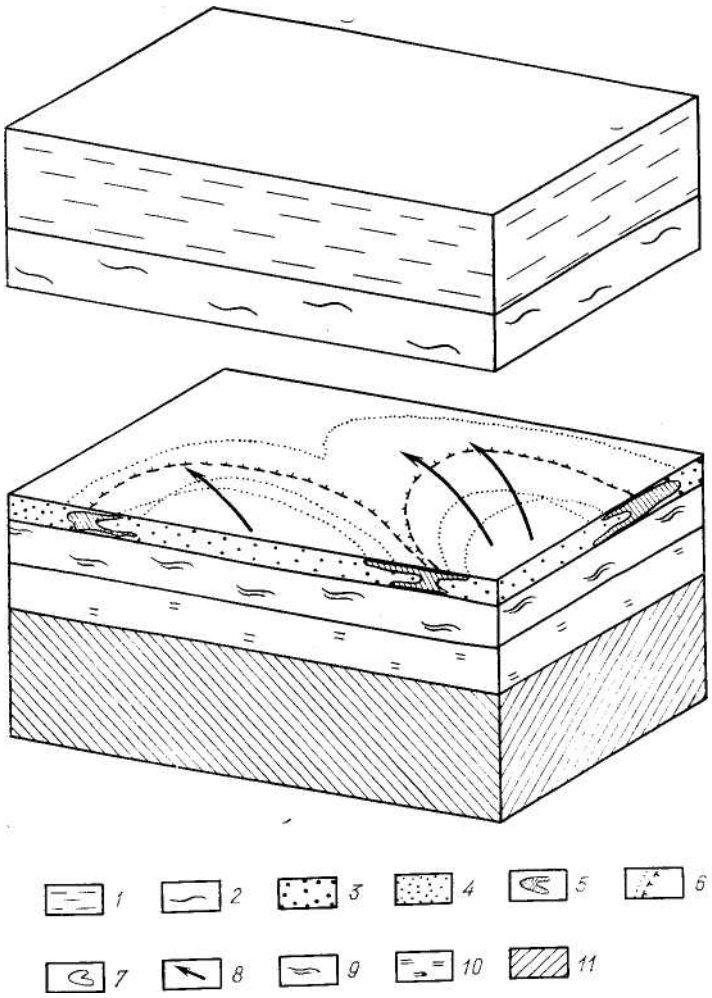


Рис. 3.1. Блок-схема рудных залежей в месторождениях первого технологического типа (подтип 1):
1 — перекрывающие отложения; 2 — верхний водоупорный горизонт; 3 — серые пески рудо-вмещающего водоносного горизонта; 4 — бурые лимонитизированные пески того же горизонта; 5— сечения рудных залежей; 6 — проекция линии выклинивания змии пластового окисления и контура рудных тел; 7 — контур рудной залежи; 8 — направления потока вадозных вод; 9—нижний водоупорный горизонт; 10 — подстилающие базальные осадки; И — древние метаморфизованные комплексы докембрийских или палеозойских пород.

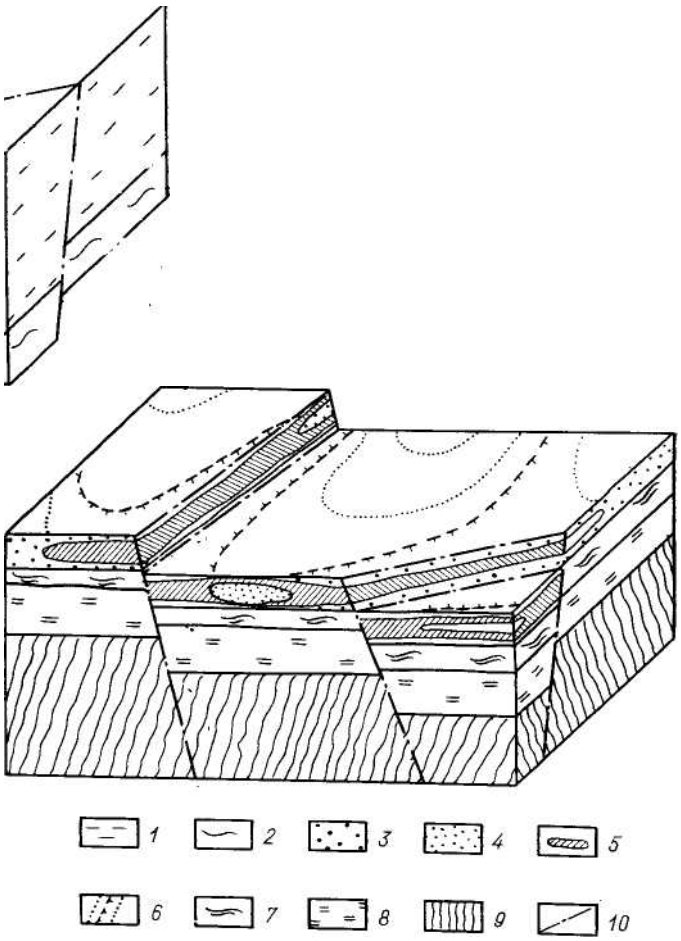


Рис. 3.2. Блок-схема рудных залежей в месторождениях первого типа, разбитых на отдельные блоки по системе разломных нарушений (подтип 2):
1 — перекрывающие отложения;
2 — верхний водоупорный горизонт;
3, 4 — соответственно серые и лимонитизированные пески продуктивного водоносного горизонта;
5 — сечения рудных тел на срезе рудовмещающего горизонта; 6 — проекция линии выклинивания зоны пластового окисления и контура рудной залежи;
7 — нижний водоупорный горизонт;
8 — подстилающие осадки;
9 — древние мстаморфизованные комплексы докембрийских или палеозойских пород;
10—смесители разрывных нарушен.

Такое условие является благоприятным фактором для ПВ (особенно в тех случаях, когда месторождение разрабатывается одновременно горно-шахтным способом, неизбежно сопровождающимся водоотливом, ведущим к формированию районной депрессионной воронки, и методом ПВ). Наличие блоков с естественной гидравлической связью благоприятствует созданию на участках выщелачивания независимого от рудника гидравлического режима. При отсутствии или затрудненной гидравлической связи между тектоническими блоками каждый из них следует рассматривать как

отдельный эксплуатационный участок ПВ.
Месторождения с разобщенными небольшими пластообразными и линзообразными рудными залежами.
Этот подтип рудных месторождений приурочен к русловым отложениям палеодолин. Ложе последних проходит либо по докембрийским, либо по более молодым комплексам метаморфических и интрузивных пород, которые и явились поставщиками урана при формировании гидрогенных месторождений вадозными водами.
Месторождения палеодолин по гидрогеологическим условиям близки к предыдущим подтипам. Они слагаются песчано-глинистыми континентальными отложениями юрского, мелового, третичного и четвертичного возраста, заполняющими долины палеорусел. В их основании находится кора выветривания пород фундамента. Из месторождений данного подтипа для ПВ наиболее благоприятны те, на которых рудовмещающие отложения оказались перекрытыми толщей глин (рис. 3.3). Ширина палеорусел варьирует от нескольких сот метров до 1—2 км. Для гидрогеологических расчетов водоносные горизонты схематизируются как пласт-полоса.
Фильтрационная способность продуктивных пластов палеодолин очень неоднородна. Так, на одном месторождении этого подтипа коэффициент фильтрации отложений продуктивного пласта, включая и руды, но исключая глины, варьирует по разрезу от долей метра в сутки до 60 м/сут.

■ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ТИП УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ЕСТЕСТВЕННОЙ ПОРОВО-ТРЕЩИННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ ВЫДЕРЖАННЫХ ТЕКТОНИЧЕСКИ ОСЛОЖНЕННЫХ ПЛАСТООБРАЗНЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ В ПЕСЧАНИКАХ, УГЛИСТЫХ ПЕСЧАНИКАХ И АЛЕВРОЛИТАХ

Месторождения этого типа установлены среди мезокайнозойских отложений грабенообразных впадин. Формирование последних сопровождалось прогибанием фундамента, компенсируемым осадко-накоплением. В основании осадочного комплекса находятся континентальные и лагунные, выше переходные и морские отложения. Вся толща осадочных пород рассечена разрывными нарушениями. К отдельным разломам и к узлам их пересечения приурочены дайки и неправильные тела субвулканических базальтов. Осадочные породы в непосредственной близости к интрузиям*».
Рассеченные многочисленными трещинами,часто открытыми,урановорудные залежи приурочены континентальным и переходным слоям (рис. 3.4). Они подстилался сильно дислоцированными кристаллическими сланцами и гранитоидами палеозойского возраста, с денудацией которых связывается обогащение вадозных вод ураном. Руды по составу весьма неоднородны. Урановые минералы представлены чернью, настураном и коффинитом. В отдельных разновидностях руд существенная часть металла связана с

урансодержащим колломорфным цирконневым минералом.
Гидрогеологические условия на месторождениях с порово-тре-щиниой проницаемостью продуктивных горизонтов близки к таковым у месторождений с поровой проницаемостью. Породы с поро-во-трещинной проницаемостью здесь перемежаются с водоупорными пластами, иногда также слабо литифицированными. Характерная особенность продуктивных горизонтов их резко выраженная текстурная неоднородность. Так, на некоторых месторождениях проницаемость по напластованию достигает 2-3 м./сут при ничтожной проницаемости по нормали к напластованию. Последняя в большей степени обусловлена сетью мелких (часто притертых) трещин, чем изначальной пористостью.
Как и описанный выше тип пластовых месторождений с рудами, имеющими поровую проницаемость, месторождения с порово-трещинной проницаемостью разрабатывают способом ПВ без предварительного дробления руды в недрах, используя их естественную проницаемость.

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ТИП УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ЕСТЕСТВЕННОЙ ТРЕЩИННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ ШТОКВЕРКОВЫХ РУДНЫХ ТЕЛ В ЛИНЕЙНЫХ КОРАХ ВЫВЕТРИВАНИЯ КРИСТАЛЛИЧЕСКИХ ПОРОД

Месторождения этого типа находятся в разновозрастных складчатых зонах среди сильно катаклазированных гранитных или гра-нитпорфировых массивов. Рудные тела представляют собой типичные штокверки с весьма неравномерным распределением урановых минералов (рис. 3.5). Последние строго приурочены к стенкам открытых трещин и к микротрещинам. В приповерхностных частях массива и в зонах линейных кор выветривания, прослеживаемых на глубины, измеряемые сотнями метров, значительная часть трещин открыта, существовавший в них кальцит выщелочен вадозными водами. Урановые минералы представлены чернью, настураном, коффинитом. В ассоциации с ними находятся хлорит, гидрослюды, гидрогематит, манган-кальцит, иногда сульфиды и флюорит.
Рудные тела этого технологического типа, сильно разрушенные в результате поверхностной денудации и разбитые густой сетью трещин, подготовлены самой природой к отработке методом ПВ. В них возникла вторичная эффективная пористость (скважность), которая и позволяет подводить рабочие растворы к сохранившимся концентрациям металла и получать продуктивные растворы. Такие месторождения располагаются, как правило, выше местного базиса эрозии и поэтому энергично разрушаются. Основным агентом разрушения являются подземные воды, содержащие обычно повы шенные количества растворенного свободного кислорода. Известные месторождения такого типа не представляют промышленного интереса при использовании горно-шахтного способа разработки. Их эксплуатация может быть рентабельной только с применением метода ПВ, которое возможно благодаря хорошей трещинной проницаемости.

Единичные случаи отработки штокверковых рудных тел без предварительного дробления уже имеются в практике эксплуатации.

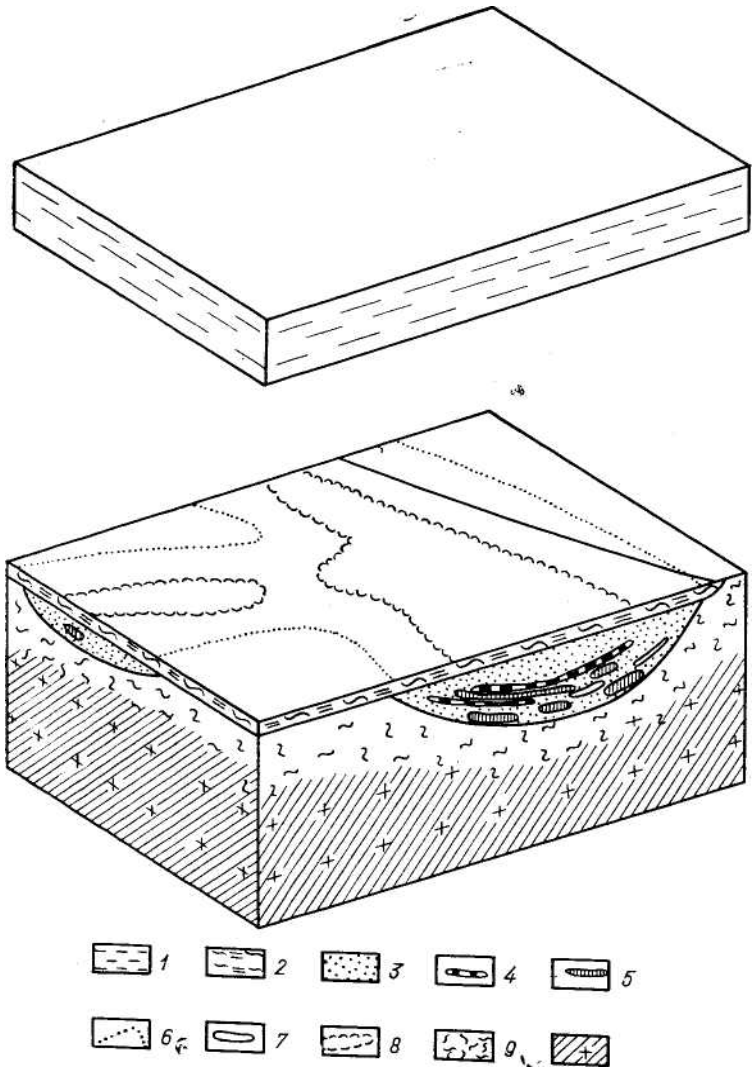


Рис. 3.1. Блок-схема рудных залежей в месторождениях первого технологического типа (подтип 1):
' — перекрывающие отложения; 2 — верхний водоупорный горизонт; 3 — серые пески рудо-вмещающего водоносного горизонта; 4 — бурые лимонитизированные пески того же горизонта; 5— сечения рудных залежей; 6 — проекция линии выклинивания змии пластового окисления и контура рудных тел; 7 — контур рудной залежи; « — направления потока вадозных вод; 9—нижний водоупорный горизонт; 10 — подстилающие базальные осадки; И — древние метаморфизованиые комплексы докембрийских или палеозойских пород

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ГРУППА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПЛАСТООБРАЗНЫМИ И ШТОКВЕРКОВЫМИ РУДНЫМИ ТЕЛАМИ, ПРАКТИЧЕСКИ НЕПРОНИЦАЕМЫМИ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ, НО СОХРАНЯЮЩИМИ

ПРОНИЦАЕМОСТЬ, СОЗДАВАЕМУЮ ИСКУССТВЕННО

Месторождения этой группы нередки. К ним могут быть отнесены все гидротермальные месторождения с рудными телами, содержащими урановые минералы, образовавшиеся в результате выполнения открытых полостей или метасоматического замещения вмещающих пород (рис. 3.6 и 3.7), а также месторождения или участки пластовых гидрогенных месторождений, на которых урановое °РУденение приурочено к алевролитам или углистым углистым алевролитам с коэффициентом фильтрации менее 0,1 м/сут.

Наиболее широко метод ПВ применяется для отработки месторождений с непроницаемыми рудами и вмещающими их породами (Лф<0,1 м/сут) путем создания искусственной проницаемости пород.

Гидрогеологические условия разработки методом ПВ рассматриваемых месторождений и месторождений с выдачей руды на дневную поверхность практически одинаковы. Метод ПВ здесь применяется обычно в подземных горных выработках с дроблением руды, поэтому требует предварительного осушения отрабатываемого пространства. Метод основан на том, что проницаемость раздробленной и замагазинированной в подземных блоках руды значительно выше нераздробленной окружающей горной породы. Подвод рабочих растворов к руде осуществляется либо орошением замагазинированной руды сверху блока, либо через скважины. Большие трудности здесь связаны со сбором продуктивных растворов. Вначале для этих целей в днище блока делали подсечки с непроницаемой подошвой, однако в дальнейшем выяснилось, что в большинстве случаев можно обходиться без таких дорогих растворосборников. Так, в случае обводненного месторождения растворы можно получать непосредственно из контура депрессионной воронки, образованной нижним горизонтом горных выработок.

Вместе с тем проведение ПВ здесь может резко осложняться при наличии проходящих через месторождение глубоких региональных разломов или их оперяющих структур с зияющей трещи-новатостью, которые являются коллекторами подземных вод и путями их движения. Большие трудности возникают также, если в основании выщелачиваемого блока залегают породы, сохраняющие трещиноватость на большую глубину (сотни метров). При наличии депрессионной воронки улавливание растворов можно осуществлять и в этих случаях, однако при этом будет происходить их значительное разбавление.

При выщелачивании руд в блоках столбообразных рудных тел или в крутопадающих жилах процесс ПВ ведется без участия подземных вод, так как блоки располагаются в депрессионной воронке выше зеркала вод, в осушеннном пространстве недр. Продуктивные растворы приходят в соприкосновение с подземными водами только в вершине воронки, под блоком. Боковым растеканием растворов можно практически пренебречь, так как выщелачивание осуществляется обычно в режиме капиллярного смачивания. Кроме того, растворы, идущие на увлажнение боковых пород,

так или иначе также стекают к вершине депрессионной воронки.
Буровзрывные работы и магазинирование руды практически обеспечивают возможность отработки методом ПВ любых рудных тел среди кристаллических пород и литифицированных осадков. При современном уровне техники и сернокислотном выщелачивании урана из недр в число реальных объектов отработки описываемым методом не могут быть включены лишь месторождения с рудными телами, находящимися в глинах или кристаллических известняках.

7. ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ, СОЗДАВАЕМЫЕ В ПРОЦЕССЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ПРИ СКВАЖИННОЙ РАЗРАБОТКЕ РУД С ЕСТЕСТВЕННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ

При ПВ урана скважинными системами необходимо соблюдать баланс откачиваемых и закачиваемых растворов в ячейках и блоках, т. е. суммарные расходы откачных и закачных скважин должны быть одинаковыми (2(20ТК = 2<2зак). в этом случае система скважин работает в стационарном режиме фильтрации, обеспечивается максимальная локализация зоны циркуляции растворов (в плане) в пределах рудной залежи, минимальное разубоживание продуктивных растворов.
При 2Q0Ti;>2Q3aK продуктивные растворы разубоживаются за счет привлечения пластовых вод из безрудной части рудовмещаю-щего горизонта, понижение уровня подземных вод во времени растет, в связи с чем усложняются условия откачки растворов эрлифтами. При Е<2Отк<2Сзак происходит утечка закачиваемого в пласт технологического раствора за пределы рудной залежи; уровень подземных вод повышается.
Несоблюдение указанного условия (когда 2QoTKT^SQ3ai<). как следует из сказанного, недопустимо. При разных дебитах откачных и закачных скважин соблюдения баланса откачиваемых и закачиваемых растворов можно добиться изменением их соотношений в системе.
Особое значение при ПВ из песчаных руд естественного залегания имеет выбор такого режима закачки раствора реагента, при котором не происходило бы перемещения тонких фракций в рудо-вмещающем горизонте, которое может привести к механической кольматации призабойных зон закачных скважин и снижению их приемистости.
Исследованиями установлено, что в процессе ПВ заметно снижаются фильтрационные свойства пласта в результате осаждения в его порах нерастворимых соединений, образующихся при взаимодействии реагента с рудами и вмещающими их породами. Это происходит уже в начальной стадии «закисления» пласта после закачки первых порций выщелачивающего реагента и продолжается некоторое время после замещения реагентом подземных вод. Производительность откачных и закачных скважин в этот период ПВ резко снижается. Поэтому режим подачи реагента в эксплуатационный блок и состав активных компонентов должны быть такими, чтобы избежать одновременного подхода к откачным скважинам

растворов, содержащих легко выпадающие в осадок соединения.

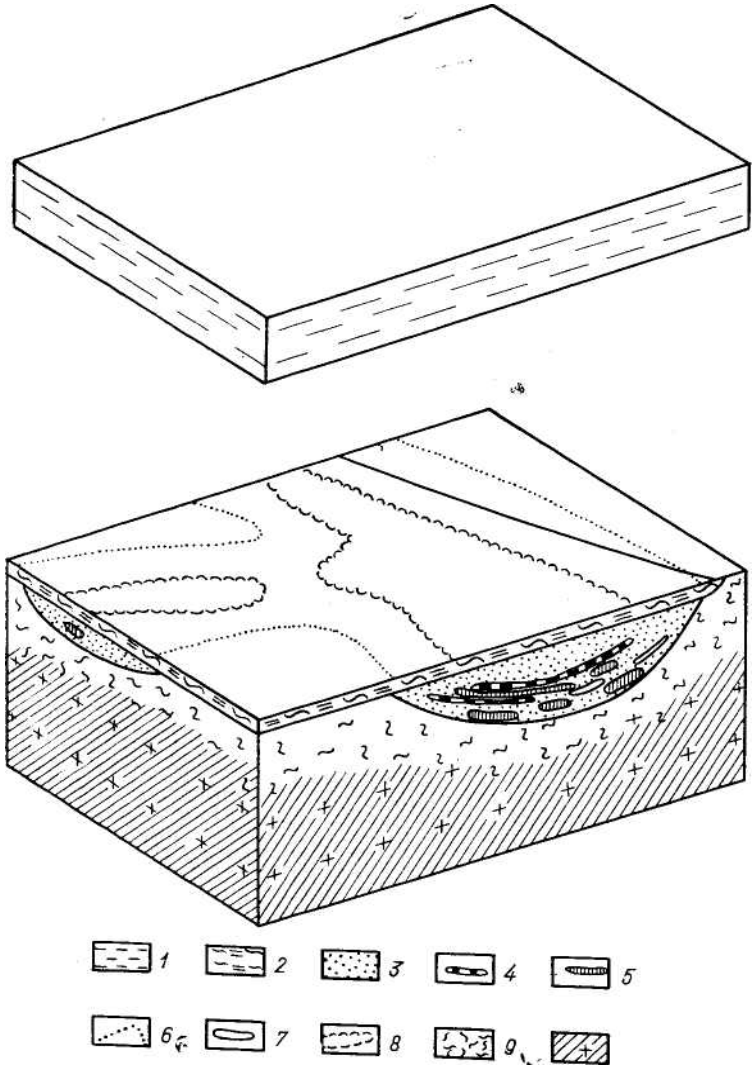


Рис. 3.6. Структурная схема месторождений второй технологической группы с рудными телами в метасоматически измененных аргиллитах: 1— вмещающие породы; 2—система рудовмещающих трещин; 3— рудные тела; 4— зоны вмещающих березитизированных пород с повышенным содержанием урана

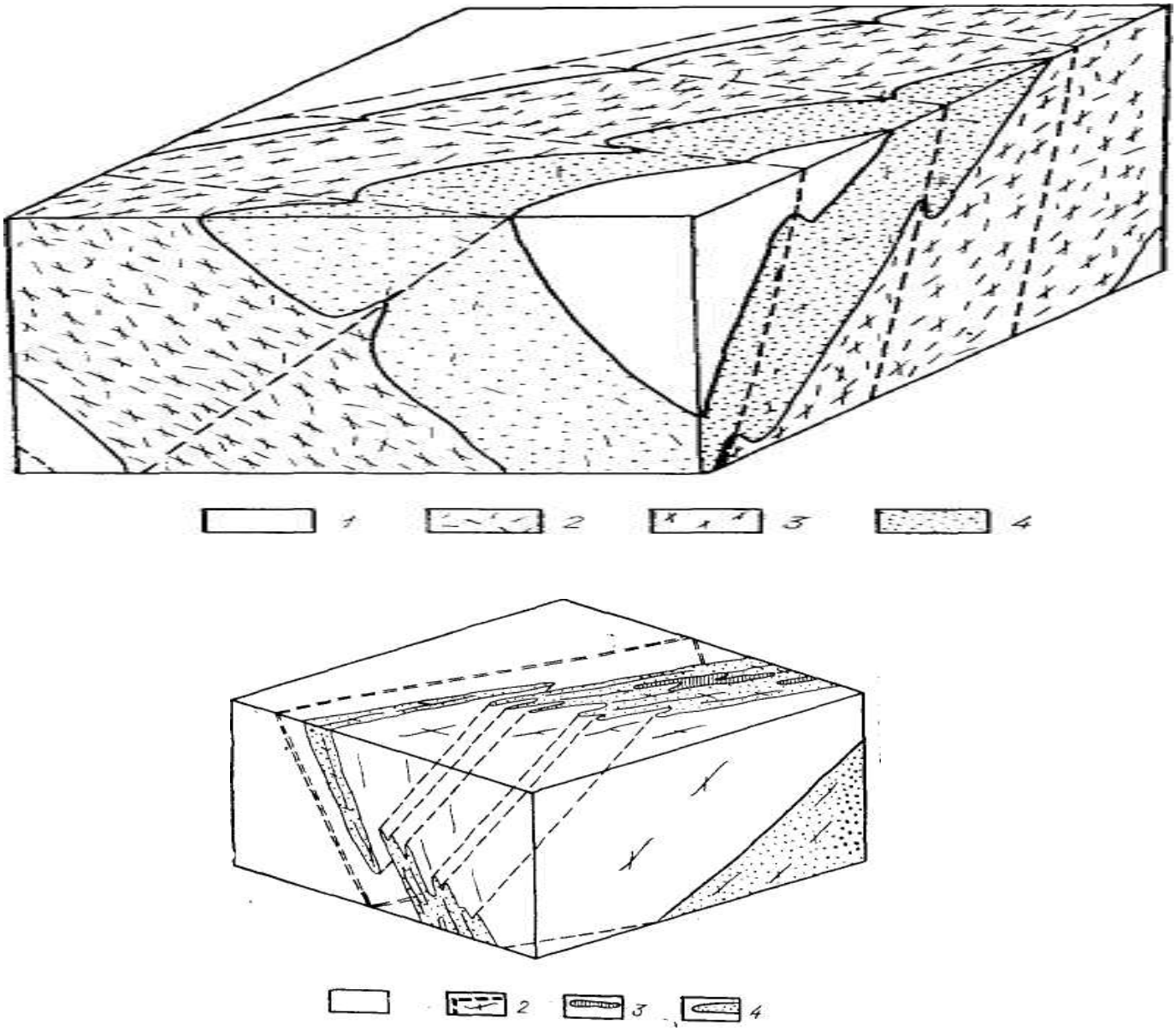
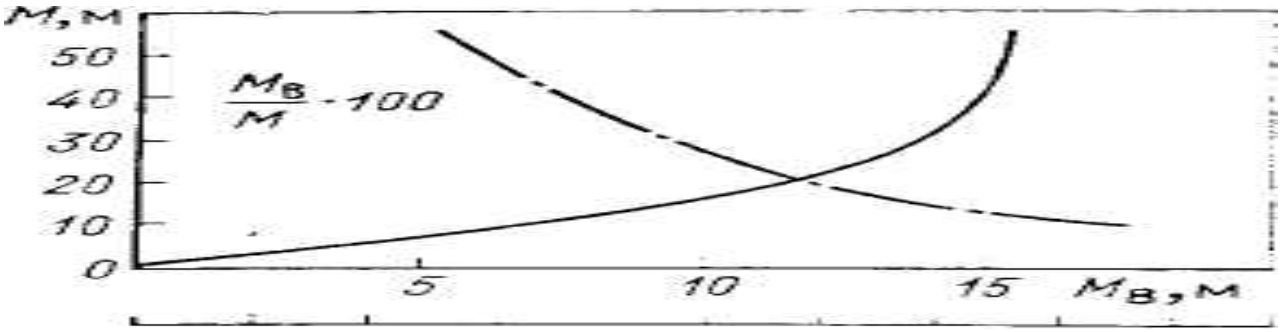


Рис. 3.7. Структурная схема месторождений второй технологической группы с рудными телами в грейзенизированных гранитоидах: 1 —- вмещающие породы; 2— система рудоконтролирующих и рудовмещающих ку-лисообразных разломов; 3— рудные тела; 4 — зоны грейзенизированных гранитоидов

Так, на одном из участков с повышенной карбонатностью рудовмещающего горизонта (~2,5% по CO_2) применение так называемого «жесткого» режима кислотности раствора (40—50 г/л H_2SO_4) в период закисления привело к резкому (в 2—3 раза) снижению производительности скважин, «зарастанию» сечения раствороподъемных труб солями кальция, алюминия, железа и др. Применение на другом, аналогичном по составу рудовмещающих пород

участке «мягкого» режима кислотности (предусматривающего в период закисления постепенное увеличение кислотности раствора от 5—7 до 25—30 г/л) в значительной степени предотвращало химическую кольматацию прифильтровых зон и «зарастание» раствороподъемных труб. Так как способы, позволяющие определять оптимальные концентрации реагента для различных периодов закисления и отработки в зависимости от вещественного состава руд и вмещающих пород, в настоящее время еще не разработаны, необходимые режимы устанавливают опытным путем применительно к условиям конкретных месторождений, залежей и даже отдельных эксплуатационных блоков.

Одним из действенных способов, позволяющих предотвратить химическую кольматацию прискважинных зон откачных рядов, является реверсирование фильтрационного потока реагента на стадии закисления пласта. При этом смену режима закачки на режим откачки проводят в тот момент, когда раствор прошел более половины расстояния между рядами технологических скважин. Для выполнения реверсирования необходимы взаимозаменяемость скважин и дополнительные трубопроводы.



0 10 20 30 40 50 60(МВ/МИОО,%

с..8. Зависимость выщелачиваемой мощности А1В и степени охвата продуктивной толщи выщелачивающими растворами Мв/М • 10О от общей мощности продуктивного горизонта М (L = 50 м — расстояние между рядами технологических скважин; /ф=5 м — длина фильтра).

Важным вопросом, связанным с вскрытием и отработкой рудных тел в разрезе рудовмещаю-Щего водоносного горизонта, является вопрос о зависимости степени охвата продуктивного горизонта геотехнологическим процессом от мощности горизонта, длины фильтров и межскважинных расстояний. В результате решения серии профильных задач на приборе ЭГДД-9/60 было установлено, что с увеличением мощности РУДовмещающего горизонта М выщелачиваемая мощность горизонта Мв, в котором циркулируют растворы, возрастает лишь до определенного предела (рис. 3.8, табл. 3.2): при заданных параметрах вскрытия и производительности скважин увеличение мощности рудовмещающего горизонта М до 40—50 м

IV
ОСОБЕННОСТИ РАЗВЕДКИ И ИЗУЧЕНИЯ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПЕРВОЙ ГРУППЫ.

Большинство месторождений описываемой группы (см. табл. 3.1) по морфологии рудных залежей и закономерностям распределения в них оруденения, учитываемым при выборе методики разведки и густоты разведочной сети, относится к гидрогенным пластовым месторождениям, приуроченным к горизонтам пологозалегающих водопроницаемых осадочных пород. Рудные залежи имеют здесь пластообразную, ролловую или линзообразную форму и залегают почти согласно с вмещающими их породами. Месторождения различаются площадными размерами рудных залежей, характером распределения их в стратиграфическом разрезе (одноярусные, многоярусные), глубиной залегания, содержанием урана в руде и в конечном счете масштабом оруденения.

Методы разведки таких месторождений хорошо известны и независимо от способа разработки характеризуются общими чертами: осуществляются бурением, причем система расположения скважин и густота разведочной сети определяются в основном площадными размерами рудных залежей и степенью прерывистости и неравномерности распределения в них урана.

Принципиально не отличаясь от методов разведки подобных месторождений, отрабатываемых традиционными горными работами, методы разведки и подсчета запасов месторождений, предназначенных для разработки ПВ, имеют, однако, ряд существенных дополнительных особенностей, обусловленных спецификой этого метода

Подземное выщелачивание благодаря значительно меньшим капитальным затратам на строительство предприятия и более низким производственным издержкам при эксплуатации по сравнению с традиционными способами дает возможность добывать Уран по приемлемым технико-экономическим показателям из месторождений, нерентабельных для горной отработки из-за низкого содержания урана в руде или сложных горно-технических и гидрогеологических условий их залегания, что увеличивает сырьевую базу урана.

Нри оконтуривании рудных залежей для ПВ применяются более низкие кондиции по содержанию урана в рудах, благодаря чему упрощается морфология рудных залежей.

При разведке месторождений, предназначенных для разработки методом ПВ, отпадает необходимость в проведении подземных горных работ для изучения горно-технических условий, отбора валовых технологических проб для полупромышленных испытаний руды, а также для уточнения морфологии рудных тел и заверки данных бурения.

Вместе с тем при разведке таких месторождений возникает ряд новых

вопросов, требующих более детального изучения. Так, большое значение приобретает информация о фильтрационных свойствах рудных залежей и вмещающих пород, их литологическом и минералогическом составе и фациальной изменчивости. Особые требования предъявляются к изучению гидрогеологии и гидродинамики месторождений. Если при традиционной горной разработке месторождения обводненность его является фактором, осложняющим проведение работ, а иногда и препятствующим ему, то при ПВ она служит важным условием успешной добычи.

Специфическим видом исследований при разведке месторождений для ПВ является проведение лабораторных и полевых опытных работ. Полевые опытные работы соответствуют технологическому опробованию на месторождениях, разведываемых для горной разработки; они должны проводиться на всех стадиях разведочных работ с целью либо своевременной отбраковки месторождений, непригодных для ПВ, либо получения необходимых исходных данных для проектирования предприятия ПВ.

Изучение формы, размеров и условий залегания рудных тел

Рудные залежи гидрогенных урановых месторождений обычно не имеют четких геологических границ как в разрезе, так и в плане. Контуры их проводятся по данным опробования с учетом бортового содержания урана (по мощности) и бортового метропроцента (по площади).

В плане рудные залежи имеют обычно удлиненную форму, вытянутую в направления простирания линии выклинивания зоны пластового окисления. Размеры их по длинной оси достигают нескольких километров, а на некоторых месторождениях — десятков километров. В то же время ширина залежей колеблется от нескольких десятков до нескольких сотен метров и в редких случаях достигает 1 км и более.

Форма и размеры рудных залежей в плане определяют систему расположения разведочных скважин и густоту разведочной сети. В практике геологоразведочных работ обычно'применяется система разведки рядами (профилями) скважин, ориентированных по ширине (вкрест простирания) рудных залежей. Для разведки запасов категории Ci расстояния между рядами скважин колеблются в зависимости от размеров рудных залежей по длине от 200—300 м на крупных залежах до 100—200 м на средних и до 50—100 м на мелких. Расстояния между скважинами в рядах зависят от ширины рудных залежей и колеблются от 50—100 до 25—50 м. Эти расстояния ориентировочны: в каждом конкретном случае они должны обосновываться данными геологического изучения месторождения и морфологии рудных залежей. Для разведки запасов категории С2 размеры разведочной сети обычно не регламентируются.

Ширина и форма рудных залежей в плане определяют и систему расположения эксплуатационных скважин. Для эффективного решения этого вопроса и выбора оптимальной для каждого конкретного участка схемы расположения эксплуатационных скважин необходимо на стадии разведки получить достоверные данные об изменении ширины рудной залежи на всем ее протяжении по простиранию. Для этой цели целесообразно уменьшать

расстояния между буровыми скважинами в приконтурной зоне залежи.
При разведке месторождений для разработки методом ИВ большое значение имеет изучение формы, размеров и размещения рудных залежей в вертикальном разрезе.
Размещение залежей в вертикальном разрезе месторождении может быть одно- или многоярусным. При одноярусном размещении положение рудных залежей контролируется единым продуктивным горизонтом проницаемых (водоносных) пород, занимающим определенное место в стратиграфическом разрезе месторождения. При многоярусном размещении рудных залежей их положение контролируется несколькими продуктивными горизонтами проницаемых пород, занимающими определенное стратиграфическое положение в разрезе месторождения; в некоторых месторождениях насчитывается до 5-6 рудоносных горизонтов, хотя основными являются обычно 1-3 горизонта. Вц отдельных случаях четких закономерностей в размещении залежей установить не удается. Все рудные залежи в пределах разных горизонтов образуют разобщенные линзы.
Опыт разработки многоярусных рудных залежей методом ПВ показал что при больших расстояниях между ними (более 10 м), например между крыльями ролловых залежей, нижнее крыло одновременно с верхним практически не выщелачивается или выщелачивается очень слабо в связи с достаточной захватывающей способностью верхнего фильтра на верхнем крыле. Способы одновременной эффективной отработки многоярусных залежей пока не найдены Одним из возможных способов может быть бурение самостоятельных скважин.
Эффективность ПВ в большой степени зависит от мощности рудной залежи и отношения ее к мощности рудовмещающего продуктивного (водопроницаемого) горизонта, а также от глубины залегания последнего. Чем больше мощность рудного тела т и отношение ее к мощности продуктивного горизонта М, тем более благоприятны условия для ПВ. При прочих равных факторах неблагоприятны случаи, когда т/Л4<1/10, благоприятны при т/М= 1/9—1/5 и весьма благоприятны при т/М= 1/4-4-1/1.
Разработку методом ПВ усложняют участки рудных залежей с резко изменчивой мощностью на коротких расстояниях. В связи с этим изучение пространственной изменчивости мощности рудных залежей и отношения т/М составляет одну из важных задач на стадии разведки месторождения.
Глубина залегания рудных залежей имеет значение для выбора схем их вскрытия и технических средств ведения процесса ПВ. Чем глубже залегают рудные тела, тем длиннее должны быть разведочные и эксплуатационные скважины, прочнее обсадные трубы, тем больше при прочих равных условиях снижается экономическая эффективность выщелачивания. Поэтому при разведке и подсчете запасов месторождения необходимо знать их распределение по глубинам. Для ориентировки можно выделить следующие группы глубин: малые глубины (до 100 м), средние (100—200 м), большие (200—400 м), весьма большие глубины (более 400 м). Данные о распределении запасов месторождения по глубинам залегания позволят при

проектировании решать вопросы технической возможности и экономической целесообразности отработки методом ПВ рудных залежей, залегающих на различных глубинах.

Проницаемость руд и пород

Проницаемость руд и вмещающих пород является одним из важнейших условий движения выщелачивающих растворов, поэтому при разведке месторождений, предназначенных для разработки их методом ПВ, изучение фильтрационных свойств является одной из главных задач.

Количественно проницаемость руд и вмещающих пород выражается коэффициентом фильтрации. В зависимости от коэффициента руды разделяются на четыре группы: менее 0,1; 0,1 — 1; 1 —10 и более 10 м/сут. Наиболее благоприятными для выщелачивания являются руды с коэффициентом фильтрации от 1,0 до 10,0 м/сут.

Не менее важное значение для ПВ имеет фильтрационная неоднородность руд и вмещающих пород, которая выражается в том, что по площади или по разрезу хорошо проницаемые участки или прослои руд и пород перемежаются с непроницаемыми или слабо проницаемыми. Количественно эта неоднородность характеризуется коэффициентом фильтрационной неоднородности, который показывает, какая часть объема продуктивного горизонта, рудной залежи или участка месторождения имеет одинаковый коэффициент фильтрации. По этому признаку различаются весьма однородные породы (с коэффициентом фильтрационной неоднородности выше 0,75), однородные (от 0,75 до 0,5), неоднородные (от 0,5 до 0,25) и весьма неоднородные (менее 0,25).

В породах неоднородных и весьма неоднородных по фильтрационным свойствам очень трудно управлять процессом ПВ. Так, например, при более высокой проницаемости пород, вмещающих рудную залежь, по сравнению с самой залежью выщелачивающий поток может пойти мимо руды по более проницаемым безрудным породам поэтому в случае приуроченности оруденения к неоднородным толщам важнейшее значение приобретают данные, характеризующие фильтрационные свойства руд во вмещающих их безрудных породах.

На проницаемость пород и руд кроме их гранулометрического состава определенное влияние оказывает и текстура. Так, в направлении слоистости проницаемость значительно выше, чем перпендикулярно к ней. Следовательно, и скорость движения выщелачивающих растворов по напластованию руд и пород также более высокая, чем вкрест него.

Наряду с этим важную положительную роль при проведении ЛВ играют горизонты непроницаемых пород, которые являются водоупорами, ограничивающими область движения выщелачивающих растворов. Подробнее этот вопрос был рассмотрен при характеристике общих гидрогеологических условий месторождении. Здесь отметим лишь, что при разведке месторождений для разработки методом ПВ большое значение имеет изучение положения водоупоров в разрезе месторождения, особенно

относительно рудных залежей, а также их площадное распространение, мощность и степень сплошности.

Вещественный состав руд и пород гидрогенных месторождений урана оказывает на процесс ПВ такое же влияние, как и на провес гидрометаллургического передела руд на заводах. Различие заключается лишь в том, что при ПВ выщелачивание урана из РУД происходит на месте их залегания без нарушения естественной структуры и при этом выщелачивающие растворы омывают не только рудные залежи, но в той или иной мере и вмещающие Их породы продуктивного горизонта. Все это требует более тщательного изучения вещественного и минералогического состава РУД и пород с учетом их отношения к растворителям в условиях

Минералы урана в рудах гидрогенных месторождений сравнительно немногочисленны. Они представлены главным образом урановыми чернями и настураном окислами с переменным соотношением четырех- и шестивалентного урана; в некоторых рудах к ним примешивается силикат четырехвалентного урана коффинит.

Урановые черни находятся в тонкодисперсном состоянии и образуют рыхлые пленки на зернах породообразующих минералов, нередко они пропитывают глинистый цемент песков. Часто они концентрируются вблизи зерен пирита, марказита, скоплений мельниковита, углистых остатков, иногда совместно с глинистыми минералами полностью заполняют межзерновые пустоты. Настуран встречается в наиболее богатых скоплениях урановых черней.

Эти минералы урана в рудах рассматриваемых месторождений встречаются часто; растворение и выщелачивание их известными растворителями (раствор серной кислоты) как в заводских условиях, так и при ПВ особых затруднений не вызывают. При переменных соотношениях четырех- и шестивалентного урана в рудных минералах практический интерес представляет определение действительных соотношений между ними на конкретных участках месторождения, так как малоподвижный четырехвалентный уран в рудах, особенно его высокие содержания, вызывают необходимость применения окислителей при выщелачивании для перевода его в легкоподвижную шестивалентную форму.

На месторождениях с убогими рудами уран во многих случаях не образует самостоятельных минералов, а входит в состав других минералов и минеральных веществ. Урансодержащие минералы и вещества отличаются от урановых невысоким и переменным содержанием урана, который находится либо в виде твердых растворов, либо в виде изоморфной или очень тонкой механической примеси собственно урановых минералов, либо в сорбированном состоянии на природных сорбентах. Некоторые из этих урансо-держащих минералов и веществ характеризуются слабой растворимостью при выщелачивании, поэтому должны тщательно изучаться.

К таким труднорастворимым формам относятся, например, урансодержащие твердые битумы — асфальты, асфальтиты, углеродистые образования типа антраксолитов и керитов. Эти вещества, известные в некоторых гидрогенных месторождениях, при выщелачивании сернокислотными растворами очень

слабо отдают уран; метод ПВ урана из таких руд пока малоэффективен. На некоторых месторождениях наряду с урановыми чернями и наст-ураном часть урана заключена в труднорастворимых цирконо-сили-катных минералах типа малакона и циртолита. Очевидно, при дальнейших исследованиях могут быть выявлены и другие труднорастворимые минеральные формы урана в гидрогенных месторождениях. При изучении таких минералов необходимо давать оценку доли заключенного в них урана.

При минералогическом изучении рудовмещающих пород особое внимание обращается на выявление и изучение породообразующих минералов, легкорастворимых в условиях ПВ. По степени растворимости в слабых растворах серной кислоты эти минералы подразделяются на три группы:

1) ***нерастворимые*** *— кварц, акцессорные минералы, твердые битумы*;

2) ***труднорастворимые*** *— полевые шпаты, гидрослюды, монтмориллонит, каолинит, мусковит, серицит, а также обломки метаморфических и глинистых пород;*

3) растворимые **—** кальцит, доломит, лимонит, хлорит, биотит, эпидрт.

Рудовмещающие породы гидрогенных месторождений, обычно песчано-глинистые, характеризуются слюдисто-полевошпато-квар-цевым составом, т. е. в основной своей массе сложены трудораст-воримыми обломочными минералами. Однако в их составе почти, всегда в том или ином количестве содержатся и минералы, хорошо растворимые в слабом растворе серной кислоты. В процессе ПВ. они неизбежно вступают в реакцию с растворителем, на что непроизводительно расходуется значительная его часть. Кроме того, при этом образуются новые минералы, вызывающие кольматацию, а также жидкие и газообразные вещества, усложняющие процесс ПВ.

Среди минералов, растворимых в слабых растворах серной кислоты, следует выделять карбонаты и сульфиды. Из карбонатов хорошо растворяются в сернокислых растворах кальцит и доломит; на их нейтрализацию непроизводительно расходуется много кислоты, так что при больших содержаниях карбонатов в рудах и породах сернокислотное выщелачивание может оказаться неэффективным. Допустимым для этого выщелачивания считается содержание карбонатов не более 2% (по CO2), при более высоком содержании потребуется применение других реагентов. Поэтому изучение карбонатности руд и пород, состава карбонатов и их распределения в пределах месторождения имеет большое значение Для выбора реагента ПВ и расчета его расхода, а также для оценки возможных химических явлений, сопутствующих процессу ПВ.

Содержание сульфидов в рудах и породах может косвенно указывать на наличие в них значительных количеств закисных форм некоторых металлов, в частности четырехвалентного урана, извлечение которого потребует применения окислителей. В то же время сами сульфиды могут служить источником сульфат-иона, что оказывает положительное влияние на снижение расхода кислоты. Кроме того, сульфиды в определенных концентрациях могут служить источником металлов, попутное извлечение

которых при ПВ может оказаться экономически выгодным.
Таким образом всестороннее изучение вещественного состава РУД и пород на стадии разведки является одной из важнейших частей общего изучения месторождения для разработки его методом UB.
Материалом для минералогических исследований служат монолиты керна, минералогические пробы из керна скважин и продукте лабораторных технологических исследовании. Отсутствие возможности повторного отбора проб придает исследованиям некоторую специфику. Все минералогические пробы строго привязываются к местным маркирующим границам; их минералогическое изучение тесно связывается с литологическими исследованиями и определением остальных параметров. О закономерностях распределения рудных минералов исследователи получают представления Не только по шлифам, изготавливаемым специальными способами из керновых монолитов, но и по результатам изучения закономерностей концентраций минералов в материале различной крупности (в классах) и с различными физическими свойствами (в фракциях порошковых проб).
Исследование стенок буровых скважин проводится с помощью различных видов каротажа. Мощность рудных залежей и содержание урана в руде определяются при помощи гамма-каротажа так же, как это делается на всех урановых месторождениях. Особенностью гидрогенных месторождений урана, приуроченных к зонам пластового окисления водоносных горизонтов, являются сложные и изменчивые радиологические свойства руд с коэффициентом радиоактивного равновесия /СР.Р, изменяющимся в больших интервалах. Поэтому при использовании метода гамма-каротажа необходимо тщательно изучать эти свойства урановых руд и выявлять закономерности пространственной изменчивости Др.р. Необходимо также шире внедрять прямые методы определения содержания урана регистрацию нейтронов спонтанного деления (аппаратура «Гефест») и мгновенных нейтронов деления (аппаратура «Импульс»). Совершенствование и внедрение указанной аппаратуры позволят в необходимых случаях заменить гамма-каротаж и устранить осложнения в определении содержания урана, связанные с изменчивостью радиологических свойств руд.
Для уточнения литологического разреза по скважинам используются электрические методы каротажа — каротаж сопротивлений (КС) и регистрация поляризации скважин (ПС), которые позволяют выделять водоупоры и продуктивный горизонт. Для более детального литологического расчленения продуктивного горизонта и выделения в нем маломощных прослоев глин, песчаников и других включений проводятся опытные работы с микрозондами с использованием стандартного микрозонда МЗ-4 3/4. Пока имеется небольшой фактический материал, однако он позволяет утверждать, что этот метод получит широкое применение для указанных исследований.
Большой практический интерес представляют геофизические методы определения непосредственно в скважинах глинистости, проницаемости, пористости и других водно-физических параметров Рудных залежей и продуктивных горизонтов, используемые в других отраслях народного

хозяйства, в частности в нефтяной промышленности. Разработка и внедрение таких методов в практику работ на урановых месторождениях позволят существенно увеличить информативность буровых скважин и повысить достоверность получаемой информации.

Опытные работы по подземному выщелачиванию

Как известно, гидрогенные месторождения, пригодные для разработки методом ПВ, несмотря на сходные общегеологические черты, характеризуются большим разнообразием индивидуальных особенностей, которые так или иначе влияют на выбор технических средств и экономические показатели ПВ. Они отличаются друг от друга масштабом оруденения, содержанием в руде урана и других полезных, а также вредных компонентов, формой и размером рудных залежей, ярусностью и глубиной их залегания» условиями растворимости урановых и породообразующих минералов, гидрогеологической и гидродинамической обстановкой, степенью проницаемости продуктивных горизонтов и рудных залежей и многим другим. Эти различия проявляются не только между отдельными месторождениями, но нередко и в пределах одного месторождения, между отдельными его частями, пространственно обособленными.

Поэтому при разведке гидрогенных месторождений, предназначенных для разработки методом ПВ, важной составной частью геологоразведочных работ на всех стадиях являются опытные работы. Они выполняют ту же функцию, какую на месторождениях, разрабатываемых горным способом, выполняют технологические исследования руд на пробах разной массы, отбираемых специально для этой цели из горных выработок или из керна буровых скважин. Различие заключается в том, что при ПВ эти исследования проводятся на месте залегания рудных залежей без вскрытия их горными выработками.

Опытные работы являются важным звеном разведки месторождений, предназначенных для разработки методом ПВ на всех ее стадиях, причем достоверность и обоснованность исследований должны возрастать по мере повышения детальности разведки.

К основным задачам, подлежащим решению в ходе опытных работ, относятся:

1. определение основных гидрогеологических параметров(коэффициента фильтрации или водопроницаемости, коэффициентов пьезопроводности или уровнепроводности, эффективной пористостии др.) рудовмещающего водоносного горизонта в целом, а также рудной и безрудной частей;
2. выявление фильтрационной неоднородности пород рудовмещающего горизонта и оценка ее влияния на характер движения рабочих растворов;
3. определение времени и интенсивности закисления продуктивного пласта и выщелачивания урана в зависимости от концентрации

растворителя, длины пути и скорости фильтрации рабочихрастворов;
4. определение коэффициента извлечения урана из руд;
5. определение расхода растворителя на реакцию с рудой и вмещающей породой в зависимости от его концентрации, длины пути и скорости фильтрации рабочего раствора;
6. выявление характера техногенных изменений фильтрационных свойств горных пород на различных стадиях процесса ПВ;
7. определение основных параметров эксплуатации технологических скважин (производительность и ее изменения, средства растворопоДъема и условия их эксплуатации, способ подачи раствора и др.).

Круг вопросов, подлежащих изучению в процессе проведения опытных работ, а также детальность исследований и степень достоверности их результатов могут изменяться в соответствии с детальностью и требованиями той или иной стадии геологоразведочных работ или этапа проектирования.

Однако на какой бы стадии геологической разведки ни проводились опытные работы, специфика метода ПВ, связанная с тем что геотехнологический процесс протекает в условиях естественного залегания руд и рудовмещающих отложений, т. е. в обстановке взаимного влияния целого комплекса природных факторов, требует ооязательной организации полевого опыта. Это значит, что определение основных геотехнологических параметров должно проводиться в условиях, максимально приближенных к обстановке эксплуатационных блоков ПВ разведуемого месторождения рудной залежи или ее части. Создание в лабораторных условиях «остановки, которая учитывала бы взаимное влияние всего сложного комплекса природных факторов, по вполне понятным причинам практически неосуществимо. Поэтому моделирование процесса выщелачивания урановых руд в лабораторных условиях, с какой оы тщательностью и детальностью оно ни выполнялось, не может служить надежной основой для технико-экономических расчетов, определяющих экономическую целесообразность вовлечения того или иного месторождения в промышленную разработку методом подземного выщелачивания. Геотехнологические показатели, полученные в результате лабораторных исследований, могут быть использованы лишь для предварительной оценки принципиальной пригодности руд конкретного месторождения, а также рудной залежи для ПВ тем или иным рабочим реагентом.

Практика проведения опытных работ по ПВ на ряде месторождений гидрогенного типа показала, что неучет указанного обстоятельства может привести к ошибочным выводам, а иногда и к неоправданным материальным затратам. Последнее обстоятельство наглядно иллюстрируется следующими примерами.

На рис. 4.1, а показан разрез рудовмещающего горизонта одного из месторождений с практически бескарбонатными кварцевыми песками, но с различными коэффициентами фильтрации руд (Кф = Г=0,5 м/сут) и вмещающих их пород (/Сф = 2ч-3 м/сут). •Лабораторные исследования

показали весьма хорошие результаты извлечения металла из руд при незначительных Удельных затратах кислоты на 1 кг извлеченного металла и малую кислотоемкость руд. Полевые же опытные работы, выполненные на участке из трех откачных и восьми закачных скважин, пробуренных по сети 30Х15 м, дали отрицательные результаты вследствие циркуляции выщелачивающих растворов по более проницае-ым рудовмещающим породам рудоносного горизонта.

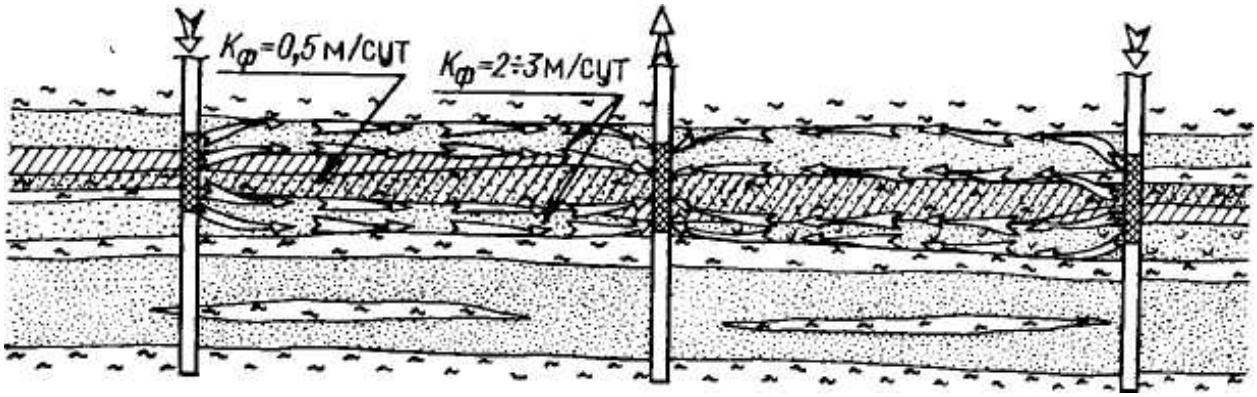


Рис. 4.1. Схемы влияния неоднородности фильтрационных свойств (а) и кислотоемкости (б) на строение потока выщелачивающих рсатворов (Лф — коэффициент фильтрации):

Во втором случае (см. рис. 4.1, б) показан разрез рудовмещающего горизонта, который сложен тонкозернистыми песками с карбонатностью руд до 1% (по CO2), ограниченными сверху и снизу глинами. В верхней части рудовмещающего горизонта (под верхним горизонтом глин) и в его центральной части отмечаются прослои доломитов и песчаников на карбонатном цементе. / горизонты и прослои глин; 2 — пески; 3 — пески глинистые; 4 — горизонты карбонатных пород (доломиты, песчаники на карбонатном цементе и пр.); 5 — рудная залежь; € — зона окисления пород; 7 — нагнетательные скважины; в — разгрузочные скважины; Я — фильтры; Ю — контур охвата пород рудовмещающего горизонта выщелачивающими растворами

Через два месяца в опытном блоке, состоящем из трех откачных и восьми закачных скважин, пробуренных по сети 30Х15 м, были получены продуктивные растворы с содержанием урана до 40—50 мг/л, которое через 2,5 месяца снизилось до 3—5 мг/л в связи с канали-зованием растворов по прослоям карбонатизированных песчаников.

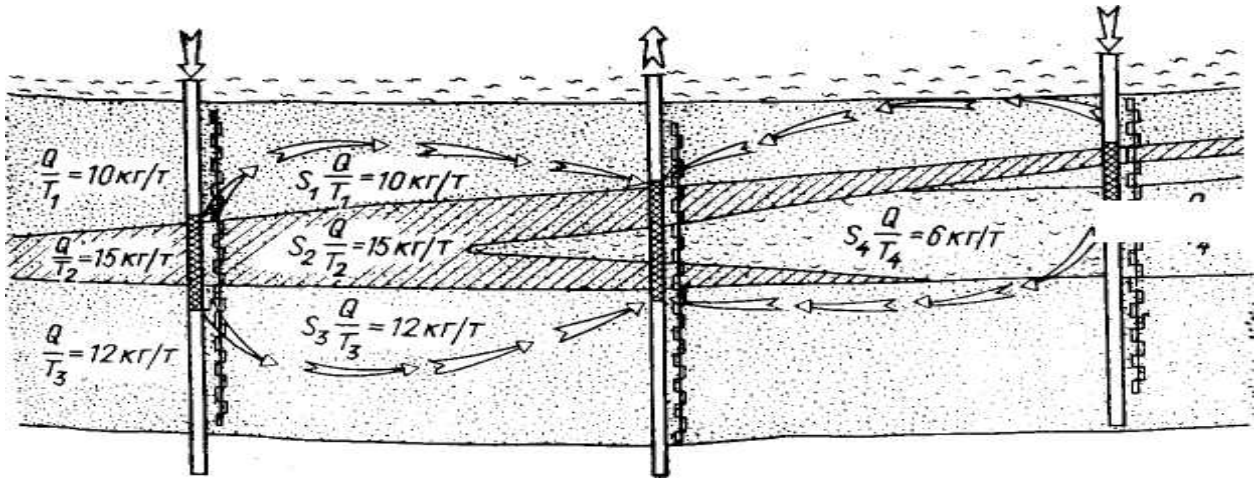
Указанные выше факты, естественно, не могли быть установлены при лабораторных исследованиях, поскольку последние обычно проводятся без учета гидрогеологических условий залегания рудных залежей, различных фильтрационных свойств отдельных прослоев руд и пород рудовмещающего

горизонта, а также их различной кислотоемкости.

Представляется, что наиболее правильным было бы определять удельные расходы кислоты (на единицу массы породы и на 1 кг извлеченного металла) и среднюю кислотоемкость руд и вмещающих их пород с учетом кислотоемкости руд и отдельных прослоев пород рудовмещающего горизонта. На рис. 4.2 показан случай, когда перекрывающие и подстилающие рудную залежь пески, как и сама рудная залежь и зона окисленных песков, имеют разную кислотоемкость (как это часто отмечается на ряде гидрогенных месторождений). В этом случае кислотоемкость рудовмещающего горизонта в контуре охвата его выщелачивающими растворами должна определяться как средневзвешенная из частных лабораторных определений керновых проб (см. формулы на рис. 4.2).

Из изложенного видно, что данные лабораторных исследований о кислотоемкости пород, удельных расходах кислоты, ^режимах кислотности выщелачивающих растворов, фильтрационной неоднородности руд и вмещающих пород и других показателях, от которых зависит экономика метода ПВ, требуют существенной проверки и корректировки на полевых опытных участках. Вместе с тем этап лабораторных исследований в комплексе опытных работ представляется совершенно необходимым для определения некоторых параметров ПВ в условиях специальной геотехнологической лаборатории К таким параметрам кроме определений разновалентных форм урана и проницаемости пород и руд в разных направлениях относятся в первую очередь подбор выщелачивающего Реагента и окислителей, определение химического состава рабочего и продуктивного растворов.

Рис.4.2. Схема расчета кислотоемкости пород (Q/T) рудовмещающего горизонта горизонта по формуле Q/T = rS! p +S2y-+S3— + S4 — |(5,+S2+S3+ + S4) (справа от скважин показаны опробованные интервалы керна; остальные обозначения см. на рис. 4.1)



Порядок и методика проведения работ по исследованию фильтрационных

свойств пород рудовмещающего горизонта как в лабораторных так и в полевых условиях являются общепринятыми и в настоящей работе не рассматриваются. По той же причине здесь не освещаются методы лабораторного изучения гранулометрического, минералогического и химического состава в пробах и монолитах керна рудовмещающего горизонта. Следует лишь отметить, что для исследования геотехнологической и фильтрационной неоднородности руд и рудовмещающих пород необходимо выполнить ряд анализов как в исходной пробе, так и по отдельным фракциям (гранулометрический и минералогический).

Содержание урана также следует определять как в исходной пробе, так и по фракциям, устанавливая при этом количественное соотношение четырех- и шестивалентного урана. Последнее важно для расчета требуемого количества окислителя при ПВ, в том числе для оценки роли окисного железа, содержащегося в отложениях в форме окислов и гидроокислов. Вместе с ураном определяются попутные полезные компоненты, если установлено их присутствие в количествах, представляющих практический интерес, причем определение производится и в исходной пробе, и по фракциям.

Из -водно-физических свойств исследуются общая и эффективная пористость, проницаемость по напластованию и перпендикулярно ему, текстура и структура руд и вмещающих пород каждой литологической разности. Проницаемость должна определяться на монолитах непременно в двух направлениях — по напластованию и вкрест него; знание этого параметра важно для оценки ореола растекания растворов по разрезу. Фильтрационные свойства должны изучаться как на пластовой воде, так и на рабочих растворах.

При лабораторном исследовании большое внимание уделяется изучению взаимодействия продуктивных растворов с выщелачиваемыми горными породами по литологическим разностям, особенно влияние сорбции металла на безрудном материале. Необходимо при этом установить, на каком материале (или каким минералом) сорбируется металл и какова роль в этом процессе кровли и подошвы рудовмещающего горизонта, а также глинистых прослоев в разрезе. Эти данные необходимы для предварительной оценки потерь при ПВ.

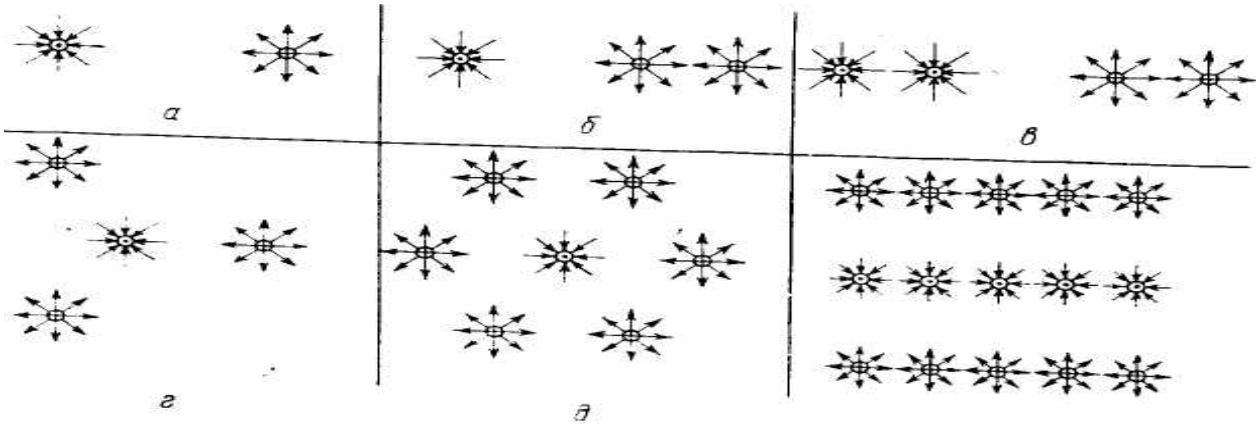
Результаты геофизического опробования скважин, описания и лабораторные исследования керна сопоставляются между собой и по ним устанавливаются разрез продуктивного горизонта и характер распределения по нему урана.

Указанный выше комплекс лабораторных исследований обычно выполняется с помощью специальной установки, состоящей из набора фильтрационных трубок различной длины, которые заполняются керновым материалом (рис. 4.3). Иногда процесс выщелачивания моделируется на укрупненных трубных моделях, измеряемых десятками метров (схема такой установки показана на рис. 4.4), а также в специальных фильтрационных лотках («коробах»). Геотехнологические исследования на лабораторных установках проводятся как в статических, так и в динамических условиях; в последнем случае в

фильтрационном приборе поддерживаются градиенты напора, обеспечивающие фильтрацию раствора с заданной скоростью.

Основным требованием к проведению этих работ, как и при разработке месторождения традиционными способами, является принцип представительности. Исходя из этого принципа выбирают участки для проведения опытных работ — в зависимости от геологических особенностей месторождения и отдельных его частей. Задачи опытных работ могут быть решены при различных схемах расположения рабочих скважин, необходимо только, чтобы на опытном участке было достаточное число наблюдательных скважин, информация от которых позволяла бы правильно решать эти задачи. В любом случае рабочие скважины следует располагать таким образом, чтобы процесс выщелачивания оказался законченным (достигнуто проектное извлечение).

Схема расположения скважин на опытном участке определяется морфологическими особенностями рудной залежи и гидрогеологическими условиями продуктивного горизонта с учетом указанных выше требований к представительности опытных работ. На рис. 4.5 приведены некоторые варианты расположения рабочих скважин для проведения опыта по ПВ. Наиболее простым, с точки зрения организации опыта, является вариант с закачкой растворителя в одну скважину, вокруг которой располагаются наблюдательные скважины, фиксирующие миграцию растворителя и урана. Вместе с тем на проведение опыта по такой схеме потребовалось бы много времени и растворителя, поскольку в условиях функционирования одной скважины отмечается быстрое уменьшение скорости фильтрации по мере удаления от нее, что не позволяет исследовать закономерности изменения параметров ПВ на достаточно большом отрезке пути фильтрации рабочего раствора.



е

а — две разнозначные скважины; 6) закачных

Рис. 4.5. Схемы расположения рабочих скважин при проведении опытных работ по подземному выщелачиванию: а — две разноячеистые скважины; в - две скважины; д — шесть откачных скважин

Значительно большая скорость движения раствора обеспечивается на участке между двумя взаимодействующими равнодебитными скважинами —

откачной и закачной (рис. 4.6). Однако и в этом случае время проведения опыта (до полного извлечения урана) и расход растворителя оказываются слишком велики, поскольку процесс ПВ происходит в условиях значительного растекания рабочих растворов за пределы зоны взаимодействия скважин и разбавления формирующихся продуктивных растворов пластовыми водами. Расходные коэффициенты, полученные по результатам такого опыта, могут оказаться значительно завышенными.

Существенное снижение затрат растворителя и сокращение времени проведения опыта могут быть достигнуты на участке из трех скважин, одна из которых (внешняя закачная) выполняет функции барражной (рис. 4.7). В этом случае зона циркуляции выщелачивающего раствора ограничена, причем тем больше, чем мень-Ше расход внутренней закачной скважины по по отношению к расходу внешней (барражной) скважины.

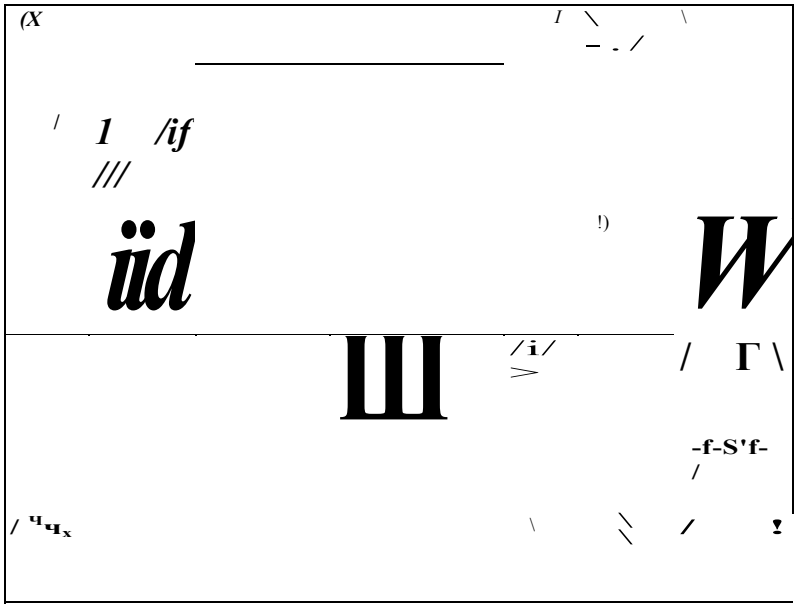


Рис. 4.6. Сетка течения и положение границ распространения раствора при работе двух скважин в неограниченном водоносном горизонте (по Маскету): — линии тока; 2 — линии равного напора (цифрами показано фильтрационное сопротивление); з — границы распространения выщелачивающего раствора (цифрами показано безразмерное относительное время достижения растворами границ)

Значительно большая скорость движения раствора обеспечивайся на участке между двумя взаимодействующими равнодебит-ными скважинами — откачной и закачной (рис. 4.6). Однако и в этом случае время проведения опыта (до полного извлечения ура-На) и расход растворителя оказываются слишком велики, поскольку процесс ПВ происходит в условиях

значительного растекания рабочих растворов за пределы зоны взаимодействия скважин и разбавления формирующихся продуктивных растворов пластовыми водами. Расходные коэффициенты, полученные по результатам такого опыта, могут оказаться значительно завышенными.

Существенное снижение затрат растворителя и сокращение времени проведения опыта могут быть достигнуты на участке из трех скважин, одна из которых (внешняя закачная) выполняет функции барражной (рис. 4.7). В этом случае зона циркуляции выщелачивающего раствора ограничена, причем тем больше, чем мень-Ше расход внутренней закачной скважины по отношению к расходу внешней (барражной) скважины.

Аналогичный результат достигается при схеме из четырех рабочих скважин (рис. 4.8), две из которых (внутренние) — закачная и откачная — являются технологическими, а две другие (внешние) — барражными. Создаваемая функционированием внешней лары скважин гидравлическая завеса обеспечивает, как и в предыдущем случае, локализацию зоны проработки продуктивного горизонта растворителем с соответствующим сокращением его расхода и разубоживанием

■ продуктивных растворов законтурными водами, что важно при проведении опыта на узких залежах, ширина которых сопоставима с межскважинными расстояниями.

Основным недостатком схем с использованием барражных скважин является необходимость проведения опыта при строго фиксированном соотношении между расходами внутренних и внешних

■скважин и бесперебойном их функционировании, что практически трудно осуществимо.

Рассмотренные выше схемы предполагают изучение процесса ПВ урана главным образом на линейном участке; ограниченном парой технологических скважин, что обеспечивает получение информации об изменениях условий процесса лишь в одном направлении — от закачной скважины к откачной.

Для того, чтобы расширить площадь, охватываемую опытными работами, т. е. вовлечь в опыт части рудной залежи, характеризующиеся большим разнообразием вещественного состава, морфологических особенностей и условий локализации оруденения, можно использовать ячеистые схемы расположения скважин на опытном участке. В этих случаях закачные скважины располагаются в вершинах правильного многоугольника, а откачная — в его центре. Тем самым обеспечивается возможность исследования закономерностей выщелачивания в различных направлениях. При равенстве суммы дебитов закачных скважин дебиту откачной скважины внутри полигона поддерживаются значительные градиенты напора и соответственно расходы фильтрационного потока, что дает возможность проведения опыта даже в слабопроницае-мых породах. На рис. 4.9 и 4.10 приведены примеры размещения четырех и семи рабочих скважин по ячеистым схемам.

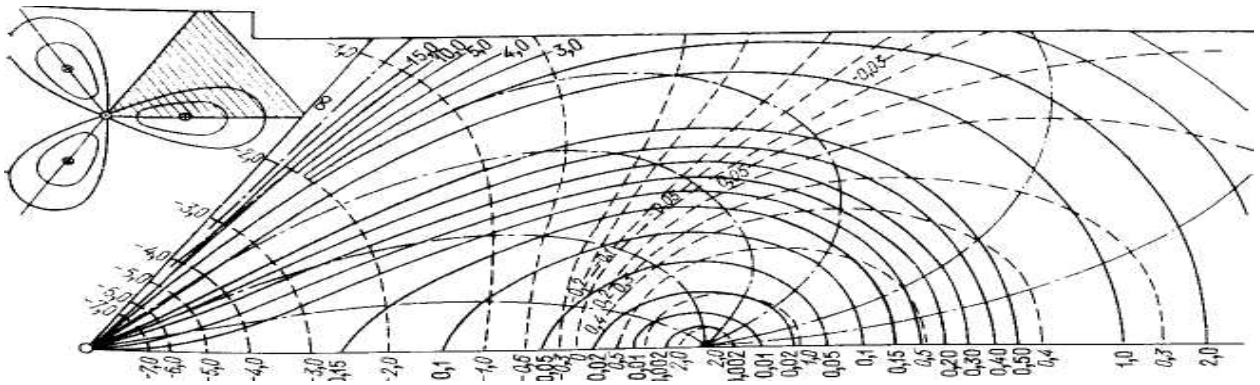


Рис. 4.9 Сетка течения и положение границ распространения раствора в секторе, характерном для системы из трех закачных и одной откачной скважин, работающих в неограниченном водоносном горизонте (обозначения см. на Рис. 4.6)

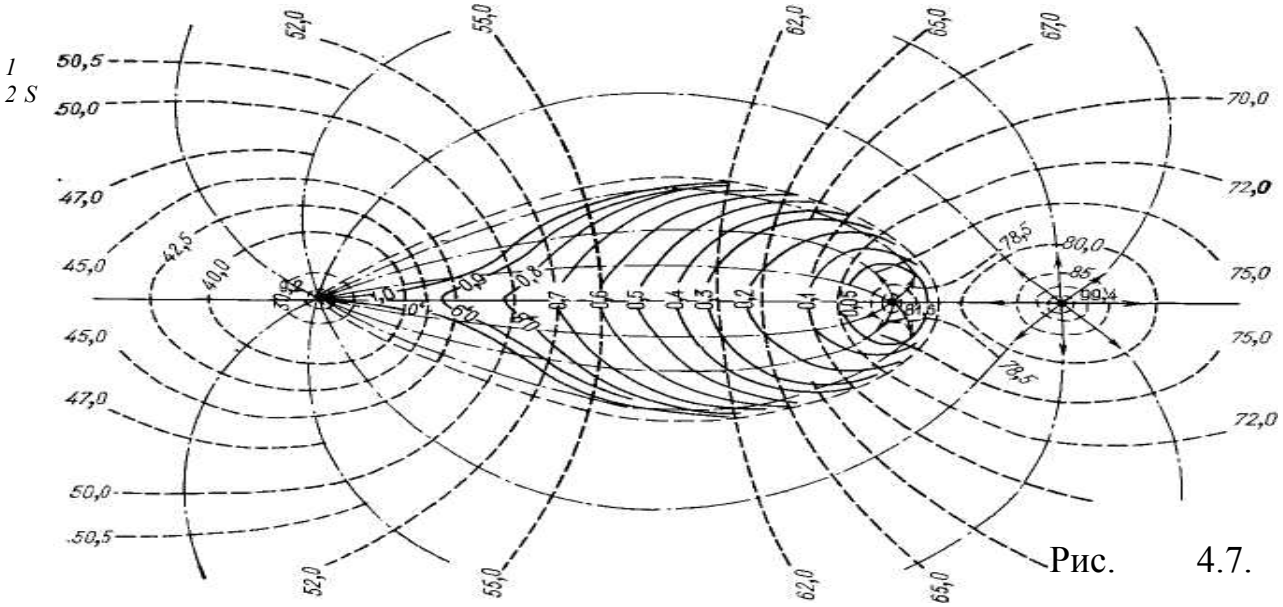


Рис. 4.7.

,, 2q q q 2q

1 2 \ 3 4

Сетка течения и положение границ распространения раствора при работе системы из трех скважин(справа внизу показаны относительные расходы q по скважинам; обозначения см. на рис. 4.6)

Основным недостатком схем с использованием барражных скважин является необходимость проведения опыта при строго фиксированном соотношении между расходами внутренних и внешних скважин и бесперебойном их функционировании, что практически трудно осуществимо.

Рассмотренные выше схемы предполагают изучение процесса ПВ урана главным образом на линейном участке; ограниченном парой технологических скважин, что обеспечивает получение информации об изменениях условий процесса лишь в одном направлении — от закачной скважины к откачной.

Для того, чтобы расширить площадь, охватываемую опытными работами, т. е. вовлечь в опыт части рудной залежи, характеризующиеся большим разнообразием вещественного состава, морфологических особенностей и условий локализации оруденения, можно использовать ячеистые схемы расположения скважин на опытном участке. В этих случаях закачные скважины располагаются в вершинах правильного многоугольника, а откачная — в его центре. Тем самым обеспечивается возможность исследования закономерностей выщелачивания в различных направлениях. При равенстве суммы дебитов закачных скважин дебиту откачной скважины внутри полигона поддерживаются значительные градиенты напора и соответственно расходы фильтрационного потока, что дает возможность проведения опыта даже в слабопроницаемых породах. На рис. 4.9 и 4.10 приведены примеры размещения четырех и семи рабочих скважин по ячеистым схемам.

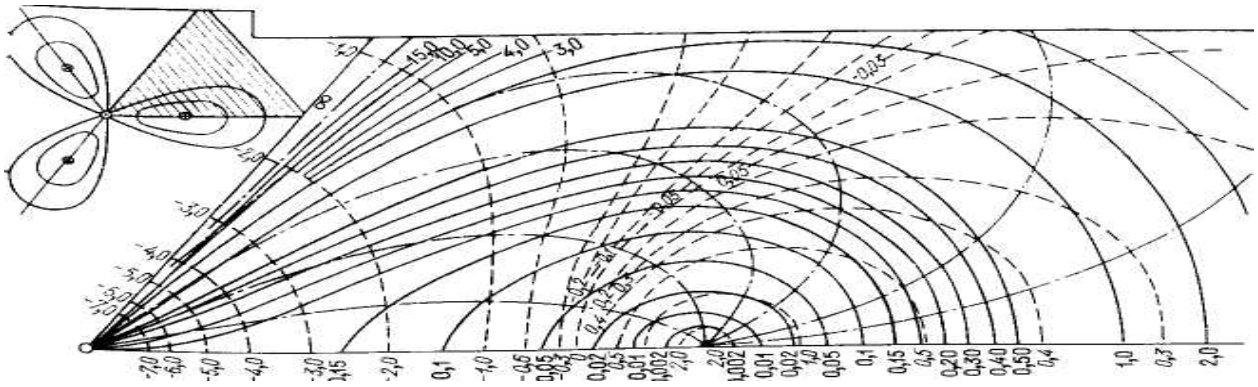
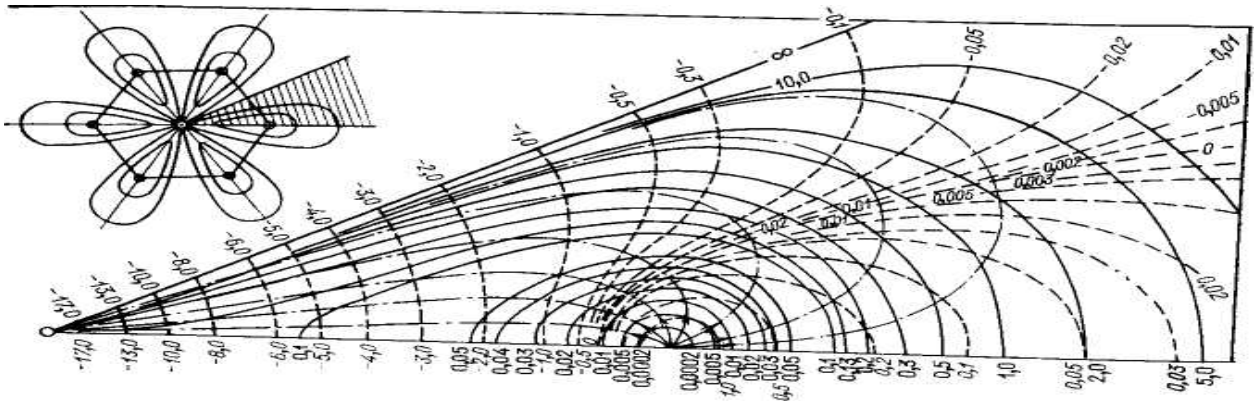


Рис. 4.9 Сетка течения и положение границ распространения раствора в секторе, характерном для системы из трех закачных и одной откачной скважин, работающих в неограниченном водоносном горизонте (обозначения см. на Рис. 4.6)

Рис. 4.10. Сетка течения и положение границ распространения раствора в секторе, характерном для системы из шести закачных и одной откачной скважин, работающих в неограниченном водоносном горизонте (обозначения см. на рис. 4.6)



Кроме перечисленных выше на некоторых гидрогенных месторождениях на стадии опытных и особенно опытно-промышленных работ в последнее время применяются линейные (рядные) схемы расположения технологических скважин (рис. 4.11). Их широкое использование в практике этих работ обусловлено стремлением оценить возможности разработки месторождения методом ПВ в условиях, максимально приближенных к эксплуатационным. Не менее широко применяются комбинированные схемы расположения скважин, при которых боковые части опытного или опытно-промышленного участка блокируются закачными скважинами с целью предотвращения подтока пластовых вод к краевым скважинам откачного ряда.

Основным недостатком рядных и комбинированных схем является значительный объем буровых работ.

Число наблюдательных скважин и их расположение на опытном или опытно-промышленном участке определяют, исходя из принятой схемы размещения рабочих скважин и необходимости решения основных задач: изучения зависимости интенсивности выщелачивания от длины пути и скорости фильтрации раствора, а также исследования пространственной структуры фильтрационного потока растворов с учетом возможностей его взаимосвязи с законтурными водами продуктивного горизонта и с надрудным или подрудным водоносными горизонтами.

Каждой из рассмотренных схем расположения рабочих скважин соответствует создаваемая функционирующими скважинами пьезометрическая поверхность, определяющая структуру фильтрационного потока рабочих растворов в недрах опытного участка.

Характер осредненного распределения понижений пьезометрического уровня в пласте при работе закачных и откачных скважин м

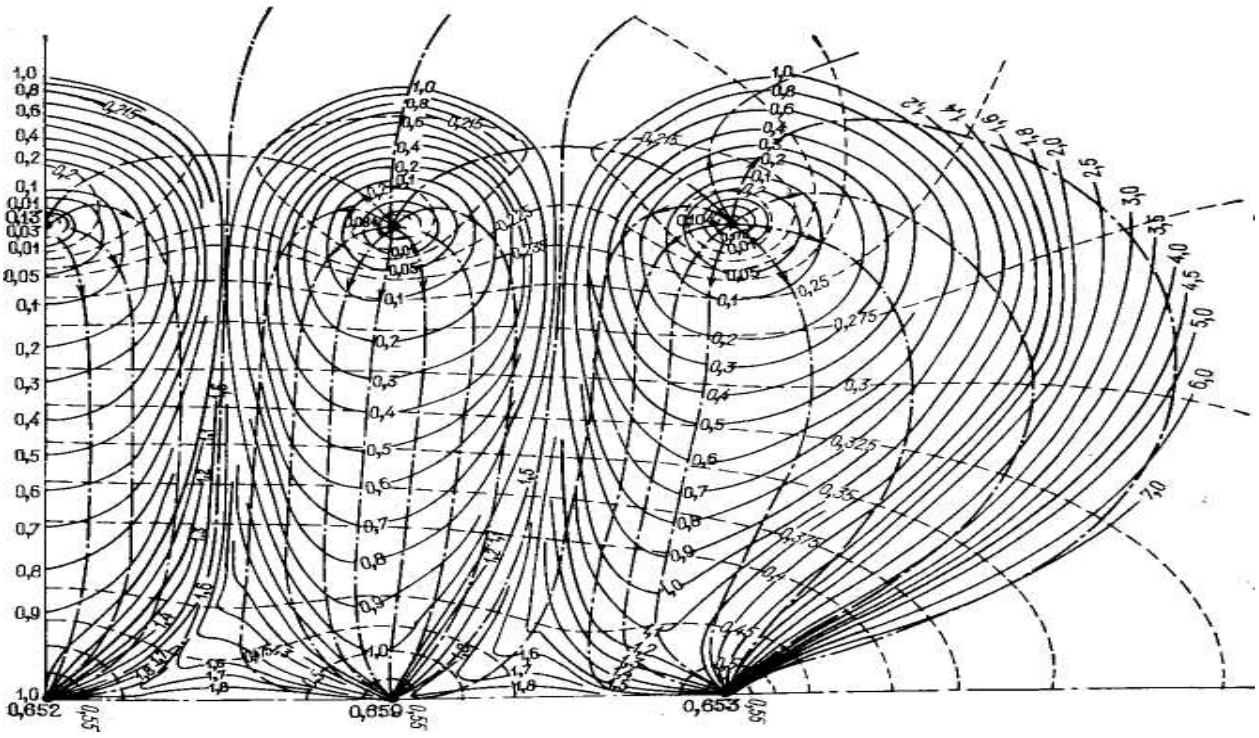


Рис. 4 11 Сетка течения и положение границ распространения раствора в секторе, характерном для системы из 15 скважин работающих в неограниченном водоносном горизонте (обозначения см. на рис. 4.6)

Для различных схем их расположения показан на рис. 4.6—4.11. Для удобства пользования на линиях равных понижении (напоров) на рис 4 6 4 8—4.10 указано безразмерное значение фильтрационного сопротивления, определяемое по известным формулам подземной гидравлики (см. ниже), что позволяет вычислить понижения для любых значений расходов скважин коэффициента фильтрации и мощности водоносного горизонта. Сетки течения на Рис 4 11 построены по данным моделирования на приборе 31 ДА. Для расчета понижений на рис. 4.6 [79]| от значения гидроизопье-зы предварительно необходимо вычесть 4,8.

Аналитически понижение пьезометрического уровня может быть определено по известным гидрогеологическим формулам: для расчета взаимодействующих скважин (4.1) —(4.5). Расчетные за висимости для этих целей можно представить в следующем виде:

— расход (дебит) технологической скважины (для схем на рис. 4.6—4.8 — дебит откачной скважины, для остальных схем дебит закачной скважины); /Сф— коэффициент фильтрации; М — мощность рудовмещающего горизонта; / — безразмерное фильтрационное сопротивление, имеющее вид: для схем на рис. 4.6 = 1п(л2/г1),

на рис. 4.7 на рис. 4.8

для полигональных схем

/ = In (П rt/r»

1=1

В приведенных формулах гг — расстояние от точки пласта, для которой определяется понижение, до 1-й скважины; г0—-то же расстояние до центральной скважины в полигональных схемах; п — число закачных скважин в полигональных схемах.

Аналитическое выражение для понижений при рядных и комбинированных схемах скважин сложно; в этих случаях понижения определяют по данным аналогового моделирования.

Приведенные выше расчетные формулы и показанные на рис. 4.6—4.11 гидродинамические сетки отвечают условиям функционирования совершенных скважин в напорном, не ограниченном в плане, но ограниченном по мощности водоносном горизонте.

Для учета несовершенства скважин по степени вскрытия пласта в расчетные формулы вводят соответствующие поправки [26, 30— 32, 61, 107, 117].

Для водоносных горизонтов, имеющих неограниченную мощность (к этой категории относятся горизонты, мощность которых значительно превосходит расстояние между скважинами), понижения определяют в системе из двух равнодебитных скважин по формуле

5 = In У + b +I - b + V(x + a)2 + (У — Ь)2) (4.6)

где х, у — горизонтальная и вертикальная координаты точки, для которой определяются понижения; b — половина длины фильтра;. а — половина расстояния между скважинами

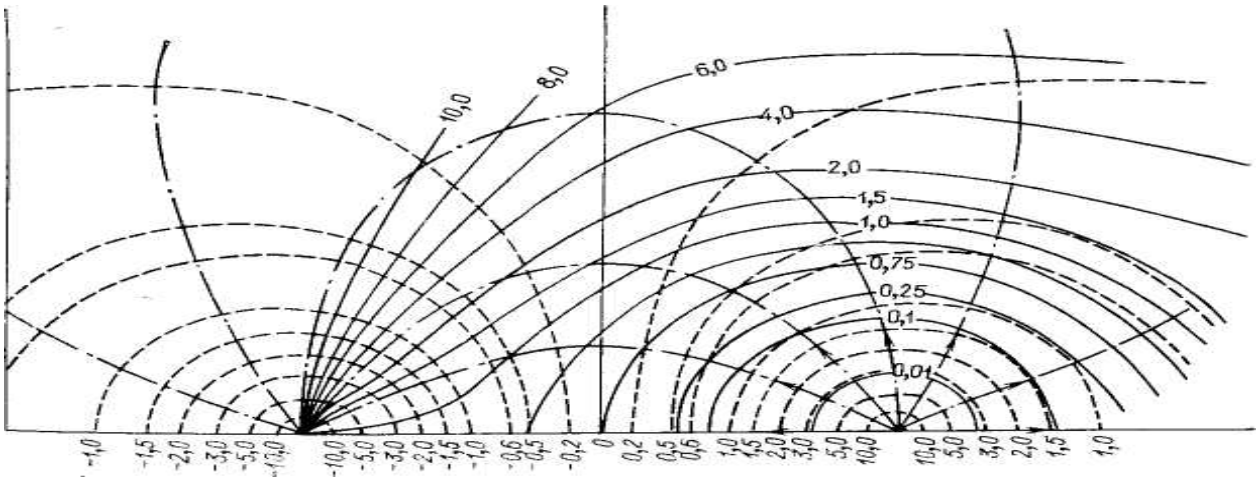


Рис. 4.12. Сетка течения и положение границ распространения раствора в разрезе водоносного горизонта большой мощности при работе двух скважин с бесконечно малым отношением длины фильтра к расстоянию между ними в вертикальном сечении пласта (показана половина симметричной сетки; обозначения см. на рис. 4.6)

Для скважин с фильтрами малых размеров по сравнению с расстояниями между скважинами (&->0) формула (4.6) упрощается до выражения

$$\frac{Q}{4\pi K_{\text{ф}}}\left(\frac{1}{\sqrt{(x-a)^2+y^2}}-\frac{1}{\sqrt{(x+a)^2+y^2}}\right)$$

S =

(4.7)

Значения линий равных понижений, показанных на рис. 4.12, Даны по результатам расчета выражения, стоящего в скобках вформуле (4.7). Для линий, приведенных на рис. 4.13 и 4.14, значения приняты равными значениям логарифмов. Расчет понижений по этим сеткам течения проводится для любых заданных расходови- коэффициентов фильтрации так же, как для ранее рассмотренных случаев. . ,

По результатам опытных (или опытно-промышленных) работопределяются основные геотехнологические параметры: время за-кисления пласта и отработки отдельных участков и месторожденияв Делом извлечение урана в раствор, концентрация рабочего реагента в растворе средняя и по отдельным стадиям процессаПВ, средняя концентрация урана в продуктивном растворе и характер ее изменения по отдельным стадиям процесса 11В, удельный расход реагента (на единицу массы породы и на 1 кг извлеченного в растворе урана). ,

Значения указанных параметров определяют, исходя из фактически полученных данных; некоторые из них могут быть получены

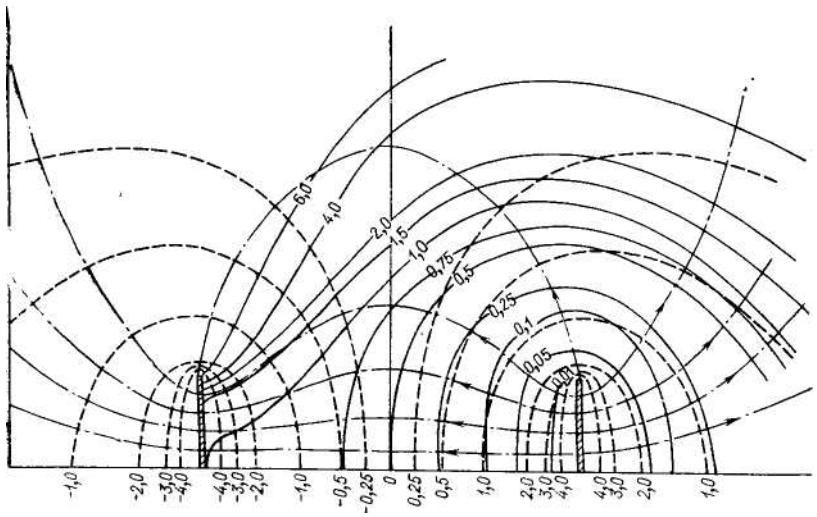


Рис. 4.13. Сетка течения и положение границ распространения раствора в разрезе водоносного горизонта большой мощности при работе двух скважин, отношение длины фильтра которых к расстоянию между ними равно 1 : 2 (показана половина симметричной сетки; обозначения см. на рис. 4.6)

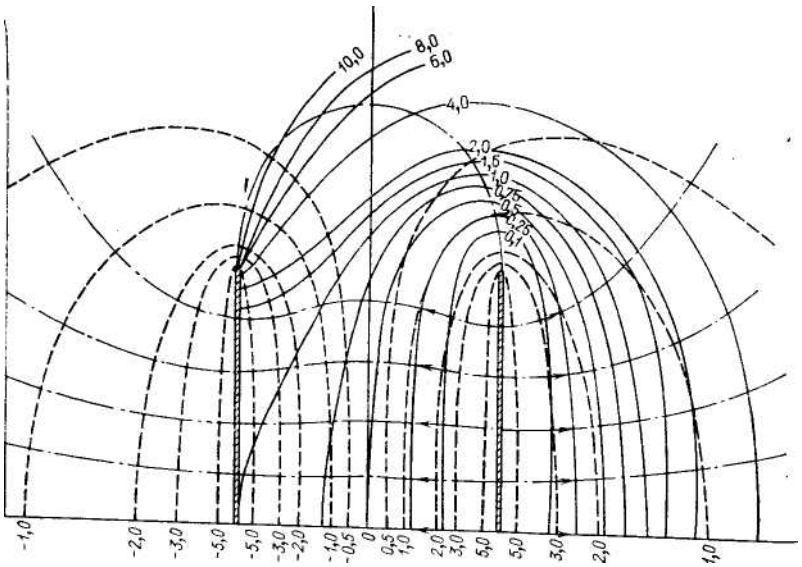


Рис. 4.14. Сетка течения и положение границ распространения раствора в разрезе водоносного горизонта большой мощности при работе двух скважин, отношение длины фильтра которых к расстоянию между ними равно 2 : 1 (показана половина симметричной сетки; обозначения см. на рис, 4.6)

расчетным путем. Схемы таких расчетов приводятся ниже в разделе 11 «Основы и стадии проектирования предприятий подземного выщелачивания».

2. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВТОРОЙ ГРУППЫ

К этой группе (см. табл. 3.1) относятся месторождения урана различных генетических типов, залегающие в интрузивных, эффузивных, метаморфических и сильно метаморфизованных осадочных породах, которые из-за своих слабых фильтрационных свойств не могут отрабатываться методом ПВ через скважины без предварительного дробления горнорудной массы.

Опыт применения метода ПВ для добычи урана из руд таких месторождений пока ограничен. На действующих рудниках этим методом (с предварительным дроблением) успешно разрабатываются забалансовые руды, образующие самостоятельные тела или слагающие периферийные части балансовых рудных тел; запасы урана в таких рудах обычно составляют значительную часть общих запасов месторождения, а иногда превышают запасы его в балансовых рудах. Кроме того, этим методом извлекается металл и из балансовых руд, которые попадают в зоны обрушения или в Целики и списываются как невозвратимые потери в недрах; разработка методом ПВ производится либо одновременно с традиционной горной отработкой месторождения, либо после ее окончания.

Разновидностью метода ПВ является так называемое кучное выщелачивание на промплощадках действующих рудников, на которых перерабатываются отвалы радиометрических обогатительных фабрик (РОФ) и радиометрических контрольных станций (РКС).

Применение метода ПВ на действующих рудниках имеет вспомогательное

значение — оно позволяет полнее извлекать уран из недр, вовлекая в разработку забалансовые его запасы и уменьшая потери металла в балансовых. При этом разработка забалансовых РУД не требует, как правило, специальных капитальных вложений, так как осуществляется путем проведения лишь части вскрышных, подготовительных, нарезных и буровзрывных работ из уже существующих капитальных выработок.

Рудников, построенных специально для добычи урана методом ПВ с предварительным дроблением руд, пока нет. Однако проведенные на некоторых месторождениях опытные работы и выполненные расчеты, а также опыт отработки забалансовых руд показывают, что строительство специальных рудников для добычи УРана методом подземного выщелачивания на месторождениях с благоприятными формами минерализации принесет значительный технико-экономический эффект. Практика работы предприятий за рубежом (например, в ГДР) подтверждает это.

В связи с изложенным разведка руд, отработка которых возможна методом ПВ с предварительным их дроблением в горных выработках, осуществляется вместе с разведкой месторождения в целом по единой методике, зависящей от морфологии и условий залегания рудных тел и от характера распределения в них урана, без каких-либо особенностей, связанных с отработкой отдельных тел или их частей методом ПВ. Причем если при разведке месторождений для традиционных горных способов разработки основное внимание уделяется балансовым рудным телам, а забалансовые изучаются, как правило, значительно слабее, то в случае отработки последних методом ПВ изучение их должно проводиться наравне с балансовыми рудами и с одинаковой детальностью. Разведан-ность и изученность самостоятельных забалансовых рудных тел должны также доводиться до промышленных категорий.

Наряду с этим особо важное значение приобретает изучение физико-механических свойств руд, предназначенных для отработки методом ПВ, и, в частности, степени их трещиноватости. В некоторых случаях сильная естественная трещиноватость позволяет успешно проводить выщелачивание без предварительного дробления руд, путем подачи в них выщелачивающих растворов через скважины и сбора продуктивных растворов в систему дренажных скважин и горных выработок (третий тип первой технологической группы — см. табл. 3.1).

Разведка месторождений, на которых предполагается отработка отдельных рудных тел методом ПВ, должна завершаться проведением натурных опытных работ на отдельных эксплуатационных блоках ПВ, а также лабораторными исследованиями руд с целью решения вопроса о возможности извлечения из них урана методом кучного выщелачивания.

3. ГЕОЛОГО-ГЕОФИЗИЧЕСКОЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ ПРЕДПРИЯТИЙ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Геолого-геофизические и гидрогеологические работы на действующих объектах ПВ проводят, чтобы обеспечить технически правильную и экономически целесообразную эксплуатацию месторождений, а также разработать мероприятия по увеличению добычи и сокращению потерь металла в недрах. Они осуществляются в следующих главных направлениях:

1. проведение работ по доразведке месторождений для перевода запасов категории С2 в категорию d и увеличения их на недоразведанных участках месторождений;
2. продолжение детального комплексного геологического, гидрогеологического и геофизического изучения эксплуатируемых месторождений на основе обобщения и анализа материалов, полученных в процессе их разведки и разработки, с целью определенияправильного направления геологоразведочных работ, а также совершенствования метода ПВ;
3. проведение эксплуатационной разведки на отрабатываемыхместорождениях с целью уточнения контуров, геолого-гидрогеологических параметров и вещественного состава рудных залежей для правильного направления подготовительных и эксплуатационных работ;
4. геологическое, гидрогеологическое и геофизическое обслуживание эксплуатационных работ;
5. охрана источников водоснабжения от истощения и загрязнения;
6. организация бурения, сооружение и освоение технологических, наблюдательных и контрольных скважин;
7. организация и проведение научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, касающихся вопросов геологии, гидрогеологии, геотехнологии, геофизики, а также бурения и сооружениясважин.

При подготовке блока к эксплуатации выполняется комплекс геологических и гидрогеологических работ, а также определяются места расположения цементировочных манжет, фильтров и других элементов конструкций скважин, проводится документация и опробование керна, составляются геологические планы и разрезы, проводится подсчет запасов и выполняются другие работы, связанные с подготовкой эксплуатационных блоков.

В период закисления и отработки блоков и участков ведется наблюдение за режимами откачки и закачки, а также кислотности выщелачивающих растворов, проводится комплекс геологических, гидрогеологических, геотехнологических, геофизических наблюдение с целью регулирования процесса ПВ, ведется учет добычи, погашения и прироста балансовых геологических, вскрытых, подготовленных и готовых к добыче запасов.

Геологические работы

Собственно геологические работы на действующих предприятиях с использованием ПВ, как и на разведуемых, включают три тесно связанных между собой вида этих работ— документацию, опробование и подсчет запасов. Объектом геологической документации и опробования на гидрогенных месторождениях урана является керн буровых скважин различного назначения.

Расстояния между скважинами, буримыми с керном, а также способы кернового опробования и размеры проб обосновываются экспериментально или берутся по аналогии с подобными место-Рождениями, для которых эти параметры надежно установлены и апробированы практикой эксплуатации.

На основе имеющихся материалов по месторождениям, разрабатываемым методом ПВ, обычно устанавливаются следующие нормативы кернового бурения:

- все разведочные, эксплуатационно-разведочные и контрольные скважины бурятся с керном по всей мощности рудовмещающего горизонта;
- в единичных эксплуатационно-разведочных скважинах (5—10 опорных скважин на эксплуатационный участок) керн отбирается по всему разрезу скважины с целью контроля данных электрокаротажа и всестороннего изучения геологического разреза месторождения;
- в случае, когда бурение эксплуатационно-разведочных скважин проводится только для уточнения контуров рудной залежи и ее основных подсчетных параметров (мощность и содержание металла), бурение с керном может осуществляться только по рудной залежи и на 3—5 м выше и ниже ее предполагаемого положения в рудовмещающем горизонте;

технологические и наблюдательные скважины бурятся, какправило, без керна. Однако в отдельных случаях для полученияуточняющих данных по морфологии рудных залежей, параметраморуденения, коэффициенту радиоактивного равновесия и др. бурение их проводится с отбором керна. Число и место заложения таких скважин определяются проектом работ.

Перечень элементов, на которые должен быть проанализирован керн, также устанавливается проектом. В случае выявления новых типов руд проводится их опробование для разработки новых технологических схем отработки или для экспериментального обоснования новых методов опробования. Все виды опробования, обработка проб и составление на них документации проводятся по инструкции, составленной применительно к данному месторождению или группе однотипных месторождений.

Специфика документации разведочных и эксплуатационно-разведочных скважин подробно изложена выше. Необходимо еще раз подчеркнуть следующие положения:

1. При бурении скважин в обводненных рыхлых отложенияхполучение полного выхода керна по продуктивному горизонтутрудно достижимо, в связи с чем всегда существует ошибка в вертикальной

его привязке (а следовательно, и в привязке данныхопробования). Поэтому корректировка истинного положения кернаи отобранных по нему разнообразных проб обязательно проводится на основе данных комплексного каротажа скважин (гамма-каротаж, электрокаротаж) и гамма-промера керна. Сопоставлениеих с описанием керна позволяет уточнить положение аномальныхинтервалов и маркирующих прослоев, различающихся по геофизическим параметрам, что, в свою очередь, дает возможность от-строить сводную литологическую колонку по скважине с точнойпривязкой мест отбора проб.

2. Специфика приемов составления документации и опробования керна для многих месторождений гидрогснного типа обусловлена весьма широким диапазоном колебаний коэффициента радиоактивного равновесия руд (от 30—40% до нескольких тысяч процентов), что связано с интенсивным выщелачиванием и переотложением урана пластовыми кислородсодержащими водами. Вследствие этого в зонах пластового окисления, как правило, уран отсутствует, несмотря на высокие гамма-аномалии, обусловленные наличием радия. В связи с этим в практике работ по ПВ особое значение приобретает выделение пластово-окисленных пород, которые часто имеют желтовато-бурый оттенок из-за присутствия водных окислов железа. Опробование керна на уран ведется только по неокисленным породам в пределах гамма-аномальных интервалов с отбором ограниченного количества оконтуривающих проб по безрудным (по гамма-промеру) и окисленным породам.

В присутствии руд, характеризующихся большим сдвигом равновесия в сторону урана и в связи с этим мало отличающихся по гамма-активности от вмещающих пород, необходимо во избежание пропуска таких руд наряду с отбором оконтуривающих проб проводить точечное литохимическое опробование по всему разрезу рудоносного горизонта. Люминесцентные и полуколичественные спектральные анализы этих проб вместе с экспресс-анализом на карбонатность позволяют достаточно надежно выделять новые ярусы оруденения, получать характеристику разреза по общей кар-бонатности пород и определять возможности геохимического расчленения разреза по сопутствующим элементам.

Документация технологических и наблюдательных скважин целиком базируется на геофизических методах. Когда же бурение осуществляется с отбором керна (см. выше), документация и опробование проводятся так же, как и для разведочных скважин. Необходимо только подчеркнуть, что краткие сроки бурения технологических (и эксплуатационно-разведочных) скважин, обеспечивающие подготовку блока к закислению в течение нескольких месяцев, требуют большой оперативности в подготовке основных «сходных данных (размера запасов, морфологической характеристики рудной залежи, характера распределения карбонатности в породах и рудах и др) для выбора соответствующих режимов за-кисления, для чего необходима четкая организация обработки и анализов проб непосредственно на

эксплуатирующем предприятии.
Документация контрольных скважин, которая лишь в небольшой степени может базироваться на данных геофизических методов из-за полного или частичного выноса и перераспределения урана в блоке, а также из-за резкого изменения физических свойств пород и поровых вод в результате воздействия кислых минерализованных растворов целиком основывается на изучении керна. Это обстоятельство требует самого пристального внимания документатора в связи с появлением новых техногенных образований, в том числе урансодержащих, что влечет за собой необходимость сплошного опробования керна не только в пределах рудовмещающего горизонта но и в сопряженных частях выше- и -нижележащих горизонтов' (в связи с. возможным растеканием рабочих растворов).
Одновременно с опробованием керна на металл, карбонатность, сульфаты, железо и другие компоненты, отбором минералогических проб проводится поинтервальный отбор поровых вод для последующего изучения их состава. Большой интерес представляют и дополняют данные керна и позволяют охарактеризовать интервалы продуктивного горизонта, по которым керн не поднят, а также участки бескернового бурения.
Данные по электрическим сопротивлениям в дальнейшем являются исходными при наблюдениях за движением рабочих ляет исследование изменений фильтрационных свойств пород и руд в результате воздействия выщелачивающих растворов, что требует отбора монолитов керна для последующего лабораторного анализа фильтрационных свойств пород и руд.
С учетом большой изменчивости литолого-фильтрационных особенностей пород в пространстве следует отдельные контрольные скважины пробуривать в непосредственной близости к эксплуатационно-разведочным или технологическим скважинам, по которым ранее был поднят и исследован керн. В качестве контрольных частично можно использовать скважины, пробуриваемые взамен выходящих из строя закачных и откачных скважин, ранее пробуренных с керном.
Входящие в состав геологических работ подсчет разведанных запасов и учет их добычи и погашения ведутся на месторожде1-ниях, разрабатываемых с помощью ПВ общеизвестными методами.

Геофизические работы

При разведке, подготовке и отработке рудных залежей методом ПВ геофизические методы исследования скважин применяются для литологического расчленения разреза, определения местоположения и качества руд, наблюдения за движением выщелачивающих растворов и контроля за техническим состоянием скважин. Об использовании геофизических методов стандартного каротажа (ГС, КС, ПС) при документации геологоразведочных и технологических скважин говорилось выше. Полученные в результате их наблюдения, нанесенные на паспорта скважин растворов. Что касается гамма-каротажа — основного вида опробования рудных залежей при подготовке их к ПВ, то сложная радио-

логия залежей, развитие зон пластового окисления с резким дефицитом урана относительно радия, а на некоторых месторождениях еще и значительное проникновение фильтрата бурового раствора в проницаемые рудные залежи и соответствующее отжа-тне радоновых вод от стенок скважины, которое приводит к занижению гамма-активности, - все это существенно усложняет интерпретацию результатов гамма-каротажа и приводит к погрешностям определения мощности и содержания в единичном пересечении рудной залежи. Поэтому при подготовке эксплуатационных блоков необходимо постоянно уточнять по данным опробования керна положение зон пластового окисления и радиологию залежей, так как данных, полученных при разведке месторождения, как правило, недостаточно. Если к тому же учесть, что гамма-каротаж не дает никакой информации о движении урана в процессе выщелачивания, то становится очевидной необходимость применения прямых методов его определения, широкое внедрение которых сдерживается несколькими причинами: метод гамма-каротажа нейтронов спонтанного деления (прибор «Гефест») имеет низкую производительность и некоторые недостатки методики наблюдений и интерпретации; метод гамма-каротажа мгновенных нейтронов деления (КНД) пока не обеспечен аппаратурой.

Наблюдения за движением рабочих сернокислых растворов проводятся с помощью индукционного каротажа, который при использовании непроводящей полиэтиленовой обсадкой колонны дает возможность зафиксировать изменения минерализации пластовых вод. Систематические измерения по наблюдательным, за-качным и откачным скважинам и анализ полученных материалов позволяют определить преимущественные пути движения растворов и выявить конкретные факторы, влияющие на их распределение в блоках, а также судить о полноте охвата рудных залежей процессом выщелачивания Индукционный каротаж есть и будет оставаться основным методом наблюдения за движением растворов при обсадке скважин полиэтиленовыми трубами.

Показатели ПВ во многом зависят от качества сооружения технологических скважин и их технического состояния. Поэтому за состоянием скважин осуществляется постоянный контроль — от начала сооружения до вывода ее из эксплуатации. При сооружении скважин прежде всего токовым каротажем изучается целостность обсадных колонн и уточняется положение фильтров. Состояние полиэтиленовой обсадки колонн, как правило, проверяется не реже одного раза в квартал.

Систематические наблюдения за целостностью металлических обсадных колонн проводятся путем резистивиметрии, термометрии и расходометрии Этими же методами количественно оцениваются потери растворов при нарушении целостности колонн.

Термометрией фиксируется также качество цементации затруб-ного пространства скважины, которая проводится для гидроизоля-ВДи рудовмещающего горизонта от вышележащих водоносных горизонтов. К сожалению, по результатам термометрии нельзя су-Дить о качестве цементного кольца (наличие каналов, трещин « т. д.), опыт же работ

показывает, что гидроизоляция выполняется не всегда надежно, о чем свидетельствуют случаи^проникновения рабочих растворов в вышележащие водоносные горизонты.

Разработка методов контроля за состоянием обсадных колоннпродолжается на многих объектах ПВ, так как постоянно.возникает необходимость определять не только место нарушения ко-лонн и количество растворов, теряемых через нарушения но и ^Рактер нарушений, их размеры для последующей организации ремонтно-восстановительных работ.

В заключение следует отметить, что комплекс геофизических методов, применяемых при решении задач ПВ, продолжает разрабатываться.

Использование геофизических методов в изучении процесса ПВ сдерживает разработку специализированной малогабаритной аппаратуры — надежных скважинных расходомеров, высокоточных термометров, резистивиметров, серийной аппаратуры индукционного каротажа, аппаратуры для исследования распределения качества и сплошности цементации в затрубном пространстве, состояния обсадных колонн и др.

Оснащение предприятий ПВ необходимой аппаратурой и разработка методик наблюдений и интерпретации позволят получать дополнительный ценный материал по многим направлениям о процессе ПВ, что в конечном счете повысит его эффективность.

Гидрогеологические работы

Комплекс работ по освоению скважины проводится непосредственно после окончания цементации затрубного пространства. Прокачка (промывка) ведется до полного осветления воды при содержании песка (твердой взвеси) не более 0,1 г/л и полной стабилизации притока воды в скважину; после этого скважина принимается в эксплуатацию либо из нее проводится пробная откачка. Общая продолжительность прокачки скважины в песчаном напорном горизонте обычно составляет не менее суток. Если в течение указанного времени восстановление водоотдачи пласта не достигнуто, то освоение скважины производится иными способами, после реализации которых вновь выполняется восстановительная откачка.

Опробование растворопоДъемного оборудования проводится после завершения всех работ по сооружению скважины (включая освоение) и оборудования ее средствами растворопоДъема и контрольно-измерительными приборами. Непосредственно перед вво-Дом в эксплуатацию каждая технологическая скважина опробуется пробно-эксплуатационной откачкой (наливом), которая выполняется с целью установления соответствия дебита (приемистости) скважины и производительности растворопоДъемного оборудования проектным параметрам.

Пробно-эксплуатационная откачка (налив) проводится на одно понижение в течение 2—3 смен в напорных условиях И5-7 сут в безнапорных с производительностью не ниже проектной. В процессе откачки каждые 3 ч проводятся замеры дебита (расхода) и динамического уровня.

В качестве средств подъема растворов на участках, где используется ПВ

применяются эрлифты и погружные центробежные электронасосы. Конструкция эрлифта и тип насоса определяютсяпроектом.

При эрлифтном способе раствороподъема в скважинах небольшого диаметра (100-140 мм), обсаженных полиэтиленовыми трубами, применяется эрлифт преимущественно однорядный (концентрическое расположение труб с использованием обсадной колонны в качестве рабочей) центральной системы (нагнетание воздуха по центральной колонне полиэтиленовых труб). В скважинах увеличенного диаметра могут применяться эрлифты других систем и типов (кольцевой одно- и двухрядный, центральный двухрядный и др.). Эффективность работы эрлифта (его производительность и удельный расход сжатого воздуха) зависят от степени загазирования поднимаемой водно-воздушной смеси, от площади сечения водоподъемного пространства (кольцевого в эрлифтах центральной системы и цилиндрического в эрлифтах кольцевой системы), от глубины загрузки смесителя под динамический уровень и высоты подъема жидкости. Загазирование откачиваемой жидкости обеспечивается при помощи смесителя (форсунки), которым в обязательном порядке оборудуется каждая эрлифтная установка.

Сечение водоподъемного пространства определяется разностью диаметров эксплуатационной (водоподъемной) и воздухоподаю-щей колонн в эрлифтах центральной системы или диаметром водоподъемной колонны в эрлифтах кольцевой системы.

Глубина установки смесителя эрлифта определяется высотой подъема жидкости (т. е. расстоянием от уровня излива водно-воздушной смеси до динамического уровня) по формуле H = kh, где H — глубина установки смесителя (от уровня излива), м; k — коэффициент погружения; h — высота подъема жидкости, м. Работу эрлифта можно считать наиболее эффективной при значениях k = = 2,0-=-2,5.

Оборудование скважины погружным центробежным электронасосом допускается лишь после того, как в результате ее освоения содержание механических примесей в откачном растворе упадет до <0,1 г/л.

Для обеспечения эффективной работы насоса требующаяся производительность и необходимый напор должны соответствовать паспортным данным.

Отбор проб пластовых вод производится как в процессе бурения, так и при последующем освоении и эксплуатации скважин с частотой, определяемой проектом работ. В период эксплуатации скважин и блоков ПВ проводятся следующие гидрогеологические наблюдения и исследования:

- наблюдения за работой технологических скважин и установленного в них раствороподъемного оборудования;
- наблюдения за уровнем подземных вод;
- замеры глубины скважин (до песка);
- опробование откачного раствора на содержание механических примесей;
- опробование откачного раствора на уран и pH;

- опробование откачного раствора на сопутствующие уранухимические компоненты;
- опытно-фильтрационные работы;
- ремонтно-восстановительные работы в скважинах;
- обработка результатов гидрогеологических наблюдений иопробования растворов.

Эти работы выполняются на участках ПВ в эксплуатационный период для учета добычи урана (с учетом количества и качества откачных растворов) и удельных материальных затрат на добычу (путем учета количества и состава закачных растворов), контроля интенсивности и условий протекания гидротехнологического процесса.

Замеры глубины скважин (до песка) с целью определениястепени открытости фильтров проводятся периодически в закачных и откачных скважинах при помощи гидрогеологической рулетки. Кроме того, замеры глубины скважины выполняютсяперед ремонтно-восстановительными работами и после их завершения.

Опробование продуктивных растворов на содержание механических примесей (твердых взвесей) производится в каждой от-качной скважине, оборудованной насосом. Если содержание твердых взвесей превышает норматив для насоса, скважина немедленно должна быть остановлена, насос извлечен и подвергнутпрофилактическому осмотру. Спуск его в скважину в этом случаедопускается только после проведения мероприятий по ликвидациипричин пескования.

Опробование продуктивных растворов на pH и уран проводится с целью оценки степени закисленности рудовмещающихпород, растекания рабочих растворов за контуры эксплуатационных блоков и учета извлекаемого в раствор урана. Периодичность отбора проб различна на разных стадиях процесса ПВ.

Опробование продуктивных растворов на сопутствующиеурану химические компоненты ведется для оценки условий протекания процесса ПВ урана. Наиболее информативным в этом отношении в настоящее время признано содержание в растворе бикарбонат-иона и ионов закисного и окисного железа.

Пробы на НСОз отбираются на стадии закисления (т. е. при значениях pH от пластовых до 4,5—5,0) из откачных скважин, а также из каждой наблюдательной (внутриконтурной) скважины. Опробование выполняется для контроля стадии временного роста концентрации урана в растворе за счет так называемого бикарбо-натного эффекта.

Отбор проб для определения Fe2+ и Fe3+ также осуществляется из откачных и внутриконтурных наблюдательных скважин. Последовательное появление на стадии закисления в рабочем и продуктивном растворах ионов Fe2+ и Fe3+ свидетельствует о начале формирования в продуктивной толще зоны активного выщелачивания, а динамика изменения во времени отношения CFe3+/ (CFe2++C¥e3+)r где С — концентрация соответствующих ионов в растворе, содержит информацию об окислительно-восстановительной

обстановке в недрах эксплуатационного блока и о физико-химических условиях перевода урана в раствор. Так, устойчивое увеличение этого отношения при уменьшении содержания урана в растворе может быть расценено как свидетельство либо отсутствия урана в области фильтрации рабочего раствора (в связи с полной отработкой запасов или каналированием растворов), либо отсутствия в этой области растворимых форм урана из-за недостаточности окислительно-восстановительного потенциала в зоне выщелачивания. В указанных случаях следует принять необходимые меры для интенсификации процесса (изменение путей фильтрации рабочего раствора, добавление в раствор окислителей и др.).

Опытно-фильтрационные работы проводятся в эксплуатационных блоках ПВ эпизодически для уточнения параметров, характеризующих водопроницаемость пород продуктивной толщи в связи с ее изменениями в результате проработки технологическимирастворами. Основным видом опытно-фильтрационных работ, проводимых на участках ПВ в процессе их эксплуатации, являютсянаблюдения за восстановлением уровня воды в отдельных опорных и ближайших к ним одной-двух наблюдательных скважинах.

Иногда могут проводиться и другие опытно-фильтрационные исследования: одиночная или кустовая опытная откачка, экспресс-налив и др. Методические приемы проведения этих работ, обработка их результатов и расчетов фильтрационных параметров являются общепринятыми и широко освещены в специальной литературе.

Ремонтно-восстановительные работы (РВР) выполняютсядля восстановления производительности технологических скважин, снизившейся в результате кольматации фильтра и прифильтро-вой зоны пласта, а также для ликвидации песчаных пробок, уменьшения пескования скважин и др.

Основными видами РВР в скважинах, обсаженных трубами из полимерных материалов, являются прокачка, промывка через шланг и физико-химическая обработка. Промывка через буровой снаряд, чистка самоходным буровым агрегатом и другие работы Допускаются лишь в том случае, если прокачка и физико-химическое воздействие на скважину не дали положительных результатов. Способы и порядок проведения прокачек, промывок, поршневания те же, что и при освоении скважин.

Обработка результатов гидрогеологических наблюдений иопробования растворов ведется систематически. Вся получаемая входе наблюдений и опробования информация заносится в соответствующие документы. На основе итоговых данных по объемам откачных (кондиционных и некондиционных) и закачных растворов, а также по концентрации урана в откачных растворах и кислотыв закачных ведется оперативный учет добычи металла в блоках ипоступления в них выщелачивающего реагента. По данным этогоУчета осуществляется текущий контроль за соблюдением балансаобъемов откачных растворов.

Итоговые данные из журналоз оперативного учета по объемам Растворов, добыче металла и затратам рабочего реагента, средним концентрациям урана

в продуктивном растворе и кислоты в закач-ном растворе являются основой для анализа результатов ПВ и составления оперативной отчетности.
Кроме указанной аналитической документации на добычных Участках ПВ ведется графическая гидрогеологическая документация, обеспечивающая возможность повседневного анализа условий ведения процесса ПВ и управления им. Основными графическими документами на участке ПВ являются:
1) сводный хронологический график изменения основных характеристик технологических растворов в блоке;
2)схема пьезометрической поверхности (схема гидроизопьез) работающего участка или его части;
3)схема пьезометрической поверхности (устойчивой депресси-онной воронки) неработающего участка или его части и разрезык ней;
4)схема закисленности в изолиниях pH участка или части его;
профили открытости (профили запескованности) технологических скважин по блокам и участкам.

V.ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ РУД

Главная цель выщелачивания урановых руд заключается в наиболее полном и селективном растворении урановых минералов. Выщелачивание является основной операцией при извлечении урана на месте залегания руды, так как оно определяет извлечение (количество) и стоимость конечного продукта [34, 35, 122]. Несмотря на многообразие типов минералов и руд, содержащих уран, для выщелачивания последнего обычно используют водные растворы минеральных кислот или солей карбонатов щелочных металлов. При ПВ к растворителю предъявляются следующие требования:

- обеспечение относительно полного перевода урана в раствор:
- низкая стоимость реагента и его наличие в народном хозяйстве;
- селективность в процессе выщелачивания;
- обеспечение коррозионной стойкости применяемой аппаратуры и материалов;
- возможность поддержания «мягких» условий для растворения урановых минералов (отсутствие нагрева, дополнительногоизмельчения, перемешивания и т. д., так как эти операции в отличие от традиционного гидрометаллургического процесса при ПВне могут быть использованы);
- исключение условий, приводящих к кольматации пор и капилляров в выщелачиваемой рудной массе.

При ПВ выбор растворителя обусловливается формой урановой минерализации и вещественным составом рудных залежей и вмещающих их

пород. С точки зрения гидрометаллургической переработки, урановые руды подразделяются на пять основных минералогических классов в зависимости от химической природы урановых минералов и их поведения при выщелачивании [141]:

1. руды, содержащие четырехвалентный уран, — эндогенныеминералы (уранинит, настуран, ураноторит);
2. руды, содержащие шестивалентный уран, — экзогенные минералы (урановые черни, коффинит, гидронастуран, карнотит, тю-ямунит, отенит, торбернит, уранофан);
3. руды, содержащие труднорастворимые урановые минералы (давидит, браннерит);
4. руды с ассоциацией урана и углерода;
5. фосфатные и прочие руды.

Из них наиболее благоприятными для отработки руд методом ПВ являются первые два класса.

Для ПВ урана мало пригодны руды, содержащие труднорастворимые урановые минералы, так как выщелачивание их обычно требует поддержания высокой концентрации кислоты и температуры. Руды с первичной и вторичной минерализацией (первого и второго класса) могут подвергаться как кислотному, так и карбонатному выщелачиванию [19, 95].

По характеру вмещающих пород, определяющих расход реагента при выщелачивании, выделяют руды бескарбонатные и карбонатные.

Кислотный способ выщелачивания дает более высокое извлечение урана по сравнению с карбонатным способом, но имеет следующие **недостатки:**

а) сравнительно высокую агрессивность, что приводит к растворению помимо урана других компонентов руды, пустых пород и обусловливает повышенный расход кислоты;

б) невозможность применения способа для отработки рудныхтел, в которых содержится более 2% карбонатов (по LU2);

в) необходимость использования в качестве конструкционныхматериалов при обсадке скважины на большие глубины труб изспециальных дорогостоящих материалов (нержавеющая сталь, армированный полиэтилен).

Карбонатный способ имеет следующие преимущества:

высокую селективность процесса, в связи с чем расход реагента обычно невысок и растворы, циркулирующие в недрах, нестоль загпязняются другими компонентами;

не требуются аппаратура и материалы в антикоррозионном исполнении.

отсутствуют ограничения по содержанию карбонатов в руде и рудовмещающих породах.

Недостатки карбонатного способа:

ухудшается проницаемость руд и вмещающих их пород посравнению с первоначальной фильтрацией пластовых подземных достижение приемлемого извлечения урана требует обязательного использования

окислителей.

Наиболее дешевым растворителем является **серная кислота**; стоимость других выщелачивающих уран реагентов (% к стоимости серной кислоты) характеризуется следующими показателями (в расчете на моногидрат или 100%-ную соль):

1. H2SO4—100, HNO3 —215;
2. HC1 —238, NaHCO3 — 106;
3. Na2CO3 — 118;
4. NH4HCO3 — 132;
5. (NH4)2CO3 — 300;

Процесс выщелачивания в недрах сводится к переводу урановых минералов из твердой фазы в жидкую за счет их взаимодействия с химическим реагентом.

При кислотном выщелачивании окисленных минералов уран переходит в раствор в виде уранил-иона:

ио3 + h2so4 ч* uo2so4 + н2о.

Наряду с сульфатом уранила в жидкой фазе содержатся комплексные сульфаты уранила:

-SO *UO2SO4 . Г {UO2 (SOJJ2- [UO2 2 (J,]

Содержание отдельных сульфатных комплексов в растворе зависит от сложного равновесия, определяемого концентрацией ионов водорода, сульфата, бисульфата, урана. Минимальная концентрация серной кислоты определяется условием поддержания уранил-иона в растворенном состоянии в процессе выщелачивания. Она зависит от pH осаждения шестивалентного урана из сульфатных растворов в присутствии различных анионов при комнатной температуре. Пределы pH осаждения гидроокиси уранила 3,8—5,0, фосфата уранила 1,9—2,5, арсената уранила 1,3—1,7 (они зависят от концентрации урана, температуры, природы и концентрации других примесей). Присутствие таких примесей, как окисное железо, которое осаждается при более низких значениях pH, чем уран, вызывает осаждение урана за счет окклюзии.

Оптимальной кислотностью для выщелачивания настурана и окисленных урановых минералов является **pH=1,5-=-2,0.**

Максимальная концентрация кислоты определяется прочностью урановых минералов и адсорбционной способностью горных пород. Обычно увеличение концентрации кислоты при выщелачивании повышает скорость растворения урановых минералов и уменьшает период насыщения пласта химическим растворителем, повышая в то же время его расход на реакцию с породой.

2. ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ В ТЕХНОЛОГИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

При наличии в выщелачиваемых рудах четырехвалентного урана, слабо

растворимого в разбавленных растворах серной кислоты, требуется добавление окислителя для интенсификации процесса ПВ. В качестве его могут быть использованы кислород, перманганат, перекись водорода, азотсодержащие, хлорсодержащие окислители и др. Промышленное применение нашли **МпО2 (в виде пиролюзита**), **азотная кислота** (**мельчайшие соли трехвалентного железа, хлорат натрия, кислород, перекись водорода**, известны также способы **бактериального** выщелачивания **автотрофными бактериями** урановых руд.

Мерой окислительной активности кислорода в растворах служит окислительный потенциал.

а + 4Н+ + 4^2Н2О, £-=1.229 В;

О2 + 2Н2О + 4i=4ОН-, £- = 0.401 В;

О2 + 4Н+(10-М) + 4i = 2Н2О, £- = 0,815 В.

Несмотря на достаточно широкое применение кислорода как окислителя при гидрометаллургии урана, ее использование ограниченно. Вместе с тем разработан ряд способов покучном и подземном выщелачивании и удменением кислорода в качестве окислителя. „„„л„„яя технология выщелачивания урана из обводненных месторождении

В США предложена [91] «у*«j« тело пробу. Ривается ряд скважин и с их помош. ащая окислитель

Откачиваются грунтовые, воды и взамен их нагнетается вода содержащая и (IV) в минералах частности кислород воздуха. После окиси растворов кислоты уды предусматривается нагнетани.f 0 извлечения извест-

Для выщелачивания урана и его последующими приемами сернокислыми растворами с

Аналогичные способы ПВ урана f окислителя разработаны с использованием кислорода усовершенствованный также во Франции и ЮАР. Ly^J- J^T ее залегания с использованием способа выщелачивания руды на месторо ждениях кислород из источника кислорода, заключающийся и нагнетается в скважины находящегося на поверхности раствор под соответствующим - глубину забоя и насыщает таким раствором напором гидростатического давлением оба раствора в скважине [89J- окислительного эффекта кислоты.

Изучены возможности повышения катализаторов. Установлено, что порода путем использования катализатора ионы меди каталитически ускоряют окисление кислородом в карбонатном растворе. Применительно к кислотным процессам выщелачивания при атмосферном давлении было изучено, в частности, использование таких катализаторов кислородного окисления UO2, как окислы азота и Fe3+. При этом окисление U (IV) происходит в присутствии Fe+:

UO2 + 2Fe+ =Pfc UO|+ + 2Fe2+,

а регенерация **Fe3+** — путем окисления кислородом в присутствии катализатора, например окислов азота (NOX).

Окись азота при взаимодействии с О окисляется до **NO2: 2NO + O2 = 2NO2**.

Одновременно в газовой фазе в состоянии химического равновесия присутствуют окислы азота **N2O3 и N2O4:**

Диффузионный переход NO2 в раствор сопровождается сравнительно быстро протекающей реакцией:

2NO2 -f H2O = HNO3 + HNO2.

С водой взаимодействуют также и другие окислы азота, за исключением N0 [14]:

N2O3 + H20 = 2HNO2, N2O4 + H20 = HNO2 + HNO3.

Образующаяся HNO2, будучи малоустойчивым соединением, разлагается в соответствии с равновесной реакцией

2HNO2 ** N02 + NO + H2O.

Таким образом, в контактирующих водной фазе и нитрозных газах, содержащих кислород, кроме окиси азота находятся N02, N2O4 и HNO2.

Окислы азота N02 и N2O3, обладая способностью акцептирования электронов, проявляют окислительные свойства.

По-видимому, высокой реакционной способностью обладает нитрозилнитратная форма двуокиси азота 0=N—O—N^ N0, которая является более сильной льюисовской кислотой, чем NO2 [153]. Окислителем служит также HNO3. Однако полагают [130, 155], что непосредственными окислителями Fe2+ являются в основном N02 и HNO2:

2HNO2 *t N02 + NO + H20; Fe2+ + N02 -> Fe3+ + N0^;

Частично NO поглощается растворенным двухвалентным железом с образованием комплексного соединения коричневого цвета [6]:

Fe2+ + NO->[Fe(NO)]2+.

Из уравнений (5.1) и (5.2)'получим

4Fe2+ + O, + 4H+ = 4Fe3+ + 2HaO. (5.3)

В процессе выщелачивания U02 трехвалентное железо восстанавливается до двухвалентного по схеме:

Ш2 + 2Fe3+ = UOi+ + 2Fe2+. (5.4)

С учетом реакции (5.3) получим суммарное уравнение процесса окисления U02:

2U0, + 02 + 4H+ = 2UO5+ + 2H2O;

которое показывает, что при выщелачивании Ш2 из руд кислород может служить окислителем U (IV) в присутствии окислов азота и ионов Fe3+ как катализаторов процесса окисления. Аналогичный процесс рекомендован, например, для окисления Fe2+ в кислых сбросных растворах путем смешивания их с N02 и чистым кислородом [129].

Известен также способ получения сернокислого железа путем окисления Fe2+ в присутствии H2SO4 смесью кислородсодержащего газа, например

воздуха, и окислов азота при содержании последних в смеси 1,5—2 об. % [39]. Применительно к регенерации травильных растворов предложен способ окисления Pe2+-ионов в кислых или нейтральных растворах кислородом воздуха с использованием в качестве катализатора окислов азота [128].

Процесс окисления проводят в колоннах высотой 8 м при подаче снизу колонны смеси воздуха и катализатора N0 и противо-точном движении раствора. При этом давление газов в колонне превышает 0,8 атм. Выходящие из колонны газы, содержащие N0, направляются на предварительную стадию окисления Fe2+ и ре-циркулируют далее как катализатор в окислительную колонну. При этом компенсируются потери NO. В качестве источника NO могут служить HNO3 и ее соли.

Рассматривая вопросы окисления железа с целью использования его для растворения U02 по уравнению (5.4), следует отметить, что это уравнение, приводимое обычно в работах по технологии урана, является упрощенным описанием процесса.

2Fe UO2

Как показали Е. А. Каневский и А. П. Филиппов [59, 60], такая схема растворения в определенной мере справедлива только при pH<1. При других значениях pH преобладающую роль играют гидролизованные ионы Fe (III) — FeOH^, Fe2(OH)*+, Fe^OH)^, максимальная концентрация которых достигается при pH = 2, и процесс состоит из трех последовательных реакций:

2+

2Fe(OH)2+ + 2H

)2+

2 + 2Fe (OH)2 2FeOH+ + 2H+ -► 2Fe2+ + 2H2O.

Не исключена также возможность растворения UO2 по схеме:

3+

2Fe

4H

4HO2

UO2 + 2Fe (OH)2+ -y UOi+ + 2Fe (OH)„ 2Fe(OH)2 + 4H+ -> 2Fe2+ -f 4H2O.

Причем скорость суммарного процесса растворения UO2 определяют указанные выше наиболее медленно протекающие гетерогенные реакции.

Следует отметить, что при определенных условиях регенерация трехвалентного железа может быть осуществлена с помощью кислорода при использовании в качестве катализатора активированного угля [90, 127, 158]:

.3 +

2Fe

H2OИспользование пиролюзита в качестве окислителя. Как известно, при выщелачивании урансодержащих руд в качестве окислителя нередко применяется двуокись марганца (до 10 кг/т) в виде природного пиролюзита с 40—70% МпО2 [43, 55].

UO

2(ТВ)

Окисление U (IV) в рудных минералах с помощью пиролюзита в растворе, например, по реакции:

MnO
2(ТВ) + H2SO4(В) = UO3(ТВ) + MnSO4(В) + H2O

протекает очень медленно, хотя стандартный окислительный потенциал системы
+
2HSO
MnO
4H
2(ТВ)
значителен и составляет 1,22 В [71], а стандартный окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) системы роль передатчика электронов от L v-., -
Применение других окислителей ограничено из-за их высокой стоимости, образования хлоридов, которые вызывают коррозию аппаратуры и депрессируют сорбцию урана при его извлечении из растворов, а также из-за их взрывоопасность.
Необходимость применения окислителя, а также его количество устанавливаются лабораторными исследованиями на керно-fibix промах руды.

. ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ РАСТВОРИТЕЛЯ С КОМПОНЕНТАМИ РУД И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Расход кислоты на выщелачивание урана, а следовательно, и содержание примесей в растворе определяются минералогическим составом руд и вмещающих пород и условиями процесса выщелачивания; отдельные компоненты пород при взаимодействии с разбавленными растворами H2SO4 переходят в раствор в различной степени. Кремнезем при комнатной температуре плохо взаимодействует с серной кислотой:
$SiO_2 + H_2O$ Лг H_2Si0_3.
Частичный его переход в раствор наблюдается лишь при повышенных температурах с образованием коллоидов H_2Si0_3.
Весьма стойким к разбавленной H_2SO_4 является глинозем. Согласно реакции
АЬОз + ЗЬЬЭСи-^АЬ^О^з + ЗНгО,
при комнатной температуре в раствор переходит 1—3% глинозема. С трудом растворяется и окись трехвалентного железа по реакции
$Fe_2O_3 + 3H_2SO_4$ -* Fa, $(SO_4)_3 + 3H_2O$.
Значительно лучше растворяется в разбавленной H2SO4 окись двухвалентного железа по реакции
$Fe_2O_3 + H_2SO_4$ -> $Fe_2SO_4 + H_2O$.
Железо, находящееся в рудах в сульфидной форме, с сернокислыми растворами не взаимодействует; карбонат железа полностью переходит в раствор по реакции

$FeCO_3 + H_2SO_4$ -► $FeSO_4 + H_2CO_3$

Карбонаты кальция и магния взаимодействуют с разбавленной H2SO4 с образованием сульфатов кальция и магния:

$CaCO_3 + H_2SO_4$ -> $CaSO_4 + H_2O + CO_2$, $MgCO_3 + H_2SO_4$ -> $MgSO_4 + H_2O + CO_2$.

Растворимость в воде образующегося гипса невелика — при 20°С она составляет около 2 г/л. Поэтому основная масса гипса выпадает из раствора в осадок и на поверхность не выносится; вследствие высокой растворимости сульфат магния остается в растворе.

Фосфор в рудах находится в виде фосфорита $Ca_3(P0_4h$ или апатита $Ca_5(PC)4hF(Cl)$. При взаимодействии с H2SO4 эти минералы растворяются:

$Ca_3(PO_4)_2 + 3H_2SO_4$ -* $2H_3PO_4 + 3CaSO4|$, $Ca6\ (PO_4)_3\ F\ (Cl) + 5H_2SO_4$ -у $3H_3PO_4 + 5\ CaSO_4J + HF(HCl)$.

При выщелачивании фосфор практически целиком переходит в раствор, а образующийся гипс выпадает в осадок.

При взаимодействии кислоты с породами, содержащими карбонаты, в условиях, когда они обводнены, а образующийся углекислый'газ не может свободно выделяться в атмосферу, в жидкой фазе, заполняющей поровое пространство, протекают следующие реакции:

'

$MeCO_3 + H_2SO_4 = MeSO_4 + CO_2 + H_2O$, $MeCO_3 + H_2O + CO_2 = Me\ (HCO_3)_2$,

где Me — кальций, магний или закисное железо. „пнями

Растворение углекислых солей обогащает растворитель ионами HCO3-, CO?- и CO2. Равновесие между различными формами углекислоты определяется активностью водородных ионов » Растворе При pH<81 вся углекислота находится в виде свободного иона CO и ионов HCOг; при" pH = 8ч-9 она почти нацело представлена в виде ионов HCO, а при PH>9 свободная углекислота отсутствует и в растворе содержатся лишь ионы HCO3- и CO-

Бикарбонатные соединения кальция и магния существуют только в виде растворов; их устойчивость зависит от температуры и окисления углекислоты. В присутствии бикарбонатов новые минералы растворяются с образванием комплексных соединений состава $Me_2[Ш2(CO_3)_3]$, Me^°^1±^т^ выраженной форме механизм растворения урана в бикарбонатных растворах можно выразить уравнением **- $Ca\ (HCO_3)_2 = Ca\ [UO_2\ (CO_3)_{2|\ 4}$- И.О.**

Указанные комплексы хорошо растворяются воздухом что приводит к разложению бикарбонатов магния, так и комплексных соединении уранил ионом основных солей кальция, магния уранила.

Образование комплексного иона уранила при иа--^"»" р--минералов и окислов урана может быть представлено в виде реакций, в результате которого образуются комплексные соединения урана, например: **NU03 2UO2 + U3O**

2OH,]4" + 4OH + 4OH~.

3CO~ + H2O -> [UO2 (CO3)3] Ц + O2 + 2H2O -> 2 [UO2 9C02з + 2H2O -> 3 [UO

Эти реакции отражают лишь конечные результаты растворения. Растворение как первичных, так и вторичных урановых минералов сопровождается повышением щелочности раствора. При высоких содержаниях гидроксил-ионов возможно осаждение уранатов по реакции:

$2UO_2(CO_3)з$~ + 6OH~ -f 2Na+ -> $Na_2U_2O_7$ + 6CO~ + $3H_2O$.

С целью нейтрализации ионов ОН~ и предотвращения образования уранатов выщелачивание осуществляют в присутствии некоторого количества бикарбонат-иона:

NaOH + $NaHCO_3$ -*■ Na_2CO_3 + H_2O.

На практике требуемое количество бикарбоната натрия превышает теоретически рассчитанное на уран, что объясняется взаимодействием раствора карбоната с другими рудными составляющими, например с силикатами, фосфатами, протекающими с образованием углекислоты и гидроксил-ионов:

$3CO_2$.

SiO_2 + Na_2CO_3 -> Na_2Si0_3 -f CO_2; P_2O_5 + $3Na_2CO_3$ -> $2Na_3PO_4$ + $3CO_2$; $Fe_2(SO_4)_3$ + $3Na_2CO_3$ + $3H_2O$ ->. 2Fe (OH)3 + $3Na_3SO_4$

Карбонат расходуется и на следующие реакции:

COt

CaSO4

CaCO3

SiO2

H2O + 2CO§~ ->► SiOi~ + 2HCOГ,

2FeS2 + 7O2

i + 6H2O -► 2Fe (OH)2 + 4SOl" + 8HCOГ.

Большинство из приведенных реакций при обычной температуре протекают в незначительной степени, поэтому расход карбоната обычно небольшой. Устойчивым урановым комплексом в карбонат-бикарбонатных растворах является комплекс шестивалентного урана. Поэтому при выщелачивании урановых минералов, содержащих четырехвалентный уран, при наличии в руде восстановителей или их образовании в процессе выщелачивания для вскрытия должен быть введен окислитель. Потенциалы окисления UO_2 или U_3O_8 в карбонатных растворах составляют:

ш2(тв) ■

U_3O_8(ТВ)+$2H_2O$+9CO! 88

1-

-> $[UO_2(CO_3)_3]_4$~ + 2ё, E° = 0,32 В; 3 $[Ш_2(CO_3)_3]'$~ + 4OH~ + 2e, £° = 0,35 В.

При этих значениях потенциалов для окисления UO2 и его растворения в карбонатных растворах возможно применение кислорода.

Эффективность карбонатного выщелачивания определяется формой присутствующих в данной руде урановых минералов, их распределением и природой сопутствующих минераловассоциированных с ураном. В общем принято считать, что простые и сложные арсенаты, карбонаты, молибдаты, фосфаты, сульфаты и ванадаты шестивалентного урана легко растворимы в водных растворах. Растворение силикатных минералов благодаря их сложной полимерной структуре происходит при высоких значениях pH и температуры, т. е. в условиях, которые обычно не создаются при подземном выщелачивании. Уранофан медленно и не полностью растворяется в карбонатных растворах, коффинит может быть вскрыть лишь в присутствии окислителя.

Минералы простых окислов шестивалентного урана растворяются в карбонатных растворах. Окислы четырехвалентного урана и смешанные окислы полностью растворяются лишь в присутствии окислителя. При одной и той же урановой минерализации реакционная способность для каждого месторождения урановых руд, благодаря селективности воздействия карбонатных растворов окруженный в руде минералами пустой, способность взаимодействовать с растворителями, практическисмывается. С этих позиций наиболее подходящими для карбонатного выщелачивания являются месторождения осадочного с естественной проницаемостью, в которых урановые минералы с породами, цементирующими зерна песка.

Исследовано влияние на эффективность, обновленных окислов урана большого числа, H_2O_2, $(NH_4)_2S_2O_8$, $Na_2S_2O_8$, $КМпO_4$, кислорода воздуха в при сутствии катализатора-ионов карбонатного вышелачивания может быть использованы в процессе подземного выщелачивании руд на месте их залегании необходимы следующие условия: карбонатурановые минералы должны быть виде уранил-трикарбонатном растворе, если необходимо - с добавкой окислителя; компоненты руды или комплекса, в нерастворимое соединение, фильтрационные свойства пласта существенно не ухудшается.

4. МЕХАНИЗМ И КИНЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА ИЗ РУД С ЕСТЕСТВЕННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ.

1 КОЛЬМАТАЦИОННЫЕ ЯВЛЕНИЯ

Подземное выщелачивание представляет собой процесс, при котором происходит растворение полезного компонента химическим реагентом на месте залегания рудного тела с последующим выносом образовавшихся соединений из зоны реакции движущимся потоком растворителя. Выщелачивание — диффузионный процесс, при котором осуществляется переход компонентов системы из твердой фазы в жидкую. Фактором, характеризующим интенсивность таких процессов, служит разность между значениями концентраций растворителя и выщелачиваемого компонента в слое, примыкающем к поверхности твердой частицы, и в общем объеме жидкой фазы.

Процесс выщелачивания происходит в проницаемой рудовме-щающей породе, в которой в принудительном порядке осуществляется фильтрация растворителя. Рудовмещающая порода обычно представлена песком с примесью глины и других минералов. Урановые минералы составляют сотые или десятые доли процента; они имеют' различные форму и размеры, образуют пленки, натеки, корочки на зернах или вкраплены в агрегатные структуры руд.

Процесс выщелачивания включает три основные стадии:

1.транспортировку растворителя к поверхности урановых минералов;

2.химическую реакцию с образованием растворимых солей урана;

3.транспорт растворенных продуктов реакции в объем раствора.

Как и в случае перколяции, при подземном выщелачивании урана из руд с естественной проницаемостью транспорт растворителя к поверхности и растворенных продуктов реакции от места взаимодействия определяется скоростью просачивания растворов. Каждая из приведенных выше стадий может, в свою очередь, состоять из нескольких ступеней. Так, в случае образования твердого продукта реакции на поверхности растворяемого уранового минерала процесс складывается из следующих ступеней:

A)диффузионного переноса реагента к поверхности твердойфазы через слои жидкости, примыкающей к поверхности; '

B)диффузионного переноса реагента через слой твердого продукта реакции;

C)химической реакции на поверхности выщелачиваемого уранового минерала;

D)диффузионного переноса растворенного вещества от поверхности реакции через слой твердого продукта реакции;

E)диффузионного переноса растворенного продукта реакциичерез слой жидкости, примыкающей к поверхности твердой фазы.

Реакция между жидкостью и твердым веществом развивается от поверхности частиц к их центру, причем до полного завершения выщелачивания в центре остается непрореагировавшее ядро, а на поверхности — твердый продукт. Столь же сложным является процесс выщелачивания с участием газовой фазы (например, введение кислорода при карбонатном извлечении урана). _

Рудный материал, обладая пористой структурой, затрудняет процесс диффузии, оказывая ей сопротивление. Чем меньше сопротивление диффузии, тем выше скорость выщелачивания и степень извлечения урана при заданной продолжительности выщелачи-

Всеобщее сопротивление процесса складывается из диффузии химических сопротивлений. Если сопротивление одной из стадии во много раз больше сопротивлений остальных стадии, общий по ток процесса лимитируется самой медленной стадии выщелачивания или образовании плотной оболочки твердого продукта на поверхности растворяемого минерала урана лимитирующей ста дней является диффузия через этот слой (внутренняя диффузия); В этом случае влияние условий выщелачивания на его скорость соответствует закономерностям внутренней диффузии. Когда выше-лачивание происходит без формирования твердого продукт и скорость

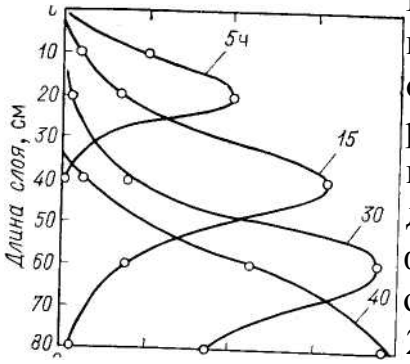
растворения велика, процесс протекает во внешнее диффузионной области и кинетика выщелачивания, влияющими на диффузию через слои раствора в случае, когда самой медленной стадией скорость процесса определяется закономерностями химической кинетики, т.е. процесс протекает в кинетической области.

Взаимодействие реагента с урановыми месторождениями представляет собой первый этап выщелачивания; на втором этапе растворенное вещество перемещается вдоль слоя вместе мчащимся потоком растворителя.

Перенос вещества как целого осуществляется благодаря передвижению жидкости (конвективная диффузия).

В основе растворения минералов в кислоте лежит растворения соединения водорода к аниону растворяемости самой реакции скорость растворения может не зависеть от скоростимгновеннотак как такие реакции протекают практически.

На рис. 5.1 изображены линии распределения движущемся потоке раствора H_2bU_4 {о i/л; для операции для различных периодов времени. Они указывают на существование определенной закономерности в формировании растворов и их перемещении по длине слоя (расстояния между закачной и откачной скважинами) при движении растворителя. В направлении движения фильтрационного потока при выщелачивании образуются три зоны:



2 4 б

Концентрация, г/л

длины по сравнению с общим вре-

менем То составляет небольшую долю, то вместо уравнения (5.5) получим

ae = L/t6.

О 20 40 60 80

Длина слоя, см

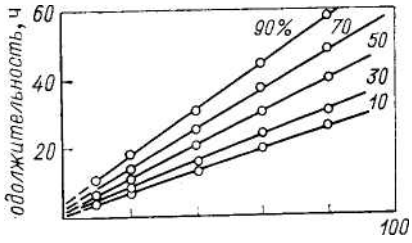


Рис. 5.2. Зависимость продолжительности процесса выщелачивания урана от длины слоя для разных значений степени извлечения

Значение а может быть получено также с помощью параметров, характеризующих поток и свойства фильтрую-щей среды: отношения ф жид-кого (Ж) К твердому (Г) И скорости фильтрации (и/). Имея ф = /#С/7', а Ж = 3№(И Т = LSb И учитывая, ЧТО t/L= 1/по, получим:

(5.6)

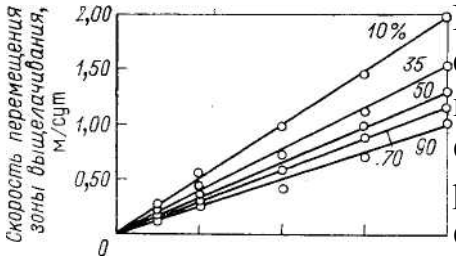
= Wlaeb или aE -=

где б —объемная масса рудной породы, кг/м3; S — сечение рудного тела, м2.

Таким образом, скорость выщелачивания прямо пропорциональна длине пути фильтрации и обратно пропорциональна времени, необходимому для достижения заданной степени извлечения или скорость выщелачивания прямо пропорциональна скорости фильтрации потока и обратно пропорциональна выходу растворов с единицы массы твердого.

Неполнота извлечения урана (доля, оставшаяся невыщелочен-ной в руде) обусловливается экранированием урановых минералов частицами пустой породы и вновь образованными плотными химическими осадками (гипс), присутствием форм минерализации УРана, требующих для своего растворения применения окислителей, более «жестких» условий выщелачивания.

При использовании растворов кислот фронт урансодержащих Растворов в слое рудного тела продвигается со значительным отставанием от действительной скорости фильтрации потока. Явление отставания обусловлено химическим взаимодействием кислоты с компонентами породы: расходование кислоты по пути ее перемещения создает условия для гидролиза уранил-иона и ионов элементов-примесей, в связи с чем в осадок выпадают гидроокиси и основные сульфаты железа, алюминия и других элементов.



Как физико-химический процесс фильтрационное выщелачивание определяется комплексом параметров: скоростью фильтрации, природой и концентрацией растворителя, содержанием урана в РУДе, физическими свойствами рудной массы, которые обусловливают в данный момент состояние и свойства гетерогенной системы. Поведение системы во времени, как и конечный результат химического взаимодействия, зависит от выбора отдельных параметров системы. Диапазон их целесообразных значений определяется на практике технологическими, физическими, экономическими и другими соображениями.

0,2 0,4 0,6 0,8 Скорость фильтрации, м/сут

Рис. 5,3. Зависимость скорости выщелачивания от скорости фильтрации при выщелачивании урана из пробы руды месторождения для разных значений степени извлечения

Зависимость скорости выщелачивания от скорости фильтрации W (до10 м/сут) определяется для отдельных значений степени извлечения уравнением прямой линии (рис. 5.3).Скорость извлечения полезного компонента прямо пропорциональна скорости фильтрации потока растворителя, а полнота извлечения его определяется количеством профильтровавшегося через слой руды.

с повышенной концентрацией растворителя

Диффузионный характер выщелачивания основной доли урана позволяет использовать для описания процесса частные решения-уравнения диффузии [102, 137, 138, 159].

Процесс выщелачивания руд с естественной проницаемостью предполагает замену поровой жидкости в пласте на растворитель, который взаимодействует с твердой и жидкой фазами горных пород. В результате в недрах протекают различные физико-химические процессы: образование газов, растворение отдельных минералов, перенос твердых частиц с потоком растворов, выделение в порах химических осадков, адсорбция, ионный обмен и т. д. Комплекс указанных процессов изменяет первоначальную проницаемость или коэффициент фильтрации Кф руд и пород. Связь между изменением Кф и факторами, которыми обусловлено это изменение, имеет сложный характер, однако в большинстве случаев фильтрация растворителя снижает Кф пород. Учитывая причины ухудшения фильтрации при выщелачивании, выделяют следующие формы кольматации:

химическую, связанную с образованием в порах химических осадков (она развивается на всех стадиях закисления и отработкиблоков, особенно интенсивно на первом этапе выщелачивания награнице фронта перемещения кислых растворов);

газовую, обусловленную образованием углекислого газа (исероводорода) в пласте в результате взаимодействия кислоты скарбонатными составляющими пород (эта разновидность кольматации, как правило, приурочена к начальному этапу отработки);

ионообменную, связанную с изменением размера порв присутствии органического вещества и глинистых минералов впроницаемых породах под действием изменения pH и минерализации фильтрующихся растворов (эта форма кольматации развивается особенно в карбонатных и бикарбонатных растворах);

механическую, вызываемую закупоркой поровых каналов пород механическими взвесями или частицами, содержащимися в фильтрующихся растворах. Эта разновидность кольматации определяется гидродинамическим режимом фильтрации и организацией процесса растворoподготовки (отстаивание, фильтрация) на участках ПВ. При отработке одновременно возникают и сосуществуют несколько форм кольматации.

На рис. **5.4** показаны зависимости изменения скорости фильтрации урансодержащих растворов серной кислоты с переменным содержанием окисного железа от отношения жидкого к твердому, а также выходные кривые концентрации урана, полученные при фильтрации растворов через колонну с кварцевым песком с добавкой 2% окиси магния, показывающие влияние кольматации на фильтрационные свойства пласта в колонках лабораторного типа.

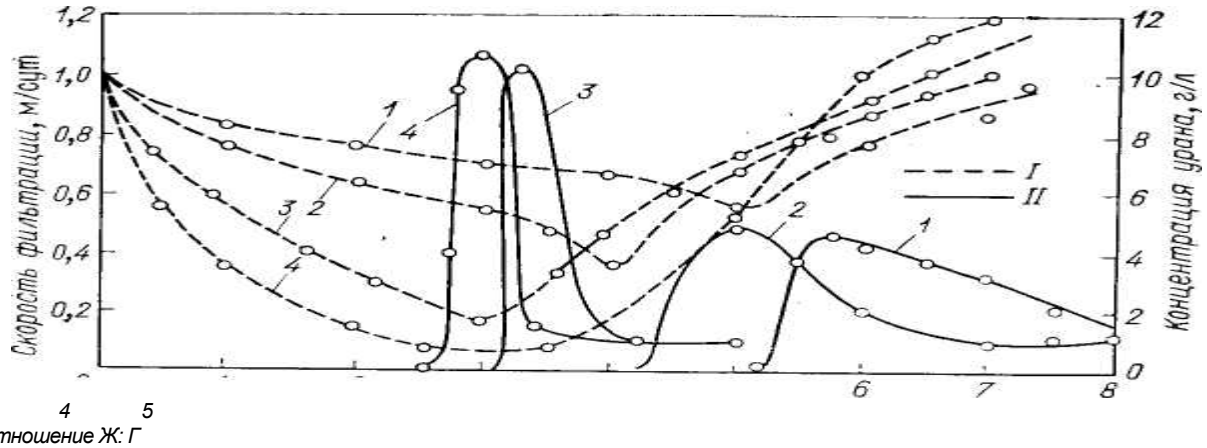


Рис. 5.4. Зависимость скорости фильтрации раствора H2SO4 (!) и концентрации урана (//) в выходных растворах от отношения жидкого к твердому.

В первый момент кислота, поступающая в колонну, расходуется на взаимодействие с распределенной в песке окисью магния. Этот процесс приводит к тому, что скорость потока Wu опережает скорость перемещения фронта кислоты WK. Вследствие этого присутствующие в растворе катионы уранила и окисного железа.

Состав растворов, **г/л: / — 7,6 H2SO4+l,0 U; 2 — 7,6 H2SO4+l,0 U+1,0 Fe3+; 3 — 7,6 H2SO<+ + 1,0 U + 3,0 Fe3+; 4— 7,6 H2SO4+l,0 U+5,0Fe3 +** на границе переноса растворителя в области слабокислого и нейтрального значения pH образуют осадки гидрата окиси железа и полиуранатов. При дальнейшем поступлении растворов зона выделившихся осадков увеличивается и перемещается в направлении выходного сечения. На этом этапе происходит непрерывное снижение проницаемости песка; этап восстановления фильтрационных свойств песка начинается с момента появления кислоты в выходных растворах.

Уран и железо дают линии содержания с максимумами, в 4— 10 раз превышающими их исходные значения. Увеличение концентрации растворителя способствует сохранению первоначальной проницаемости песка.

При наличии карбонатов в породах изменение фильтрационных свойств имеет специфический характер. Взаимодействие серной кислоты с карбонатом кальция приводит к образованию углекислоты, выносу сульфата кальция (в пределах растворимости) и частичному осаждению его в порах. Выпавший гипс вызывает кольматацию. С другой стороны, благодаря образованию хорошо растворимых ди- и трикарбонатных комплексов на границе переноса кислоты, где продуцируются бикарбонаты Ca, Mg, Fe2+, ионы уранила не осаждаются и не кольматируют поры.

При газовой кольматации в первом периоде (от начала ввода кислоты до точки А) проницаемость резко уменьшается — это связано с образованием свободного углекислого газа и распределением его по длине слоя песка1 (рис**. 5.5).**

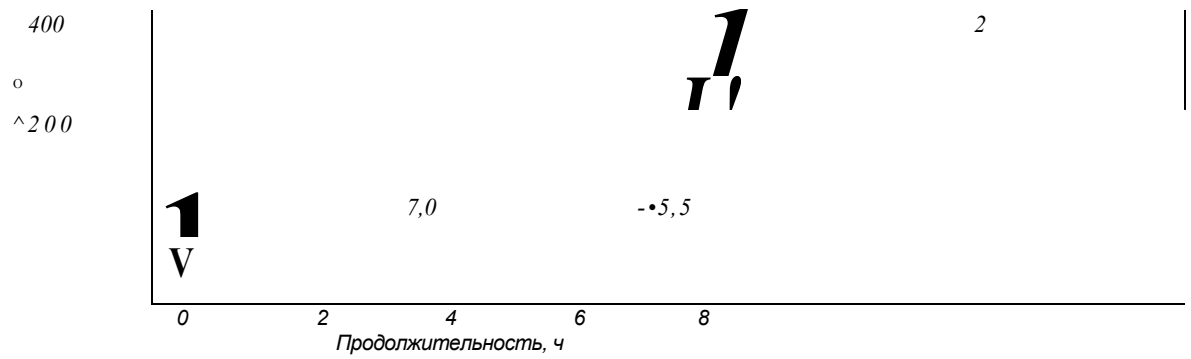


Рис. 5.5. Зависимость изменения дебита вводимого (1) и выводимого (2) раствора (20 г/л) H2SO4 от продолжительности фильтрации. Опыты проводились на кварцевом песке, содержащем 1% доломита.
Точка А — момент совпадения дебитов, точка Б — начало устойчивого совпадения дебитов; числа у точек — значения pH

Вопросы перемещения газов в пористых средах рассмотрены Л. С. Лейбензоном [72].
В этот период объемная скорость на выходе из колонны больше, чем на входе в нее. Количество свободной углекислоты в поровом пространстве увеличивается, песок заметно осушается. Когда фронт зоны осушения достигает выходного сечения, начинается «дегазация» песка, объемная скорость раствора, поступающего в колонну, постепенно увеличивается и вскоре сравнивается со скоростью вытекающей из колонны жидкости. Момент, отвечающий максимальной разности объемов поступающей и выходящей жидкости, соответствует наибольшему объему свободного газа, находящегося в колонне. Во втором периоде (между точками А и Б) происходит медленное восстановление проницаемости песка. Скорость поступающего в колонну раствора преобладает над скоростью вытекающей жидкости. В точке Б объемные скорости на входе и выходе сравниваются в растворах появляется кислота. В третьем периоде концентрация кислоты в выходных растворах достигает исходного значения скорости на входе и выходе сохраняются одинаковыми и стабильными во времени. Два одновременно протекающих процесса—образование свободного углекислого газа и его удаление из слоя песка — определяют в данный момент изменение проницаемости вызываемое газовой кольматацией. Количество продуцируемого газа в единицу времени зависит от кинетики взаимодействия кислоты с отдельными разновидностями карбонатных минералов [1261.
Увеличение концентрации кислоты, повышенные содержания карбонатов в руде обычно усиливают газовую кольматацию, однако следует иметь в виду, что в недрах в условиях высокого пла стового давления при небольшом содержании карбонатов газообразный углекислый газ вообще не будет образовываться [20].
Ионообменная кольматация при использовании кислых растворов выражена крайне слабо. При взаимодействии пород с растворами карбонатов щелочных металлов катионы на поверхности глинистых частиц, входящих в состав

породы, замещаются ионами растворителя (например, натрия). Это вызывает переход катионов в диффузный слой противоионов, глинистые частицы при этом восстанавливают свой отрицательный заряд и пептизируются за счет электростатических сил отталкивания. Пептизация глинистых включений приводит к тому, что частицы глины сцепляются свободными участками благодаря действию молекулярных сил и образуют тиксотропные пространственные гелеобразные структуры с различной степенью заполнения последних глинистыми частицами. Это вызывает резкое снижение фильтрационных свойств пород (иногда в 10—20 раз). Введение электролитов снижает прочность тиксотропных структур и оказывает флокулирующее действие на коллоидные частицы [42, 67].

При механической кольматации происхождение взвесей и частиц, вызывающих закупорку пор, может быть разным: они могут быть привнесены извне вместе с оборотными рабочими растворами, вымываться непосредственно из породы в результате суффозионных процессов или возникать за счет химических реакций (образование осадков).

Масштабы кольматации за счет привнесенных частиц с растворами могут быть весьма значительными [87]. Поэтому на практике (например, в нефтяной промышленности) устанавливаются нормы на допустимые содержания взвешенных твердых частиц в растворах, направляемых в пласт.' Согласно существующим правилам и инструкциям, содержание частиц в закачиваемых водах при эксплуатации нефтяных месторождений не должно превышать 2—5 мг/л [50].

Суффозионные явления (вымывание частиц из самой породы) развиваются в неоднородных по гранулометрическому составу песчаных отложениях при высоких скоростях фильтрации жидкости. Суффозионный перенос материала начинается при напорных градиентах, превышающих критическое значение /ьр:

Лр7а = (бо-Тв)(1-«),

где ув — объемная масса воды (раствора), г/см3; 6о — плотность, грунта, г/см3, п — пористость, доли единицы. Принимая бо = = 1,72 г/см3, имеем /кр~ 1,2.

Механическая кольматация имеет необратимый характер. Начавшись, например, с единовременной закачки в пласт загрязненных взвесями растворов, она в дальнейшем прогрессирует. Кольматация прифильтровой зоны приводит к повышению динамического уровня в закачных скважинах и напорных градиентов на участке, непосредственно к ним примыкающем. Это обстоятельство, в свою очередь, способствует развитию суффозионных явлений, в результате чего приемистость закачных скважин снижается еще больше, а уровень жидкости соответственно повышается. В этих условиях увеличивается утечка раствора за контур участка, подвергаемого выщелачиванию, а в отдельных случаях возможны переливы растворов через устья закачных скважин. А. Н. Патрашев [93] ввел параметр, оценивающий возможность задержания взвешенных частиц фильтрующейся жидкости в порах. Он представляет собой отношение осредненного размера диаметра пор

(Dt) фильтрующей среды к среднему значению диаметра частиц взвеси dc
Кольматация пор происходит при т]г<5-^6; при т),->5^6 частицы в основном уносятся через пористую среду. При этом скорость движения частиц взвеси должна мало отличаться от скорости движения самой жидкости.
Поведение химических осадкоз, образующихся в порах вмещающих пород при фильтрации, обусловлено комплексом физико-химических процессов, связанных с особенностями строения и состава пористой среды и химического осадка и условиями, в которых происходит процесс фильтрации. Так, мелкозернистые пески обладают меньшими размерами пор, высокими адсорбционными свойствами, поэтому образующиеся химические осадки довольно прочно удерживаются на тех участках, на которых произошло их образование. Борьба с механической кольматацией пород сводится к устранению вызывающих ее причин, т. е. к уменьшению напорных градиентов в закачных скважинах и исключению взвешенных твердых частиц в закачиваемых в пласт растворах. Для восстановления приемистости закачных скважин используются периодические прокачки; возможно также применение реверсирования потока с изменением назначения скважин.

5. МЕХАНИЗМ И КИНЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЦЕССА ПОГЛОЩЕНИЯ РАСТВОРЕННОГО УРАНА БЕЗРУДНЫМИ ПОРОДАМИ

Поглощение растворенного урана принадлежит к числу основных физико-химических процессов, протекающих при подземном выщелачивании. Сущность процесса поглощения в чистом виде состоит в переносе растворенного урана из жидкой фазы проницаемого слоя в глубь водонепроницаемой безрудной породы (глина, суглинки) на границе их контакта.
Подобно диффузионному выщелачиванию урана из непроницаемых прослоев руды поглощение происходит при наличии разности концентрации растворенного урана на границе проницаемого рудного песка и глины. Отсутствие фильтрации в поглощающей породе и является специфическим процессом, свойственным способу извлечения металлов на месте залегания руды. Поглощение относится к числу негативных процессов, определяющих одно из слагаемых потерь урана в недрах.
По условиям протекания поглощение идентично диффузии солей: в том и в другом случае перенос ионов осуществляется в неподвижном поровом растворе породы. Однако при некоторой аналогии механизмов поглощения и диффузии солей в породах эти процессы имеют и ряд принципиальных различий:
соли, диффузия которых подвергалась исследованиям, обычно хорошо растворимы в воде, проникновение же урана сопровождается переносом растворителя (кислоты, карбоната натрия). Приэтом происходят глубокие изменения в физических и физико-химических свойствах горной породы (растворение и вынос компонентов породы, образование газовой фазы и химических осадковв порах, пористости и т. д.);

в сернокислых растворах, в которых уран присутствует ввиде катионов, он способен к ионному обмену с катионом поглощенного комплекса глин.

Процесс поглощения протекает в условиях одновременного переноса в поглощающую породу растворителя и растворенного урана. В зависимости от соотношения скоростей переноса урана и растворителя механизм поглощения урана может быть различным (рис. 5.6). В одном случае поглощение урана протекает в условиях, не ограниченных переносом растворителя («нестесненная» диффузия), в другом случае оно осуществляется в условиях, контролируемых перемещением растворителя («стесненная» диффузия).

-

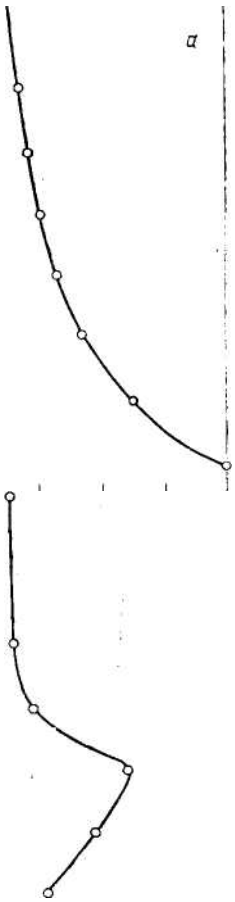


Рис. 5.6. Профили содержания урана по высоте образцов пробы безрудной глины при контакте с карбонатным (а) и сернокислотным (б) урансодержащим раствором. v

Условия: 15 г/л NasCO,+0.22 г/лЦ; <-100 сут;

6-5 г/л H>SO,+0,55 г/л U; <-45 сут

Режим «нестесненной» диффузии формируется в условиях, когда средой, в которой осуществляется перенос, является порода, предварительно насыщенная растворителем, когда применяемый растворитель практически не взаимодействует с породой, в которой происходит процесс, когда скорость перемещения растворителя благодаря высокой его концентрации выше скорости переноса урана.

В системах, не осложненных химическим взаимодействием диффундирующего вещества с пористой средой, для описания процесса

может быть использовано одно из частных решений закона Фика [96, 119]:
(5.7)
где С — концентрация диффундирующего вещества в образце; пг0—общее количество диффундирующего вещества в системе, г; я — постоянная, равная 3,14; D — коэффициент диффузии (см2/сут), выведенный для следующих начальных и граничных условий опыта: / = 0, С = 0 для всех конечных значений х, х=0, дС/дх=0 для всех значений t, /n0 = const; t — время поглощения, сут; х — расстояние от плоскости контакта, см.
Принимая D независимым от концентрации и полагая т0 неизменным в течение данного времени t, выражение rtiol^nDt можно считать постоянным.
Коэффициент диффузии зависит от концентрации урана в кон-тактируемом растворе, концентрации растворителя, продолжительности процесса. Обычно скорость поглощения увеличивается с повышением содержания урана в фильтруемом растворе и концентрации растворителя.
Численные значения D урана позволяют определить время появления на произвольно заданном расстоянии любой концентрации диффундирующего вещества по известным в литературе формулам [96]. Или же, задаваясь временем t, можно рассчитать расстояние /, на котором содержание диффундирующего вещества будет равно заданному значению. Эти расчеты справедливы лишь при условии независимости D урана от времени.
Поправка на изменение коэффициента диффузии в зависимости от продолжительности процесса поглощения может быть установлена экспериментальным путем.
В случае, когда процесс поглощения контролируется переносом растворителя, эпюры распределения имеют форму кривых с четко выраженным максимумом: на линии фронта перемещения кислоты образуется зона «обогащения». В этой зоне концентрацияурана в порах превосходит его содержание, отвечающее составу контактируемого раствора. В присутствии карбонатов в образце после зоны обогащения возможно снижение содержания урана, а затем его повышение; это явление обусловлено образованием бикарбонат-ионов в порах на границе переноса фронта кислых растворов.
Величина зоны обогащения и ее положение на профиле определяются для данной пробы руды параметрами процесса поглощения— продолжительностью, содержанием урана, концентрацией растворителя.
Увеличение продолжительности поглощения вызывает повышение содержания урана в зоне обогащения и смещение этой зоны в глубь образца. Количество поглощенного урана зависит от содержания его в растворе: с его увеличением размер зоны «обогащения» возрастает (в этих условиях скорость переноса урана определяется лишь концентрацией растворителя). Участок, в пределах которого происходит перенос реагента, является областью протекания разнообразных физико-химических процессов: раство-рения компонентов породы, образования труднорастворимых солей, адсорбции, ионного обмена. Особенно энергично они осуществляются в зоне обогащения.

Для раскрытия количественных закономерностей рассматриваемого типа поглощения использование профилей содержания по глубине непригодно, так как законы их изменения крайне сложны. Необходимые функциональные зависимости могут быть установлены но результатам изменения содержания урана в растворах в процессе поглощения. Взаимодействие растворов с плоскостью глинистой породы в зависимости от направления градиента концентрации урана приводит к формированию либо процесса поглощения урана породой из раствора, либо выщелачивания. Разность концентраций растворенного урана в двух точках определяет направление процесса. Если содержание урана в контактируемом растворе примерно равно его концентрации в порах, практически не происходит ни выщелачивания, ни поглощения; при этом расходуется лишь растворитель. На практике поглощение растворенного урана осуществляется покрывающими и подстилающими породами, а также слабопроницаемыми безрудными прослоями рудовмещающего горизонта. Потери металла за счет поглощения в первый период выщелачивания могут доходить до 20—30% относительно выщелоченного компонента. Однако в последующем благодаря постоянной фильтрации по проницаемому слою растворителя эти потерн могут быть снижены до 5—6%.

Наличие рудных глин с градиентом концентрации двух пористых сред, близким к нулю, создает экран, препятствующий переносу урана в глинистые породы. В условиях значительного развития в недрах процессов поглощения (наличия большого числа прослоев слабопроницаемых пород в разрезе) при моделировании лабораторных процессов целесообразно учитывать характер и масштабы переноса урана.

6. МЕХАНИЗМ И КИНЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА ИЗ РУД С ИСКУССТВЕННО СОЗДАВАЕМОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ

Особенность извлечения урана из рудных тел с искусственно создаваемой проницаемостью на месте их залегания заключается в том, что выщелачивающий раствор поступает в рудный слой периодически, не заполняя полностью промежутки между кусками руды, как при фильтрационном выщелачивании. Растворитель формирует на поверхности рудного куска тонкую пленку, которая на стадии выстаивания активно участвует в процессах массообмена. Отдельный рудный кусок, из которого осуществляется извлечение урана, по условиям выщелачивания имеет много общего с выщелачиванием глинистых горных пород: в том и другом случае порода практически непроницаема, процесс начинается с внешней плоскости контакта образца с реагентом, распределение растворителя и извлечение урана происходят по порам и капиллярам (или по трещинам). В процессе выщелачивания урана из руд, проницаемость которых обеспечивается искусственно, выделяют два этапа:

1) этап орошения, связанный с растворением и выносом продуктов

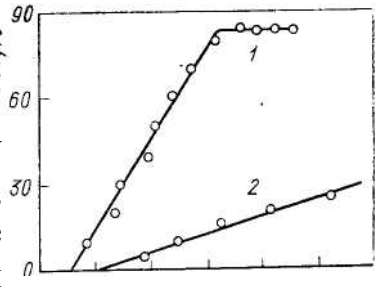
реакции, сосредоточенных на поверхности рудного куска втонкой пленке. Одновременно на этом этапе осуществляется подвод свежей порции растворителя к рудному куску. Массопередачавещества здесь осуществляется посредством конвективной диффузии

2) этап выдерживания руды без орошения, когда ионы растворителя перемещаются в неподвижном норовом растворе рудного куска, а растворенный уран благодаря наличию град ентаконцентрации и капиллярным явлениям выносится на внешнююповерхность породы. Массопередача вещества происходит благодаря

массопередачей растворенного урана, обусловленной, в свою очередь, условия выщелачивания наиболее благоприятны так как градиенты концентрации по реагенту и урану максимальны при выстаивании без орошения они ухудшаются, градиент стремится к нулю.Такие интенсифицирующие факторы, как тонкое измельчение, перемешивание, нагревание и т. п., используемые в обычном гидрометаллургическом процессе, на заводах, при ПВ исключаются. Отсутствие этих факторов обычно компенсируется оольшеи продолжительностью процесса выщелачивания.

Важнейшим параметром, определяющим кинетику выщелачивания урана из массивных руд с искусственной проницаемостью, является скорость проникновения растворителя в рудный монолит. Она зависит от числа и размера пор и капилляров в рудном монолите и степени структурных изменений их в процессе выщелачивания

l.ih изменения обычно обусловлены вещественным составом руды и характером ее взаимодействия с растворителем. Образование и осаждение в порах вторичных химических соединений могут изменить кинетику извлечения. Особенно неблагоприятными являются руды, содержащие карбонатные минералы: при их обработке растворами серной кислоты образуется слаборастворимый гипс, кольматирующий поры и капилляры. Применение селективных растворителей обычно не вызывает серьезных кольмата-ционных явлений.



По характеру проникновения растворителя внутрь куска руды подразделены Сулливаном [156] на следующие типы:

руды, в которых растворитель просачивается более или менее одновременно и постоянно со всех сторон;

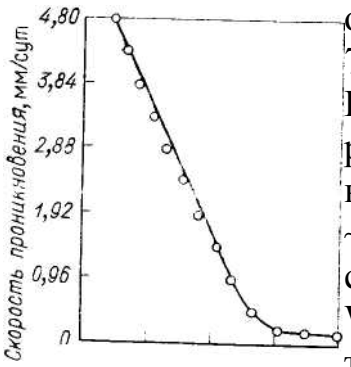
руды, в которых растворитель проникает вначале по трещинам и плоскостям слоистости, т. е. по основным каналам, а затемиз них поступает в мельчайшие поры и капилляры;

руды, которые при обработке растворителем разрушаются.

Пористость рудных монолитов обычно во много раз ниже пористости глин (эффективная пористость скальных руд обычно 0,5—3,0%), однако размеры пор и капилляров в куске выше, чем в глинистых породах.

Массивные (особенно бескарбонатные) рудные и вмещающие породы имеют небольшую кислотоемкость.

Скорость проникновения растворителя в глубь рудного куска определяется путем измерения электропроводности, применения окрашенных растворов, меченых атомов и т. д. На рис. 5.7 приведена зависимость средней скорости движения раствора серной кислоты в глубь рудного куска гранит-порфира (крепость по шкале Протодьяконова 10—15 и эффективная пористость ~1%) от расстояния от поверхности рудного образна [19, 77].



На основном этапе (до 50 мм) процесс переноса растворителя в рудный монолит описывается уравнением прямой линии:

Wn = ~ AyT+B, где А и В — коэффициенты, характеризующие фильтрационные свойства породы в процессе выщелачивания данным растворителем, а / — глубина проработки образца. Скорость продвижения растворителя в глубь куска уменьшается по мере удаления его от поверхности. Исследования по сопоставлению результатов перемещения растворов в глинах и рудных монолитах показывают, что перенос в последнем случае совершается с большей скоростью. По-видимому, это связано с рядом особенностей извлечения урана из кусков. Массивные горные породы в отличие от глинистых обычно не полностью насыщены жидкой фазы зон, поэтому процесс выщелачивания сопровождается одновременным пропитыванием кусков; этот процесс по скорости превосходит скорость молекулярной диффузии.

Процесс выщелачивания обогащенной урановой черни осуществляется в одну стадию с начала процесса до извлечения 70— 80% урана. Благодаря строго индивидуальным свойствам отдельных рудных кусков кинетика процесса устанавливается на основе экспериментальных исследований.

В ряде работ [18, 19] для описания количественного извлечения урана для конкретных данных эксперимента приводятся многочисленные эмпирические уравнения, представляющие ряд Тейлора. Скорость процесса представляется производной от найденного выражения. Однако вывод уравнений и их использование представляют значительные трудности.

Более простым является применение отдельных частных решений законов диффузии Фика с расчетом коэффициента диффузии. [137 159] В отличие от извлечения урана из глинистых пород в природных условиях, где вынос осуществляется из одной или двух плоскостей слоя, выщелачивание урана из кускового материала представляет собой многомерный диффузионный процесс: извлечение происходит через все грани отдельного куска (кроме участков сочленения кусков). Зона частичного выщелачивания постепенно перемещается со всех сторон отдельного куска к его центру. Каждый отдельный рудный кусок представляет собой природный монолит с неравномерным по объему распределением минералов урана. Однако, очевидно, при выщелачивании урана из кусков одной крупности благодаря

частичному перемещению растворенного металла в глубь образца (как при диффузном извлечении из глин) происходит нивелирование содержания. Это обстоятельство позволяет в большинстве случаев получить описание процесса выщелачивания на значительном отрезке времени (до е = 60—75%) в виде показательной функции вида

$$Q = kx», \quad (5\text{-}8>$$

где Q — количество извлеченного металла, г; ц и k — эмпирически определяемые коэффициенты; т — время, сут.

Значения коэффициента диффузии урана находятся в соответствии со скоростью проникновения растворителя.

При выщелачивании в блоках рудный слой состоит из кусков различной крупности с широким диапазоном размеров: от долей миллиметра до 150—200 мм. Извлечение из них урана происходит за разное время. Поэтому математическая интерпретация зависимости количества извлеченного урана от продолжительности процесса осложняется. Первая стадия выщелачивания урана из блоков отвечает по времени извлечению металла из всех классов крупности руды. После завершения извлечения урана из наиболее мелких частиц процесс выщелачивания определяется продолжающимся выносом урана из оставшихся более крупных кусков. Ступенчатый характер выщелачивания в блоке обычно приводит к получению переменных значений коэффициента k в уравнении (5.8). Механизм процесса выщелачивания, очевидно, остается неизменным.

Введение количественных параметров, характеризующих скорость процесса, позволяет расчетным путем определять оптимальные размеры крупности кусков руды для успешного выщелачивания из них урана (с учетом стоимости буровзрывных работ).

VI
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В горном производстве под системами разработки рудных месторождений понимают совокупность подготовительных и очистных выработок и определенный порядок их проведения, увязанный во времени и пространстве [4].

Одни горные выработки служат для подготовки месторождения к выемке, т.е. для разделения его на участки, подэтажи, блоки, а с помощью других осуществляется непосредственное извлечение руды — очистная выемка. Очистная выемка—комплекс технологических операций по непосредственному извлечению полезного ископаемого из недр. Это

технологический процесс, состоящий из отбойки, доставки, выпуска и погрузки руды, поддержания кровли очистных выработок.

На современных рудниках для выполнения трудоемких горных работ по подготовке и очистной выемке широко применяются разнообразные горные машины. Правильно выбранная система разработки с более полным учетом горногеологических условий залегания месторождения или его части и механизация процессов очистной выемки в основном определяют эффективность добычи полезного ископаемого.

Рудные месторождения отличаются исключительным многообразием. Так же многообразны и системы их разработки. Н. И. Трушков насчитывает около 150 только основных систем подземной разработки.

Из ряда причин, объясняющих исключительное многообразие систем разработки рудных месторождений и трудность их классификации, наиболее существенны две индивидуальные особенности строения каждого нового рудного месторождения и постоянное совершенствование самих систем разработки.

Внедрение метода ПВ вызывает необходимость дополнить принятые классификации систем разработки. Системы разработки урановых месторождений методом ПВ в связи с коренными его отличиями от традиционных горных систем разработки и широким распространением в последние годы этого метода необходимо классифицировать отдельно. Широкое развитие добычи урана методом ПВ и накопленный практический опыт позволяют в настоящее время подчеркнуть существенные отличительные особенности систем разработок этим методом в сравнении с традиционными, дать им определение и классифицировать.

Системой разработки месторождения (или его части) методом ПВ может быть названа совокупность вскрывающих, подготовительных выработок и определенный порядок их проведения и эксплуатации, увязанный во времени и пространстве с управляемым химико-технологическим процессом перевода металла из руды в различные системы ПВ различаются между собой способом вскрытия месторождения или его части, состоянием (горно-геологическим) выщелачиваемого рудного массива и вмещающих пород, методами дробления (отбойки) или изменения физико-химических свойств рудного массива, геотехнологическими схемами (режимами) движения выщелачивающих растворов реагента в рудном массиве направлением и порядком отработки, стадийностью отработки блоков ПВ и некоторыми другими технологическими характеристиками.

Важнейшими отличительными признаками систем ПВ являются принципиальные схемы вскрытия месторождении, способы подготовки рудных залежей или рудных тел к выщелачиванию (с естественной пли искусственно ^ннои проницаемостью), а также схемы движения растворов [1-3, 16, 74—7Ь, 85, У/, ищ.

Схемы вскрытия рудных тел, подготавливаемых к эксплуатации методом ПВ, можно подразделить на скважинные с поверхности шахтные и комбинированные; к шахтным схемам относится и вскрытие рудных тел

штольнями. Процесс подготовки месторождений к отработке методом ПВ через скважины с поверхности включает кроме бурения и обвязки скважин позерхностны-ми коммуникациями оснащение узлов рабочим (технологическим и контрольно-измерительным) оборудованием и приборами. Подготовка рудных залежей к выщелачиванию включает также первую стадию закисления эксплуатационного блока, создание временных гидрозавес для ограничения движения или направления растворов и в ряде случаев расчленение рудовмещающих пород гидроразрывом.

При шахтном вскрытии рудных тел и предварительном дроблении горной массы взрывами используются многие известные способы подготовки эксплуатационных блоков, разработанные до применения метода ПВ.

По условиям движения растворов выделяются фильтрационная, инфильтрационная и пульсационно-статическая схемы [74— 76]. Фильтрационная схема основана на использовании постоянного или периодически действующего потока растворов реагента, заполняющего все трещины и поры рудоносного массива за счет разности напоров у закачных и откачных скважин (устройств). Инфильтрационная схема основана на использовании инфильтрационного раствора реагента, движение которого по рудному телу (отбитой и замагазинированной руде) происходит под дей-ствием сил гравитации от оросительных устройств к дренажным. Пульсационно-статическая схема заключается в периодическом затоплении (заполнении) выщелачивающим реагентом участков рудных тел в естественном залегании, отработанных пространств рудников или специально подготовленных камер с замагазинированной рудой с последующим отбором продуктивных растворов. Такой способ в технологии обогащения руд известен под названием иммерсионного.

Все перечисленные отличительные признаки систем разработки месторождений методом ПВ взаимосвязаны. Выбор схем движения растворов проводится на основе анализа условий залегания рудных тел, гидрогеологической обстановки, свойств руды и вмещающих пород. В свою очередь, этот выбор предопределяет и схему вскрытия рудных тел, и способ их подготовки к выщелачиванию. Так, фильтрационную схему применяют при ПВ металлов из руд, приуроченных как к относительно равномерно проницаемым рудам и вмещающим породам, так и к неоднородным, слоистым. По этой схеме для разработки месторождений первой геолого-технологической группы (см. табл. 3.1) с естественно проницаемыми рудными телами в обводненных толщах с высоко-напорными подземными водами все технологические процессы разработки месторождений традиционными горными способами меняются наиболее существенно.

На таких месторождениях вместо вскрывающих, подготовительных, нарезных и очистных горных выработок бурят технологические скважины с поверхности, которые выполняют функции вскрытия, подготовки рудных тел к отработке, а также являются путями транспортирования технологических растворов к месту заности включает кроме бурения и обвязки скважин позерхностными коммуникациями оснащение узлов рабочим

(технологическим и контрольно-измерительным) оборудованием и приборами. Подготовка рудных залежей к выщелачиванию включает также первую стадию закисления эксплуатационного блока, создание временных гидрозавес для ограничения движения или направления растворов и в ряде случаев расчленение рудовмещающих пород гидроразрывом.

При шахтном вскрытии рудных тел и предварительном дроблении горной массы взрывами используются многие известные способы подготовки эксплуатационных блоков, разработанные до применения метода ПВ.

По условиям движения растворов выделяются фильтрационная, инфильтрационная и пульсационно-статическая схемы [74— 76]. Фильтрационная схема основана на использовании постоянного или периодически действующего потока растворов реагента, заполняющего все трещины и поры рудоносного массива за счет разности напоров у закачных и откачных скважин (устройств). Инфильтрационная схема основана на использовании инфильтрационного потока раствора реагента, движение которого по рудному телу (отбитой и замагазинированной руде) происходит под действием сил гравитации от оросительных устройств к дренажным. Пульсационно-статическая схема заключается в периодическом затоплении (заполнении) выщелачивающим реагентом участков рудных тел в естественном залегании, отработанных пространств рудников или специально подготовленных камер с замагазинированной рудой с последующим отбором продуктивных растворов. Такой способ в технологии обогащения руд известен под названием иммерсионного.

Все перечисленные отличительные признаки систем разработки месторождений методом ПВ взаимосвязаны. Выбор схем движения растворов проводится на основе анализа условий залегания рудных тел, гидрогеологической обстановки, свойств руды и вмещающих пород. В свою очередь, этот выбор предопределяет и схему вскрытия рудных тел, и способ их подготовки к выщелачиванию. Так, фильтрационную схему применяют при ПВ металлов из руд, приуроченных как к относительно равномерно проницаемым рудам и вмещающим породам, так и к неоднородным, слоистым. По этой схеме для разработки месторождений первой геолого-технологической группы (см. табл. 3.1) с естественно проницаемыми рудными телами в обводненных толщах с высоко-напорными подземными водами все технологические процессы разработки месторождений традиционными горными способами меняются наиболее существенно.

На таких месторождениях вместо вскрывающих, подготовительных, нарезных и очистных горных выработок бурят технологические скважины с поверхности, которые выполняют функции вскрытия, подготовки рудных тел к отработке, а также являются путями транспортирования технологических растворов к месту залегания рудных тел. Традиционная же очистная выемка руд и доставка их на поверхность заменяются избирательным переводом металла из рудных залежей в раствор на месте их залегания и транспортированием образовавшихся продуктивных растворов к установкам переработки.

Инфильтрационная схема применяется для выщелачивания урана из руд месторождений второй геолого-технологическои группы (см табл 3 1), обладающих низкими фильтрационными свойствами. Проницаемость в таких рудах обеспечивается предварительной подготовкой рудных тел к выщелачиванию дроблением рудного массива взрывными работами. Эта схема, как правило, применяется при извлечении урана из бедных балансовых и забалансовых рудных тел на месторождениях отрабатываемых или отработанных традиционным горным способом. Вскрытие таких месторождений, а в большинстве случаев и подготовка эксплуатационных блоков к дроблению руд не имеют принципиальныхот-лнчнй от процессов, производимых на месторождениях, отрабатываемых подземными горными работами.

Инфильтрационная схема выщелачивания получила распространение в основном при выщелачивании урана из руд, предвари-

кусков и стенки капилляров. Только в нижней части камер формируются фильтрационные зоны.

Инфильтрационное выщелачивание урана протекает более ^Г Пшение руд производят периодически (циклпч-

пределах ?от нескольких часов до нескольких суток) и зависит от вещественного состава и физических свойств руд.

схема особено эффективна при выщела-

тивном растворе.

Подачу раствора реагента на орошение руд при выщелачивании JJ ^фильтрационной схеме можно осуществить несколькими 1Гпу5мИравномерного разбрызгивания раствора с помощью специальных оросительных установок, смонтированных в камере;

Таблица 6.1

Классификация систем разработки месторождений урана методом подземного выщелачивания

Класс	Наименование класса	Группа	Наименование группы
I	Весшахтные (скважинные) системы подземного выщелачивания металла из руд с естественной проницаемостью	1	С площадным (ячеистым) расположе-нием скважин и
		2	С линейным расположением технологических
		3	С противофильтрационны ми завесами, с
II	Шахтные системы подземного	1	С линейным и кольцевым расположе-нием дренажных

		2	С различным расположением дренажных выработок и
		3	С противофильтрационными завесами и
III	Шахтные системы подземного выщелачивания металла в блоках из отбитых и замагазинированны	1	С магазинированием руд в камерах с фильтрационным, инфильтрационным и
		2	Выщелачивание зон обрушения, отработанных блоков с

Подолжение табл. 6.1

Класс	Наименование класса	Группа	Наименование группы
IV	Комбинированные системы из элементов бесшахтных (скважинных) и шахтных систем подземного выщелачивания	1 2 3	С закачкой растворов по скважинам с поверхности, приемом их в горные выработки
			С орошением руд через скважины с поверхности, приемом растворов в горные выработки и инфильтрационным режимом
			С подачей растворов в
V	Комбинированные системы из элементов традиционных систем разработки и шахтных систем подземного выщелачивания	1 2	С опережающей выемкой руды одного технологического сорта, закладкой выемочного пространства и подземным выщелачиванием
			С опережающей выемкой руды одного технологического сорта, отбойкой, магазинированием и
		3	С различными способами подготовки руд в условиях одного блока и выщелачиванием

-

с помощью скважин-оросителей, пробуренных в потолочине камеры (блока) или в верхней части рудных тел, когда онине подвергаются дроблению;

закачкой растворов в трещины, искусственно созданныепутем гидравлического разрыва пород (ГРП) или буровзрывным способом;

4) заполнением раствором прудков и канав, созданных на поверхности замагазинированных руд или на отвалах (при кучномвыщелачивании).

Рассмотренные принципиальные геотехнологические схемы подземного выщелачивания урана из руд могут иметь различные конструктивные оформления. Целесообразность применения той или иной схемы зависит от физико-химических свойств руд, элементов залегания рудных тел и других факторов и должна определяться на основании технико-экономического сравнения этих схем.

С учетом перечисленных выше отличительных особенностей систем ПВ и для практического использования накопленного опыта при изучении и широком внедрении, совершенствовании и создании новых систем приводится их классификация с разделением на классы и группы (табл. 6.1). В приведенной классификации все системы ТIВ подразделены на 5 классов в зависимости от схем вскрытия . месторождений и их участков, а также от способов подготовки рудных тел к выщелачиванию (с естественной или искусственной проницаемостью).

В каждом классе систем в зависимости от схем расположения скважин и горных выработок, а также режима выщелачивания выделены группы систем (всего 14 групп).

Следует подчеркнуть, что в предлагаемой классификации нашли отражение только те системы разработки ПВ, которые в топ или иной мере испытаны в СССР или проходят стадию испытания. Такие известные в литературе системы разработки способом ПВ, как системы с дроблением руд ядерными взрывами, подземным обжигом пород и др., которые не нашли до сего времени применения на практике, в предлагаемую классификацию не вклю-чены.

2. БЕСШАХТНЫЕ (СКВАЖИННЫЕ) СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ РУД С ЕСТЕСТВЕННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ (КЛАСС I)

В Советском Союзе все более широкое распространение получает добыча урана методом ПВ из руд пластовых месторождений гидрогенного типа. Как правило, развитие добычи этим методом приурочено к месторождениям, сложенным хорошо проницаемыми породами водоносных горизонтов, как напорных, ограниченных в почве и кровле водоупорами, так и безнапорных.

На первом этапе развития метод ПВ применялся на месторождениях,

характеризующихся в целом относительно не очень сложными геолого-гидрогеологическими условиями: сравнительно простой морфологией рудных залежей, преимущественно неглубоким их залеганием (до 200 м), благоприятными геолого-технологическими свойствами руд и рудовмещающих пород (карбонат-ность до 1,0—1,5% по CO2, глинистость до 10—15%, водопроницаемость Кф>1 м/сут и т. д.). Эти обстоятельства в определенной мере определяли направление работ и, в частности, разработку и применение линейных схем расположения скважин с прямоугольной ячейкой, упрощенных конструкций технологических скважин и особенно их фильтров.

В настоящее время на действующих и разведанных для разработки методом ПВ месторождениях урана большая часть запасов залегает на глубинах до 500—600 м и отмечаются месторождения и их участки со сложными формами рудных залежей, многоярусным их залеганием, резкими изменениями мощности и формы залежи и незначительными размерами по ширине (до 20—50 м). На ряде месторождений с невысокой средней карбонатностью руд и рудовмещающих отложений часто вскрываются участки с повышенной карбонатностью (до 2,5—3% и более), существенно изменяющей технологические свойства руд и проницаемость их в процессе обработки сернокислыми растворами.

Полная, интенсивная и экономически эффективная отработка запасов, сосредоточенных на участках и месторождениях с менее благоприятными для ПВ геотехнологическими и гидрогеологическими условиями, как и на более благоприятных участках, требует совершенствования применяемых схем вскрытия и систем разработки рудных тел.

Учитываемые элементы и главнейшие стадии скважинной эксплуатации рудных залежей

Основными учетными единицами в структуре скважинных систем разработки гидрогенных урановых месторождений методом ПВ являются элементарный ряд (ячейка), эксплуатационный блок и эксплуатационный участок.

1. Элементарной ячейкой принято называть часть продуктивной толщи, запасы которой отрабатываются одной откачной скважиной. Ячейка пространственно ограничивается контурами, которые в максимальной степени должны быть приближены к различным гидродинамическим границам (водоупорам, контурам за-качных скважин, нейтральным и краевым линиям тока), с тем чтобы ячейка функционировала по возможности в гидродинамически замкнутом режиме (при отсутствии растекания технологических растворов за контур ячейки и разбавлении их законтурными водами). Эксплуатационный блок ПВ —часть продуктивной толщи, включающая группу смежных элементарных ячеек, характеризующихся по возможности однородными распределением запасов, геохимическим строением и вещественным составом руд и рудо-вмещающих пород, одновременно вводимых в эксплуатацию и отрабатываемых в едином геотехнологическом режиме. Перечисленные условия необходимы для

обеспечения возможности управления процессом ПВ и максимально достижимой синхронности отработки запасов эксплуатационного блока. Число объединяемых в блок элементарных ячеек определяют исходя из от
меченных выше геолого-гидрогеологических условий и сроков подготовки и отработки запасов.

Эксплуатационным участком является группа смежных эксплуатационных блоков, имеющая самостоятельные систему коммуникаций и установки контроля и управления геотехнологическим режимом процесса ПВ. Размеры участка (число объединенных эксплуатационных блоков) определяются как морфологическими структурными и тектоническими особенностями руднойзалежи (или ее части), так и другими техническими и организа-ционными факторами.

В практике проектирования предприятий ПВ принято объединять ряд эксплуатационных участков в эксплуатационные поля, которые привязываются обычно к единой технологической установке (перерабатывающему комплексу).

Отработка запасов в эксплуатационных блоках ПВ осуществляется в три этапа, два из которых по существу являются подготовительным и заключительным и один собственно технологическим. Этими этапами являются:

вскрытие запасов, т. е. бурение и освоение скважин, обвязка их технологическими коммуникациями и оснащение контрольно-измерительной аппаратурой;

ведение технологического процесса в недрах, т. е. транспортирование к рудным залежам рабочих растворов, технологическаяподготовка руд к выщелачиванию урана, формирование продуктивных растворов, транспортировка их к откачным скважинам иподъем на поверхность;

ликвидация отработанных блоков, т. е. восстановление первоначального состояния рудовмещающего водоносного горизонтав пределах блока и поверхности земли.

Технологический этап отработки запасов методом ПВ с учетом современного уровня представлений о физико-химических условиях процесса и технико-экономических особенностей его осуществления принято делить на три стадии:

закисление рудной залежи, т. е. подготовка рудовмещающего водоносного горизонта к формированию и движению в «емпотока продуктивных растворов;

активное выщелачивание урана, т. е. формирование и извлечение из блока кондиционных продуктивных растворов;

довыщелачивание («отмывка») урана, т. е. по существу вы
теснение остаточных (после прекращения активной стадии выщелачивания) урансодержащих кондиционных растворов пластовыми водами или бедными (маточными) растворами.

Такое деление условно, поскольку практически в различных зонах одного и

того же блока одновременно протекают все три стадии, а фиксация времени начала и окончания каждой стадии для блока проводится по выявлению в откачных скважинах продуктивных растворов. Так, для низкокарбонатных блоков (до 1 % по CO2) критерием завершения стадии закисления часто считается устойчивое повышение концентрации урана в продуктивном растворе до бортового содержания при снижении pH раствора до 4—3; для высококарбонатных же блоков окончание этой стадии фиксируется повышением тех же бортовых концентраций при pH откачного раствора 6-5.
Окончание стадии активного выщелачивания в блоке, как правило, определяется необратимым снижением содержания урана в откачном растворе ниже бортовых значений.
В технологическом плане при сернокислотном ПВ для каждой стадии процесса устанавливается определенный режим кислотности закачного раствора. Так, на целом ряде месторождений для эксплуатационных блоков, характеризующихся незначительной карбонатностью рудовмещающих отложений (до 1% по CO2),в качестве оптимального был принят следующий режим кислотности закачных растворов: на стадии закисления 20—30 г/л, на стадии активного выщелачивания около 10 г/л, на стадии «отмывки» в закачные скважины подавался «маточный» раствор после сорбции без дополнительного подкисления.
В зависимости от вещественного состава руд и пород рудовмещающего горизонта возможны также другие режимы закисления и отработки рудных залежей. Так, например, при отработке высококарбонатных руд (выше 2% по CO2) более приемлемыми оказываются слабокислотные режимы выщелачивания (около 10 г/л) и на стадии закисления, и на стадии отработки.
Буровая скважина — главное звено в системе разработки гидрогенного месторождения подземным выщелачиванием
В системе разработки гидрогенного **месторождения методом ПВ** буровая скважина, определенным образом сооруженная и оборудованная, служит **основным техническим элементом геотехнологического процесса**, обеспечивающим информационную (в широком смысле) связь: недра (запасы урана) — процесс (извлечение урана в раствор) —поверхность (добыча, результат).
Являясь по существу главным звеном технологической и информационной цепи, буровая скважина призвана выполнять широкий комплекс различного рода функций, основными из которых являются следующие: 1) геологическая разведка; 2) вскрытие и подготовка запасов; з) отработка запасов; 4) управление движением технологических растворов в продуктивной толще путем COBS'
дания в эксплуатационном блоке гидродинамической обстановки, обеспечивающей формирование такой структуры фильтрационного потока растворов, которая в максимальной степени благоприятствовала бы течению физико-химических процессов ПВ; 5) контроль количества и качества откачиваемых и закачиваемых растворов; 6) создание

противофильтрационных завес; 7) контроль гидродинамических и физико-химических параметров ведения процесса ПВ; 8) контроль полноты извлечения урана из руд; 8) охрана окружающей среды от возможного физико-химического загрязнения.

По своему назначению, составу и объему выполняемых функций буровые скважины, используемые при разработке месторождений методом ПВ, принято подразделять на технологические, барражные, наблюдательные, контрольные и разведочные.

Технологические скважины, предназначенные для подачи в недра рабочих растворов — закачные (нагнетательные) и для подъема технологических растворов на поверхность — откачные (разгрузочные), обеспечивают выполнение еще одной важнейшей для технологического процесса функции. Через эти скважины осуществляется не только транспортировка растворов, но и регулирование гидродинамического режима в продуктивном пласте, определяющего пути и скорости фильтрации рабочих растворов. Это предъявляет повышенные требования к конструктивным особенностям технологических скважин, к условиям их сооружения и эксплуатации.

Барражные скважины предназначаются для создания вертикальных и горизонтальных противофильтрационных завес, ограничивающих растекание выщелачивающих растворов за пределы эксплуатационного блока, а также для уменьшения охвата этими растворами пород, вмещающих рудную залежь.

Наблюдательные скважины предназначаются для наблюдений и контроля за условиями формирования растворов в пределах эксплуатационных блоков, гидродинамическим состоянием продуктивного водоносного горизонта, растеканием технологических растворов за пределы эксплуатационных участков и их возможным перетеканием в надрудный и подрудный водоносные горизонты.

Контрольные скважины бурятся на отработанных участках для контроля полноты извлечения полезного компонента из недр, а также для решения других задач (исследование техногенных изменений рудовмещающих пород, контроль возможного загрязнения окружающей среды и т. п.).

Разведочные скважины бурятся на всех стадиях геологоразведочных работ — от поисковых до эксплуатационно-разведочных. По признаку использования в процессе геотехнологической отработки запасов перечисленные виды скважин можно сгруппировать следующим образом: технологические, барражные и наблюдательные скважины относятся к категории эксплуатационных скважин (т. е. непосредственно участвующих в эксплуатации бло-

ков ПВ), остальные виды скважин можно объединить в группу вспомогательных (т. е. непосредственно не участвующих в геотехнологическом процессе).

В отношении к процессу эксплуатации блоков ПВ состоит главное принципиальное различие между двумя группами буровых скважин. Этим различием обусловливаются, в частности, повышенные требования к

надежности и долговечности эксплуатационных скважин. Соответственно это различие находит свое выражение в конструкциях эксплуатационных и вспомогательных скважин, в способах их сооружения (бурения, освоения) и оборудования [36].

Все системы разработки урановых месторождений методом ПВ через скважины, пробуренные с поверхности, предусматривают ведение процесса с дневной поверхности (т. е. без шахтного или штольневого вскрытия).Особенности групп систем ПВ урана через скважины с поверхностиВ зависимости от схемы движения растворов и схем расположения технологических скважин в этом классе систем ПВ выделяются три группы — с площадным (ячеистым), линейным и комбинированным расположением скважин (к последней отнесена также группа систем с использованием противофильтрационных горизонтальных и вертикальных завес для ограничения растекания выщелачивающего реагента в горизонтальном и вертикальном направлениях— гидрозавесы и гидравлический разрыв пласта с целью создания искусственных водоупоров).

Наибольшее распространение в Советском Союзе и за рубежом получили системы ПВ через скважины с поверхности направленным фильтрационным потоком растворов реагента. При этом в зависимости от геологических условий и фильтрационных свойств рудного массива возможны системы ПВ с площадным (ячеистым) и линейным расположением скважин.

1. Площадные (ячеистые) системы расположения скважин (рис. 6.1) обычно применяют для разработки залежей, приуроченных к осадочным слоистым неоднородным рудам и породам горизонтального или слабо наклонного залегания, в условиях относительно низкой водопроницаемости руд (/Сф« 0,14-1,0 м/сут). Эти системы представляют собой равномерное чередование на площади залежи откачных и закачных скважин, образующих между собой ячейки (треугольные, квадратные, гексагональные и Др.) с небольшими межскважинными расстояниями (8—20 м). В Советском Союзе ячеистое расположение скважин применяется редко. Эксплуатируется лишь одно месторождение с относительно низкой водопроницаемостью руд, слоистым строением, на котором при опытно-промышленной эксплуатации применена гексагональная система расположения скважин с межскважинным расстоянием 10—20 м. При дальнейшем вовлечении в разработку

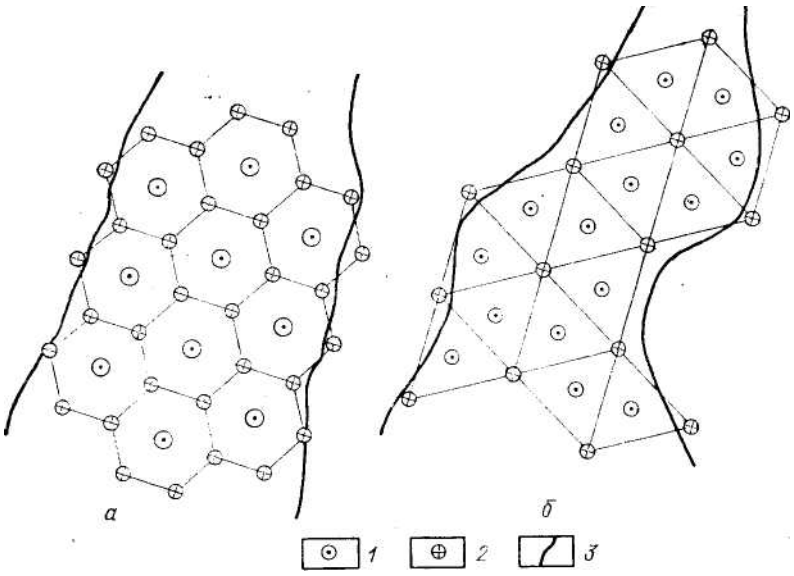


Рис. 6.1. Ячеистые системы расположения скважин:
а — гексагональная ячейка; б — треугольная ячейка; 1 — скважины откачные; 2 — скважины закачные; 3 — контур рудной залежи

методом ПВ более сложных в морфологическом отношении рудных залежей с относительно невысокими коэффициентами фильтрации (до 1 м/сут), большой изменчивостью физико-химических свойств руд и вмещающих их пород, а также при использовании для откачки растворов высокодебитных насосов площадные (ячеистые) схемы расположения скважин, видимо, найдут более широкое применение.

2. Линейные системы расположения скважин (рис. 6.2) состоят из последовательно чередующихся на площади залежей рядов откачных и закачных скважин. В зависимости от фильтрационных свойств н однородности рудного массива расстояние между рядами и скважинами в ряду колеблются в широких пределах (15— 50 м и более). Добычная ячейка обычно состоит из двух закачных и одной откачной скважины, принадлежащих к трем последовательно расположенным рядам.

На урановых месторождениях в СССР линейные системы расположения скважин применяются широко. Они наиболее эффективны при разработке протяженных гидрогенных урановых месторождений, сложенных осадочными, хорошо водопроницаемыми (/Сф> 1.0 м/сут) рудами и породами и находящихся в сложных гидрогеологических условиях. Накоплен значительный опыт ведения процесса в оптимальных режимах, отработаны необходимые параметры.

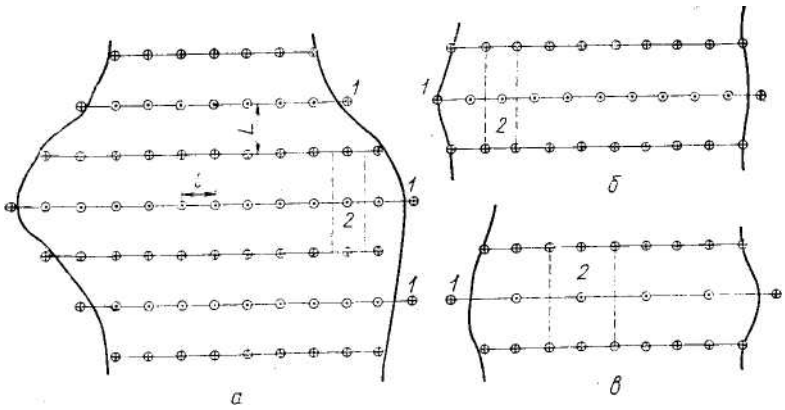


Рис. 6.2. Линейные системы расположения технологических скважин; а — прямоугольная; б —шахматная; в —с отношением числа откачных скважин к числу закачных 1/2, 1/3 и т. д.; / — блокирующая скважина; 2 — добычная ячейка; расстояние между рядами — L, между скважинами — /; другие обозначения см. на рис. 6.1

Густота сети эксплуатационных скважин

Исследованиями установлено, что наиболее благоприятной из опробованных является линейная система с шахматным расположением скважин при соотношении расстояний между скважинами в ряду и между рядами 1:2, наименее благоприятной —система с прямоугольным расположением скважин с соотношением расстояний 1:1.

Что касается теоретического или расчетного обоснования расстояний между скважинами, то этот вопрос пока окончательно не решен. Выбор расстояний между скважинами — задача весьма сложная и зависит от многих геолого-гидрогеологических, гидродинамических и технологических факторов, технических возможностей сооружения и эксплуатации скважин, экономики процесса и т. д. Поэтому в настоящее время на практике выбор расстояний между скважинами осуществляют с помощью или аналогового моделирования на приборе ЭГДА, или технико-экономического сопоставления нескольких вариантов отработки на опытных или эксплуатационных участках. Так, например, технико-экономическое сравнение вариантов для одного гидрогенного пластового месторождения с коэффициентом фильтрации руд Кфхб м/сут показало, что оптимальной является система с шахматным расположением скважин с расстояниями 25х50 м.

Анализ работы эксплуатационных блоков ПВ с различными расстояниями между рядами откачных и закачных скважин показывает, что схемы расположения скважин с укороченными (до 20—30 м и менее) расстояниями между рядами обладают рядом существенных преимуществ.

Большое значение при системах разработки ПВ через скважины с поверхности имеет правильный выбор схемы вскрытия ипоследовательности отработки залежей. Морфологическое разнообразце рудных тел, различные геотехнологические свойства руд ивмещающих пород, геохимические и гидрогеологические особенно-сти продуктивных

горизонтов вызывают необходимость дифференцированного подхода к схемам вскрытия рудных залежей.

Учитывая накопленный опыт, можно рекомендовать следующие схемы вскрытия и отработки залежей различного морфологического типа системами ПВ через скважины с поверхности (рис. 6.4).

1. Залежи шириной до 50 м следует вскрывать и отрабатывать продольными рядами технологических скважин, пробуренных вцентральной (осевой) части залежи; при этом на первом этапе;отработки в одной половине эксплуатационного блока производится закачка рабочих растворов, во второй — откачка. При появлении рабочих растворов в наблюдательных скважинах закачной половины блока наступает второй этап отработки: в закачной половине блока проводится откачка сформировавшихся продуктивных растворов, во второй, откачной, половине блока — закачка рабочих растворов. Описанная смена режимов откачки — закачки растворов в эксплуатационном блоке проводится неоднократно, дополной отработки запасов блока; при этом амплитуду каждого последующего этапа откачки — закачки рабочих растворов следует увеличивать. В этом случае уран, переосажденный на участке изменившегося потока рабочих растворов, будет последовательно вовлекаться в процесс ПВ.

Очевидно, что применение других, более «уплотненных» сеток скважин (например, трехрядных или ячеистых) при отработке узких залежей (шириной до 50 м) ограничивается возможностью рентабельной отработки блока.

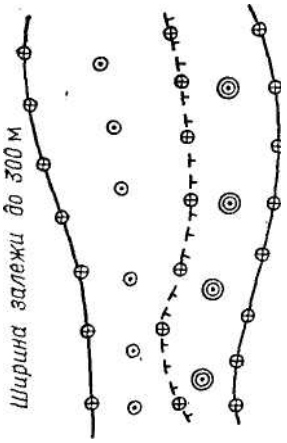
Предлагаемая система разработки блока вызывает необходимость бурения взаимозаменимых скважин (каждая откачная скважина является также закачной) и соответствующей обвязки скважин поверхностными коммуникациями.

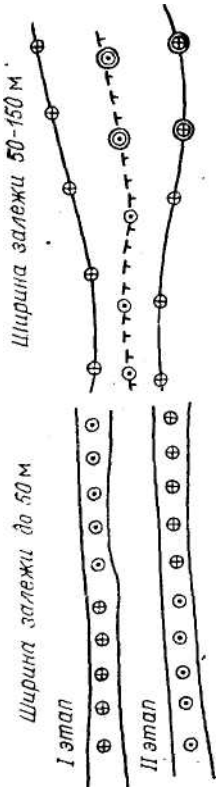
Залежи шириной 50—150 м рекомендуется вскрывать рядами скважин по простиранию, закачные скважины располагать поконтуру рудной залежи, откачные — в центральной части, по возможности согласовав их положение с границей выклинивания зоны пластового окисления. Желательно увеличить производительность откачных скважин на расширяющихся участках залежи при соответствующем увеличении числа закачных скважинили повышении их производительности.

Залежи шириной свыше 150 м можно вскрывать рядамискважин как вкрест простирания, так и по простиранию в зависимости от морфологии рудных залежей и рельефа местности прирасстояниях между рядами скважин 50—100 м. При необходимости контур рудных залежей обуривается блокирующими закачными скважинами для уменьшения разбавления продуктивных растворов законтурными пластовыми водами.

При вскрытии широких залежей (более 300 м) рядами скважин по простиранию разработку рекомендуется проводить отступающим порядком от периферии к центру. В этом случае возникающая депрессионная воронка по мере развития работ на участке ПВ будет неизбежно смещаться к центральной части залежи и оказывать положительное влияние на технико-экономические результаты процесса.

Во всех рассмотренных схемах вскрытия расстояния между рядами скважин определяются главным образом размерами и морфологией рудных залежей, а также нормативами затрат на вскрытие запасов в структуре себестоимости продукции. Расстояния между скважинами в ряду должны определяться с





учетом дебитов и приемистости скважин, максимального извлечения в минимально возможный срок отработки участков рудных залежей, которые различаются по морфологии и технологическим свойствам.

Системы разработки с использованием противофильтрационных завес

При ПВ большое значение имеют горизонтальные и вертикальные экраны ограничения движения растворов в горизонтальном и вертикальном направлениях, где соотношение мощностей рудной и безрудной частей продуктивного пласта является неблагоприятным (например, т/М< 1/10).

Так, при отработке небольших рудных залежей шириной до 50 м для ограничения растекания рабочих растворов за пределы рудной залежи могут быть использованы вертикальные гидрозавесы путем бурения специальных барражных скважин. В частности, для этого Ю. В. Культиным и др. предложено использовать специальные ячейки технологических и

барражных скважин, которые можно располагать как вдоль залежи (рис. 6.5), так и вкрест ее простирания (рис. 6.6). В обоих случаях отработка залежи проводится в два этапа.

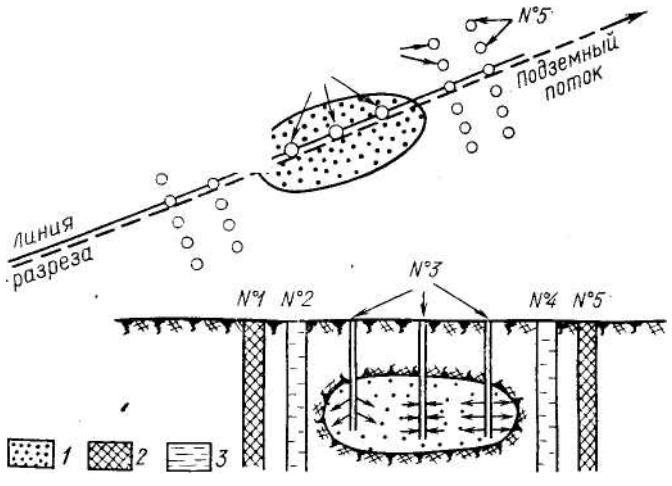
Вертикальные барьеры, предотвращающие растекание растворов, можно создать путем вызова искусственной непроницаемости рудовмещающего водоносного горизонта. Так, на рис. 6.7 изображено рудное тело, которое предполагается отрабатывать методом ПВ. Для уменьшения утечки рабочего раствора на некотором расстоянии от рудного тела вверх и вниз по потоку подземных вод разбуривается по два ряда скважин. Внешние ряды скважин (№ 1, 5) служат для создания механического барьера. Для этого в эти ряды скважин нагнетается твердеющий материал (цемент, синтетические смолы и др.).

Указанные химические барьеры могут быть образованы и вокруг всей рудной залежи; они будут препятствовать растеканию рабочих растворов за контуры отработки, а также разубоживанию продуктивных растворов законтурными пластовыми водами. В случае большой мощности рудовмещающего горизонта, а также отсутствия нижнего или верхнего водоупора возникает необходимость создания горизонтальных гидрозавес или искусственных во-Доупоров с применением гидроразрыва пород.

На рис. 6.8 показана схема разработки рудной залежи с использованием гидрозавесы с помощью барражных скважин, ограничивающей растекание рабочих растворов в нижней части рудного тела.

В практике нефтяной промышленности разработана методика доразрыва пород с целью создания искусственных непроницаемых пропластков из глиноцементной смеси или твердеющих синтетических смол. Необходимость создания таких пропластков при разработке гидрогенных месторождений методом ПВ очевидна, в связи с чем в настоящее время на ряде объектов ПВ в Советском Союзе ведутся опытные работы с целью внедрения этого метода на месторождениях и участках рудных залежей с имеющими большую мощность рудовмешающими водоносными горизонтами.

Следует отметить что системы разработки месторождении методом ПВ с созданием гидрозавес и гидроразрыва пород отличаются трудоемкостью и повышенными затратами, но ожидаемый



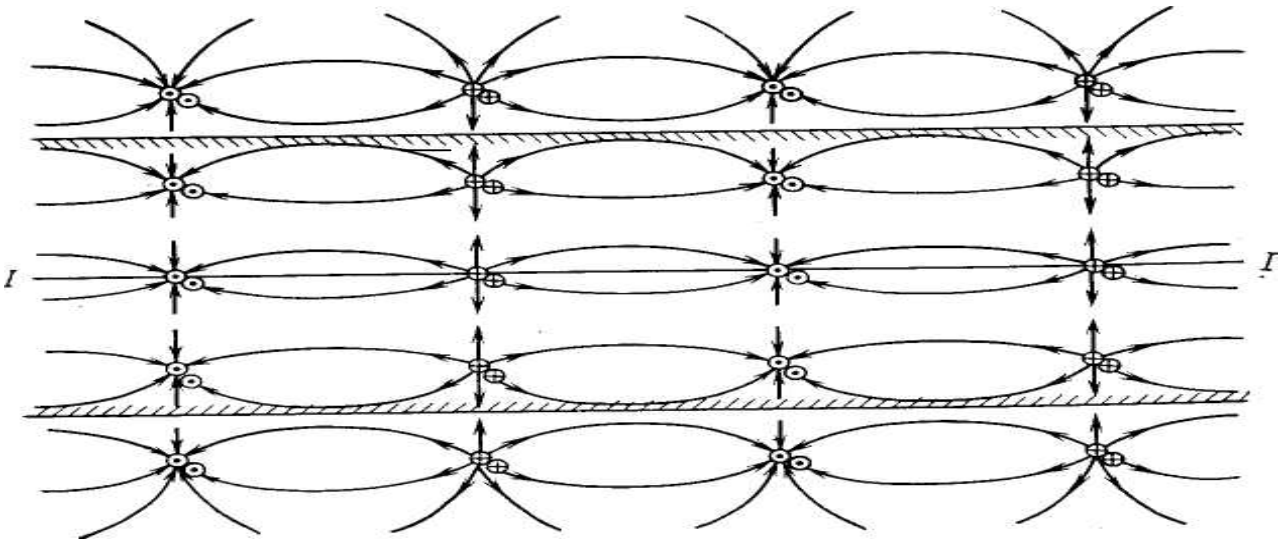


Рис. 6.8. Схема отработки рудной залежи поперечными рядами с использова-

нием эффект от создания таких экранов, предотвращающих растекание рабочих растворов эксплуатационных блоков, объясняет проводимые поиски способов их создания.

3. ШАХТНЫЕ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА В БЛОКАХ ИЗ РУД С ЕСТЕСТВЕННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ (КЛАСС II)

Названные системы ПВ в настоящее время применяют при разработке урановых руд, обладающих хорошей естественной водопроницаемостью (/(ф>0,1 м/сут, пористость более 5%). обеспечивающей свободный доступ реагента ко всем участкам рудноготела в эксплуатационном блоке. Режимы движения выщелачивающего раствора и конструктивные элементы участка отработкизависят от физико-механических свойств руд и вмещающих пород, морфологии рудных тел, характера водоупоров в кровле и подошве рудоносных пород и других факторов.

Из многочисленных вариантов систем ПВ при комбинированной разработке (очистной выемкой и ПВ) одного пластового гидрогенного месторождения урана, относящегося ко второй геолого-технологической группы (см. табл. 3.1).

Для выщелачивания урана через скважины с опором закачивают раствор серной кислоты, у соседних вееров производят откачку (р,,с. 6.10). мощью эрлифтов или электровакуумных установок фильтрационного потока

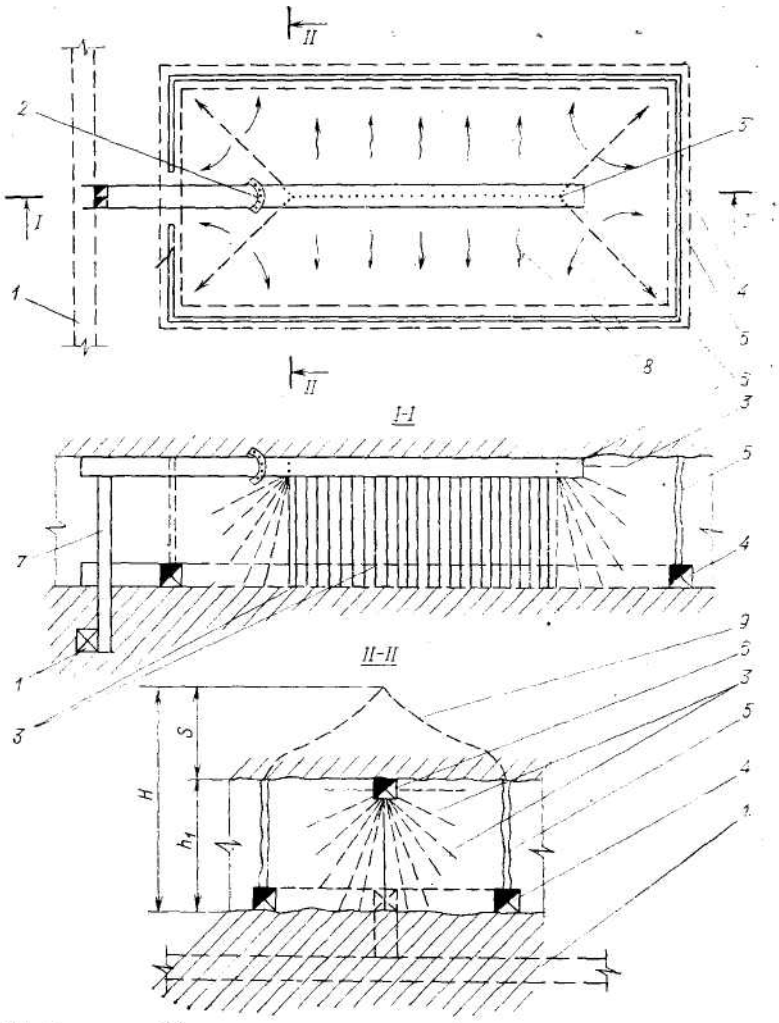


Рис. 6.9. Конструкция блока подземного выщелачивания в массиве естественного залегания руд с линейным расположением дренажных горных выработок и созданием дифференцированной трещиноватости рудоносных пород под нагнетательной выработкой:

оронепроницаемая напорная перемычка; *3* — нисходящие взрывные скважины; *4* — контурные дренажные выработки; *5* — вертикальные отрезные дренажные щели, пройденные на всю мощность рудоносного пласта; *6* — нагнетательная горная выработка; *7* — восстающий; *8* — линия тока выщелачивающего реагента; *9* — кривая избыточного напора выщелачивающего реагента

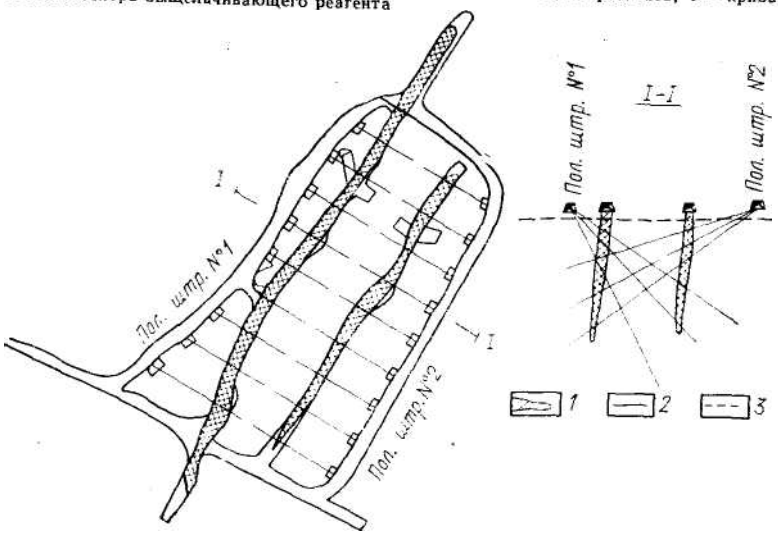


Рис. 6.10. Схема блока подземного выщелачивания в массиве естественногозалегания руд с линейным расположением горизонтальных горных выработок из которых пробурены веера откачных и закачных скважин: выраооток,

1 — рудное тело; 2 — скважина; 3 — уровень трещинных вод

На другом месторождении с крутопадающими рудными телами, приуроченными к сильно трещиноватым и грейзенизированным гранитам, успешная добыча урана осуществляется также систе мои ПВ с подачей раствора через скважины. Скважины здесь бурятся глубиной 40-80 м веерами (через 5—10 м) из горной выработки — 15—20 скважин в веере.

В веера скважин, пробуренные выше подготовленного горизонта, под напором 60—100 м подаются рабочие растворы, а продуктивные улавливаются дренажными скважинами, пробуренными из горной выработки через 5—10 м. Из вееров скважин, пробуренных ниже подготовленного горизонта, выщелачивание урана производится способом, описанным выше, с помощью эрлифтов.

ПВ урана в блоках в массиве естественного залегания руд в зависимости от конкретных условий можно также осуществить инфильтрационным потоком или в пульсационно-статическом режиме (например, в блоках, оборудованных противофильтрационными завесами).

ШАХТНЫЕ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА В БЛОКАХ ИЗ ОТБИТЫХ И ЗАМАГАЗИНИРОВАННЫХ РУД (КЛАСС III)

Эти системы применяют на месторождениях, характеризующихся низкой активной пористостью (менее 5%) и плохой фильтрационной способностью руд (Кф<0,\ м/сут). При этом в блоках проводится предварительная отбойка и магазинирование руд на месте залегания. Особенно эффективны эти системы при мощности рудных тел 15—20 м и более или при крутом падении рудных зон, когда имеется большой фронт работ для бурения взрывных скважин и снижается объем непроизводительных вспомогательных работ. Наиболее эффективна скважинная отбойка руд в условиях зажатой среды с применением короткозамедленного взрывания, когда при наложении волн сжатия и растяжения происходит непрерывное нарушение равновесного состояния взрываемого массива и улучшается качество дробления руд [76].

При выборе параметров буровзрывных работ и определении необходимой для ПВ кусковатости отбитых руд в каждом конкретном случае учитывают их структуру и текстуру, характер распределения урановой минерализации, степень трещиноватости массива и другие факторы.

В зависимости от элементов залегания рудных тел дробление, магазинирование и выщелачивание руд проводят в вертикальных, наклонных, горизонтальных закрытых или открытых камерах [76]. Так, при разработке оставшихся в недрах забалансовых запасов одного месторождения урана с крутопадающими рудными телами, приуроченного к гранит-порфирам, применена система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде (/СР« 1,15-^-1,2), с магаз'инированием и последующим выщелачиванием руды инфильтрационным потоком реагента. Эта система постоянно

совершенствовалась в направлениях повышения экономичности и безопасности, снижения объема проходческих работ, ускорения подготовки блоков и упрощения конструкции. При этом были испытаны четыре варианта подготовки блоков (рис. 6.11):

1) с полными верхней и нижней подсечками и гидроизоляцией днища;

2) с частичными подсечками монтажного слоя и гидрослоя;

3) с частичной подсечкой монтажного слоя и оставлением дренажного целика;

4) с частичной подсечкой монтажного слоя и оформлением днища блоков скважинами.

Суть четвертого варианта, включающего основы всех предыдущих, сводится к следующему. Если раньше монтажной слой совпадал с верхней границей рудного тела, то теперь он располагается выше, в безрудной потолочине, и состоит из бурового штрека и выработки, подсекающей отрезную щель и восстающий. Верхние участки скважин, пробуренные из штрека и расположенные между верхней границей блока и монтажным слоем, не взрываются. На промежуточном горизонте работы аналогичны: буровой штрек для вееров скважин, камера отрезного восстающего и щели. Здесь скважины бурят, как правило, вниз и заряжают по всей длине.

Решение вопроса об улавливании продуктивных растворов с помощью электровакуумных установок (ЭВУ) позволило полностью отказаться от гидроизоляции днища блока. В корне изменился способ подготовки блоков. Отсутствуют рудоспуски, буровой штрек, подсечка из него отрезной щели и восстающего. Нижняя

подсечка блока осуществляется практически только за счет взрывания скважин. Изменились характер и назначение откаточного штрека, пройденного на уровне основного горизонта, который используется как выработка для бурения восходящих дренажных скважин. Откатка горной массы из отрезной щели и восстающего проводится непосредственно на уровне основного горизонта. Для этого отрезной восстающий пройден несколько большей высоты, т. е. до уровня откаточного горизонта, на котором проводится и его подсечка.

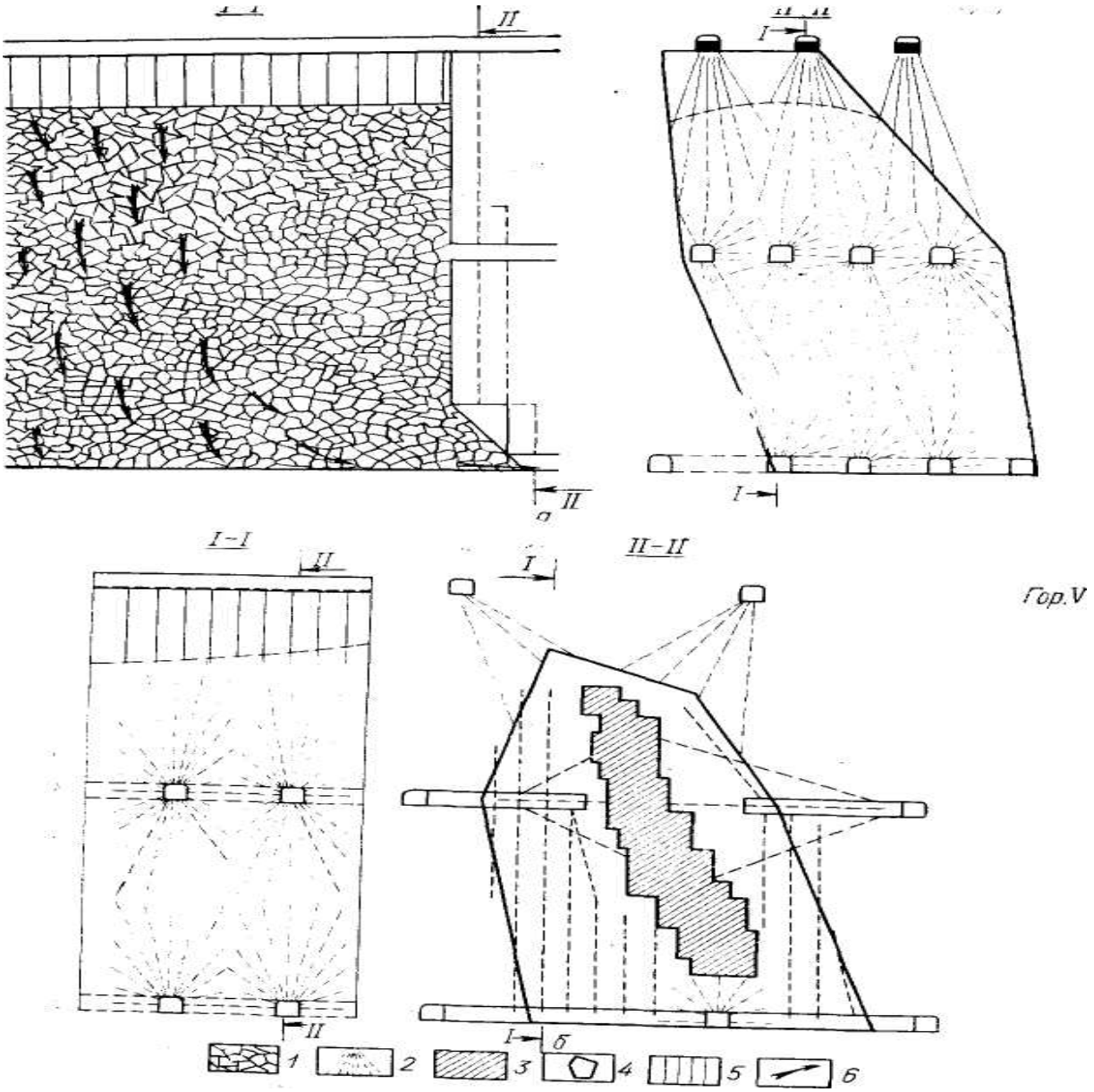
Подсечку отрезной щели на данном горизонте не делают вообще. Назначение дренажных скважин двоякое: прежде всего они служат для приема и отвода растворов из блоков в штрек; кроме того, за счет взрывания их концов, входящих в контур блока на 3—4 м, лучше прорабатывается днище блока.

Путем посекционного взрывания глубоких скважин проходится восстающий, на который глубокими скважинами отбивается руда, при этом образуется компенсационная щель. Объем последней рассчитывается так, чтобы коэффициент разрыхления КР руды в блоке составлял 1,15—1,2. На следующем этапе скважинами взрывается рудный массив всего блока. В заключение этих операций монтируется комплекс оросительной и дренажной систем, и блок вступает в эксплуатацию.

Применение описанного варианта системы ПВ на руднике позволило: значительно повысить безопасность работ за счет уменьшения площади

обнажения кровли и улучшить санитарно-гигиенические условия работы; уменьшить в 3 раза объем нарезных работ; увеличить в 2—2,5 раза эффективность горно-подготовитель-ных работ; вовлечь в отработку межблоковые целики и за счет этого увеличить активные запасы на 20—30%; за счет внедрения электровакуумных установок и передвижных сорбционных колонн (для переработки «бедных» растворов) значительно сократить потери продуктивных растворов; получить значительный экономический эффект.

На другом месторождении, представленном крутопадающими штокверковыми рудными телами, локализованными в грейзенизи-рованных гранитах, также широко и успешно применяются системы ПВ с отбойкой и магазинированием руды в зажатой среде. Месторождение было вскрыто вертикальными стволами, и на одном из участков — Центральном — балансовые руды отработаны системой слоевого обрушения. Отработанные рудные тела на месторождении сопровождались широкими ореолами забалансовых руд. В 0,5 км от участка Центрального разведочными работами был выявлен сравнительно крупный участок (Западный) с бедным (преимущественно забалансовым) оруденением. Для отработки забалансовых руд были применены два варианта подготовки (рис. 6.12): один для подготовки рудных тел, не тронутых очистными работами (Западный участок), второй—для рудных тел, балансовые запасы в которых были вынуты, а часть забалансовых попала в зону обрушения (Центральный участок).



Первый вариант (см. рис. 6.12, а). По простиранию рудного тела на расстоянии 10 м друг от друга на горизонтах V, VI, VII проходят буровые штреки, число которых определяется мощностью рудного тела, а на горизонте орошения — с учетом полноты орошения висячего бока. Для создания первоначального компенсационного пространства на флангах или по центру рудных тел проходят отрезные щели обычным способом — взрыванием скважин на отрезной восстающей.

Второй вариант (см. рис. 6.12, б). За контуром рудного тела по висячему и лежачему бокам проходят штреки на VI и VII горизонтах. Из штреков к рудному телу через 15 м проходят квершлаги до фактических границ зоны сдвижения. Для безопасного ведения горных работ н предупреждения внезапного входа в зону сдвижения проходка квершлагов осуществляется после уточнения ее фактических границ путем бурения опережающих скважин. Квершлаги предназначаются для бурения взрывных скважин, частичного выпуска руды, а на нижнем горизонте — для приема из камер продуктивных растворов.

Отбойка руды осуществляется в следующей последовательности. Общий

фронт отбойки на нижнем горизонте опережает верхний на 2—3 ряда скважин. В первую очередь отбивается и убирается руда из подсечной выработки, во вторую — верхняя часть этажа, но уже без выпуска руды. Отбойка руды при подсечке верхнего этажа проводится одновременно с основной на нижнем.

Объем выемки из подсечной выработки для получения коэффициента разрыхления замагазинированной руды /СР=1,15-М,2 составляет 13—16% взрываемого над ней.

По условиям безопасного ведения работ руду из подсечной выработки убирают погрузочной машиной ППН-1 с дистанционным управлением. Восходящие, слабонаклонные и горизонтальные скважины заряжаются зарядчиком «Вахш-5». При зарядке верхние части скважин, пробуренных с V горизонта, на высоту целика (8—10 м) не дозаряжаются. После взрывания они очищаются и используются для подачи растворов на замагазинированную руду. Отбойку руды на Центральном участке проводят веерами скважин из ортов, используя в качестве отрезной щели и компенсационного пространства выработки старых очистных блоков. При больших мощностях ореолов забалансовых руд дополнительное компенсационное пространство образуется за счет частичного выпуска руды. Руда, выпускаемая для создания компенсационного пространства, выдается на поверхность, складируется в отвал и выщелачивается содовым раствором.

Для описываемых вариантов систем ПВ специальные меры по предупреждению утечек растворов не применяются ввиду благоприятных гидрогеологических условий. Нижняя граница депрессионной воронки грунтовых вод проходит по почве приемного VII горизонта. По всей длине выработок наблюдается выход слабонапорных трещинных вод. Это обстоятельство сыграло решающую роль в конструктивном оформлении камеры: отбойка руды осуществляется до уровня почвы VII горизонта. Несколько повышенная рыхлость руды в нижней части блока обеспечивает свободный выход продуктивных растворов в торцы штреков и по сбойкам на полевой штрек.

Получены следующие основные технико-экономические показатели: достигнутое извлечение 60%, эффективность подготовительно-нарезных работ 24,3 м3/м3, себестоимость металла по сравнению с добычей обычным подземным способом из балансовых РУД 75%.

5. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Комбинированные системы из элементов бесшахтных (скважинных) и шахтных систем подземного выщелачивания (класс IV)

Эти системы разработки в СССР пока мало распространены. На одном из месторождений, представленном забалансовыми шток-верковыми рудными телами, в сильнотрещиноватых обводненных гранитах уран добывается с использованием естественной проницаемости пород. Один из блоков месторождения отрабатывается следующим образом (рис. 6.13). На штольневом горизонте по простиранию рудных тел пройден штрек, из

которого с интервалом 5—10 м пробурены вверх слабо наклонные дренажные скважины. С поверхности месторождения, расположенной в 200—250 м от горизонта штольни, пробурены ряды закачных скважин. Чтобы избежать каналирования растворов, закачные скважины не добуривают до горизонта штольни на 25—30 м. Выщелачивающий реагент подается в закачные скважины под напором, фильтруется через рудоносные трещиноватые граниты и улавливается на горизонте штольни штреком и дренажными скважинами. Эффективность способа доказана четырехлетним опытом работ.

На ряде других, уже отработанных месторождений извлечение металла из забалансовых и оставленных в зонах обрушения отработанных блоков проводится подкислением шахтных вод через стволы шахты и скважины, пробуренные с поверхности.

Металл выщелачивается в инфильтрационном и пульсационно-статическом режимах в результате периодического повышения и понижения уровня грунтовых вод. Формирующиеся просачив-шиеся сквозь зоны обрушения блоков продуктивные растворы, самотеком поступают в зумпф шахты, из которого артезианскими насосами типа АТН откачиваются на поверхность и направляются на сорбцию.

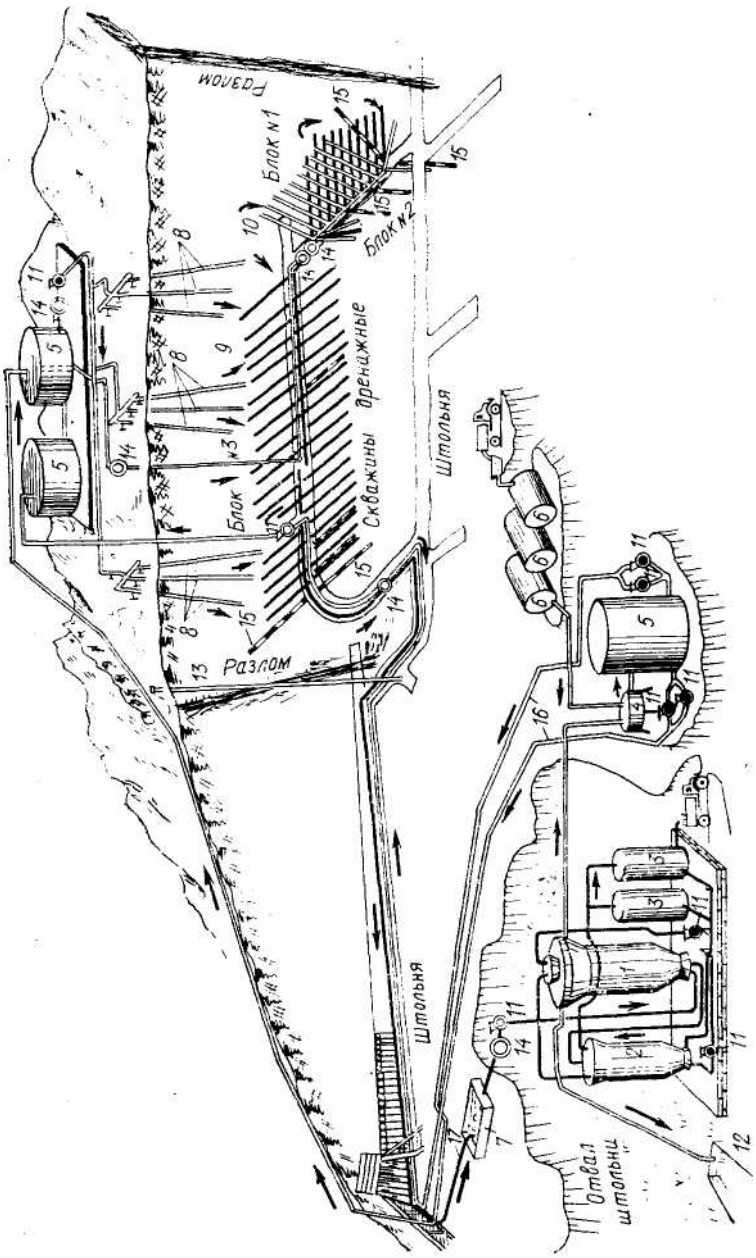


Рис. 6.13. Схема опытного участка месторождения с трещинной проницаемостью руд
1 — сорбционная колонна; *2* — десорбционная колонна; *3* — емкость для продуктивных растворов; *4* — емкость-смеситель; *5* — емкость для рабочих растворов; *6* — емкость для реагента; *7* — отстойник; *8* — скважины нагнетательные, пробуренные с поверхности; *9* — скважины разгрузочные подземные; *10* — скважины подземные нагнетательные; *11* — насос; *12* — хвостохранилище; *13* — скважина вентиляционная; *14* — расходомер *15* — скважины наблюдательные; *16* — трубопровод рабочих растворов; *17* — трубопровод продуктивных растворов

При неглубоком залегании рудных тел, требующих создания искусственной проницаемости, также используются комбинированные системы разработки. В таких случаях рудные тела вскрываются стволами шахт или штольнями, подготавливаются для выщелачивания с применением БВР, а выщелачивающий реагент подается через закачные скважины, пробуренные с поверхности.

Комбинированные системы из элементов традиционных систем разработки и шахтных систем подземного выщелачивания (класс V)

Наибольшее распространение эти системы получили при разработке рудных тел, которые в пределах одного блока представлены рудами разных технологических сортов (карбонатные и силикатные) или рудами различного содержания урана (например, штуф-ными и забалансовыми рудами).

Сущность этих систем заключается в том, что отработку рудного тела проводят в два этапа. Вначале осуществляют очистную выемку руд одного

сорта с последующим выщелачиванием оставшихся в недрах руд другого сорта.

В зависимости от конкретных условий и свойств руд, предназначенных для выщелачивания, изменяются конструкции блоков, порядок отработки и режимы процесса [76].

VII

СООРУЖЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН. СРЕДСТВА ПОДЪЕМА РАСТВОРОВ

1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И НАЗНАЧЕНИЕ СКВАЖИН

Скважины являются основным звеном в техническом оснащении предприятий подземного выщелачивания, разрабатывающих гидрогенные месторождения проницаемых руд. Им принадлежит особая роль при вскрытии и подготовке рудных тел. Велико значение скважин и в технологии извлечения из недр полезного ископаемого. В стоимости единицы конечной продукции бурение скважин занимает значительную часть — от 15 до 25—30% в зависимости от глубины залегания месторождения. Ряд факторов влияет на стоимость скважин. К ним относятся: глубина залегания рудных тел, крепость горных пород, диаметр скважин, материалы для крепления, оборудование, применяемое для выполнения буровых работ, а также конструктивные особенности, определяемые назначением скважин.

Как указано в других разделах работы, по назначению и конструктивному оформлению скважины подразделяются на разведочные, технологические (эксплуатационные), наблюдательные, контрольные, специальные и вспомогательные. Относительно простую конструкцию и низкую стоимость имеют разведочные и наблюдательные скважины. Другие типы скважин имеют более сложное конструктивное оформление.

В практике предприятий подземного выщелачивания Советского Союза глубина технологических скважин в зависимости от геологических условий залегания месторождений изменяется в широких пределах — от десятков метров до 500 м, чаще составляет 200—300 м. Диаметры скважин также изменяются в большом диапазоне — от 93—112 мм для разведочных и наблюдательных до 300—390 мм для технологических. Наиболее часто встречающаяся категория крепости пород 4—5. Указанные глубины скважин, крепости пород и диаметры бурения определяют и выбор основного бурового оборудования.

2. БУРОВОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

На первых этапах освоения и внедрения метода ПВ опытные и опытно-промышленные работы являлись непосредственным продолжением разведки месторождений. В связи с этим первоначально широкое распространение при бурении технологических скважин получил буровой агрегат УРБ-ЗАМ, которым выполняли основной объем бурения разведочных скважин при поисках и разведке гидрогенных месторождений. Применению этого бурового станка способствовало и то, что глубина залегания первых место-

рождений не превышала 180—200 м, а диаметр скважин составлял 190 мм. Агрегат УРБ-ЗАМ давно и широко используется при бурении скважин различного назначения. Его устройство и условия эксплуатации широко освещены в технической литературе. Следует только отметить что основным достоинством УРБ-ЗАМ является хорошая маневренность (агрегат смонтирован на базе автомашины МАЗ-500) что особенно важно при высокой производительности сооружения скважин (до 1500-2000 м готовых скважин на 1 станко-месяц при непрерывном графике работ). Агрегат отличается надежностью в эксплуатации и простотой конструкции.

В дальнейшем вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений, применение погружных электрических насосов в антикоррозийном исполнении, необходимость повышения дебита скважин и применение гравийно-насыпных фильтров повлекли за собой увеличение диаметра технологических скважин. Эти обстоятельства привели к замене станка УРБ-ЗАМ более мощным передвижным агрегатом УРБ-ЗА2 и его модификациями (1БА-15В и 1БА-15Н) а также установкой вращательного бурения УЬВ-600. Краткая техническая характеристика этих буровых установок приведена в табл. 7.1. ,

Следует отметить некоторые основные технические особенности применяемых буровых установок. В отличие от УРБ-ЗАМ в установке роторного бурения УРБ-ЗА2 главным приводом является Дизель ЯМЗ-236—ходовой двигатель автомобиля мощностью 132,48 кВт при 2100 об/мин. От этого двигателя на главный привод отбирается мощность 77,28 кВт. Для аварийного привода установки предусмотрен отбор мощности от трактора Т-100 или

Таблица 7.1 Техническая характеристика установок вращательного бурения роторного типа

Показатель	УРБ-	УРБ-ЗА2	1БА-15В	УБВ-60
Глубина бурения, м	300 60,3	600	500 73—	600 114
Диаметр труб, мм		60.3—73	89	
Диаметр скважины,	243	243	394	490
конечный	145	97	190	214
Грузоподъемность на	5	6	12,5	50
максимальная	8	10	20	
Установленная				
главный привод	45,6	77,3 от	174,8	309
аварийный привод		73,6	79,5	125,4
Лебедка: тип	Однобар	Однобар	Однобар	Двухбар
	>анная	банная с	банная с	банная
	скорости	цепным	цепным	скорости
усилие натяжения	30	52	52	100
ната, кН скорость	0,54—	0,4—	0,2—1,4	0,18—
вого инструмента,	оснастка	оснастка	оснастка	оснастка
Ротор: размер	250	250 '	410	410
число скоростей	3 110—	3 80—	3 65—	5 30—
скорость	314	300	250	235
вращения, об/мин	11 ГрИ,	11 ГрИ,	11 ГрИ,	9 МГр-

	устанавливается отдельно	устанавливается на раме мобиля	устанавливается с буровым краном на автомобиле	устанавливается на автомобиле
число насосов	1	1	1	2
Вышка буровая	Вышка высотой 16 м	Мачта двухшкивная типа	Мачта двухшкивная типа	Мачта скопическая высотой 22,4 м
Подача инструмента	Свободная	Свободная принудительная	Свободная принудительная	Свободная
Монтажное основание	Самоходное шасси мобиля МАЗ-[illegible]	Самоходное шасси мобиля МАЗ-[illegible] и прицеп	Шасса мобиля МАЗ-500 бурового блока прицепа МАЗ для корпового	2 для КрАЗ-
Масса буровой установки, т	13,6	19,3	35,9	55

дизеля КДМ-100. Наряду с ручным рычажным управлением имеется пневматическое управление с поста бурильщика. Установка может укомплектовываться гидравлическим механизмом принуди-' тельной подачи инструмента на забой с усилием до 40 кН и глиномешалкой с электроприводом.

Для выполнения погрузочно-разгрузочных работ установка укомплектована консольно-поворотным краном, смонтированным на буровой мачте. Установка УРБ-ЗА2 позволяет бурить скважины различного назначения диаметром до 243 мм на глубину до 300 м. Установка является базовым буровым блоком буровых агрегатов 1БА-15В, 1БА-15Н и 1БА-15К.

Буровой агрегат 1БА-15В состоит из бурового (установка УРБ-ЗА) и компрессорно-силового блоков. Буровой блок отличается тем, что вместо ротора Р-250 использован ротор Р-410 с проходным отверстием 410 мм. Мачта — большей грузоподъемности. Талевая оснастка 2Х3. Компрессорно-силовой блок смонтирован, на прицепе. Используется компрессор К-9М с дизелем Д-108, который также может выполнять роль аварийного привода механизмов бурового блока. Буровой агрегат 1БА-15В нашел широкое применение при бурении технологических скважин. В агрегате 1БА-15Н вместо компрессорно-силового блока имеется насосно-силовой блок (насос 9МГр-61). Особенностью бурового агрегата 1БА-15К является то, что он имеет наклонную мачту высотой 15 м, Двухбарабанную лебедку (буровую и желоночную), двухступенчатый редуктор и откидной ротор Р-410,. генератор мощностью 20 кВт' и центробежный насос с обвязкой. В комплект агрегата входят: компрессорно-силовой блок, сальник-вертлюг с проходным сечением 150 мм, ведущая труба длиной 4,5 м, гидроэлеватор, наддолотный утяжелитель массой 4,8 т, сварочный трансформатор, такелажный блок с грузоподъемным устройством. Агрегат 1БА-15К можно использовать для роторного бурения с прямой и обратной промывкой скважин диаметром до 1200 мм.

Перечисленные буровые агрегаты имеют значительный уровень унификации узлов и деталей, возможность использования аварийного привода,

достаточную мощность двигателей и хорошую маневренность. Использование пневматической системы делает управление агрегатом надежным и оперативным. Применение насосно-силового и компрессорно-силового блоков наряду с механизмом принудительной гидроподачи снаряда на забой значительно повысилоэксплуатационные качества буровых агрегатов.

Установка вращательного бурения УБВ-600 состоит из вышеч-но-лебедочного, насосного и роторного блоков. Вышечно-лебедоч-ный блок представлен агрегатом А-50 для освоения скважин. Блок смонтирован на базе автомобиля КрАЗ-257, двигатель которого используется в качестве привода механизмов блока. Мачта телескопическая, в которой внутренняя секция выдвигается из внешней с помощью талевой системы. Лебедка двухбарабанная (буровой и тартальный барабаны) с цепным приводом от трансмиссии, Двухскоростная. Компрессорно-силовой блок состоит из компрес- сора К-9М и дизеля Д-108 или ЯМЗ-236. Этот дизель может служить аварийным приводом для буровой установки. Роторный блок включает в себя две фермы, на которых установлен ротор Р-410, подсвечник, приспособление для забуривания шурфа и оборудование для свинчивания и развинчивания долота под ротором.

Управление механизмами установки дистанционное, пневматическое и гидравлическое с пультов управления бурового и насосного блоков. Управление ротором и коробками отбора мощности бурового и насосного блоков осуществляется системой рычагов. Установка УБВ-600 применяется для бурения глубоких (500—600 м) и высокодебитных откачных скважин большого диаметра.

Обладая рядом достоинств, описанные буровые агрегаты вместе с тем не лишены существенных недостатков, проявляющихся при бурении технологических скважин ПВ. Прежде всего они имеют целевое назначение бурение геологоразведочных и гидрогеологических скважин; развивают невысокую механическую скорость бурения (1,5—4 м/ч). Значительные затраты времени на монтажно-демонтажные работы и перевозку этих агрегатов, выполнение вспомогательных операций (40—50% общего времени да сооружение скважин) определяют ограниченную производительность агрегатов. Кроме того, уровень механизации вспомогательных процессов недостаточен. Рабочие места и основное оборудование не имеют укрытий, что усложняет работу в осенне-зимний период. Бурение этими агрегатами может проводиться только с применением глинистого раствора.

Быстрый рост объемов буровых работ на объектах подземного выщелачивания и необходимость устранения указанных недостатков ныне выпускаемых буровых агрегатов поставили важную задачу — создать более мощные, высокомеханизированные буровые агрегаты, способные обеспечить бурение и оборудование скважин для предприятий ПВ с более высокой производительностью.

Работы по созданию такого агрегата начаты. В качестве базового использован самоходный станок шарошечного бурения (СБШ-320),

имеющий гусеничный ход, плавно регулируемый мощный вращатель и компрессор производительностью 50 м3/ч. Станок создает осевое давление на забой до 60 т, имеет усилие подъема 50 т при рабочем ходе 18,5 м. Агрегат СБШ-320 обеспечивает полную механизацию сборки — разборки бурового става, имеет автоматический перехват штанг и удобен в обслуживании. Управление осуществляется из кабины, оборудованной калориферно-вентиля-торной установкой и виброзащитой. Высокая степень механизации позволит сократить время, затрачиваемое на вспомогательные операции, в 5—10 раз по сравнению со станками роторного бурения. Монтажно-демонтажные работы также сокращаются до минимума.

Модернизированный станок СБШ-320ПВ, оснащенный двумя сепараторами емкостью по 17 буровых штанг каждый, двумя насо-

Рис. 7.1. Схема бурового станка СБШ-320ПВ:
У — мачта; 2 — гидроцилиндр подъема мачты; 3— машинное отделение; 4 — гусеничный ход

сами 9МГр-61 и одной лебедкой, будет способен производить бурение, сооружение и освоение скважин диаметром до 400 мм за одну 'заправку кассет сепараторов глубиной до 330 м. При перезаправке кассет сепараторов глубина бурения возрастет до 600— 660 м.

Станок СБШ-320ПВ позволит бурить скважины не только глинистым раствором, но и воздушно-водяной смесью, а также комбинированным способом, что будет способствовать улучшению вскрытия и подготовки рудных тел.

Общий вид станка СБШ-320ПВ схематически показан на рис. 7.1.

Баланс рабочего времени при сооружении технологических скважин применяемыми в настоящее время станками УРБ-ЗАМ и 1БА-15В, а также разрабатываемым станком СБШ-320ПВ (проект) приведен в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Баланс рабочего времени буровых станков при сооружении технологических скважин ПВ, ч

	Добыча урана		Добыча серы		СБШ-32 при г СКВ	СБШ-32 при луб ине ажи н
	S со УРБ	ш 2 15А-	СО УРБ	а — LO	о СЧ §	Е о о
Коэффициент крепости пород	2—6	2—6	2—3	3—7	2-7	2-7
Глубина бурения, м	165	324	290	360	200	400
Средняя механическая скорость, м/ч	3,24	3,86	2,41	1,46	60,0	60,0
Монтаж, демонтаж, перевозка	6,47	16,66	29,6	78,4	0,7	0,7
Бурение	51,23	83,5	120,0	246,4	3,34	6,67
Разбурка		30,6	96,0	308,		—
Промывка, проработка	5,43	18,3	2,4	18,4	0,5	1,0
Геофизические	2,52	8,66	6,4	9,6	3,0	6,0
Подготовка к обсадке	1,1	2,66	1,6	3,2	0,5	2,0
Обсадка	4,86	17,3	16,0	36,0	2,0	4,0
Ожидание затвердевания	32	-40	80	128	26	28
Планово-предупредительные ремонты	2,76	3,33			0,25	0,6
Простои	4,17	17	2,4	10,4		—
Внеплановый ремонт	5,61	■8,66	11,2	122,4		—

Аварии	6,73	10,14	5,6	68,8	—	—
Всего затрат времени на сооружение	122,88	256,93	371,2	1030,4	36,29	48,97
скважин, ч						

3. СПОСОБЫ БУРЕНИЯ СКВАЖИН И ВСКРЫТИЯ ПРОДУКТИВНОГО ГОРИЗОНТА

В практике бурения гидрогеологических скважин наиболее широкое распространение получили следующие способы бурения: вращательный с прямой промывкой, вращательный с обратной промывкой, вращательный с продувкой воздухом, ударно-канатный. При бурении скважин на предприятиях ПВ нашел широкое применение вращательный способ с прямой промывкой глинистым раствором. Применение этого способа обеспечивает относительно высокую скорость бурения и низкую аварийность при вскрытии неустойчивых пород (водоносные пески, гравелиты, галечники). Существенным недостатком указанного способа является то, что бурение при вскрытии рудных тел проводится глинистым раствором. В результате разности давлений в пласте и глинистого раствора в скважине происходит кольматация проницаемых рудных тел породным шламом и глиной из бурового раствора. Степень кольма-тации возрастает с увеличением проницаемости рудных тел и ухудшением параметров бурового раствора, особенно с увеличением его водоотдачи. Раскольматация — восстановление естественной проницаемости с помощью прокачки скважины или про-мывки — не всегда приводит к желаемым результатам и занимает много времени, иногда больше, чем бурение.

Разработаны различные меры по уменьшению кольматации. В частности, это достигается применением малоглинистых растворов плотностью 1,09 г/см3. Для получения такого раствора к одной части нормального раствора плотностью 1,12 г/см3 и с водоотдачей 20—25 см3 добавляются две части технической воды. Но при этом резко возрастает водоотдача раствора — до 40 см3. Устранение этого недостатка достигается путем добавки 20—30 кг полиакрил-амида (К-4) на 1 м3 малоглинистого раствора. Водоотдача такого раствора снижается до 10 см3. При низкой водоотдаче промывочного раствора на стенках скважины образуется тонкая (0,5— 1 мм) глинистая корка, которая препятствует проникновению глинистого раствора в рудное тело (при использовании нормальных растворов толщина корки равна нескольким миллиметрам). В результате время на промывку скважин сокращается в несколько раз. Низкая плотность малоглинистого раствора также способствует уменьшению кольматации рудных тел. Недостатком реа-

гента К-4 является его высокая стоимость. В последние годы начат промышленный выпуск полимерного реагента К-9, который по своим технологическим показателям почти не уступает К-4, но имеет более низкую стоимость. Широкое применение реагента К-9 позволит полностью отказаться от глинистых растворов и перейти на бурение с применением водных суспензий с низким содержанием глинистых фракций.

Уменьшение удельного веса глинистого раствора достигается также его аэрацией омыленными ВЖС (кубовые остатки высокомолекулярных жирных спиртов). ВЖС — это поверхностно-активное вещество. Добавление 5—6 л ВЖС на 1 м3 раствора при интенсивном перемешивании последнего в течение 5—10 мин вызывает уменьшение плотности раствора с 1,2 до 1,0—1,1 г/см3. На одном из предприятий ПВ приемистость скважин, пробуренных с применением аэрированного раствора, возросла в 2,7 раза по сравнению со скважинами, пробуренными с применением обыкновенного глинистого раствора. Внедрение в практику бурения скважин на предприятиях ПВ станка СБШ-320ПВ, оснащенного мощными компрессорами, позволит широко применять и другие виды промывки. В частности, бурение с применением воздушно-водяной смеси позволяет ожидать увеличения механической скорости бурения более чем в 2 раза. Такое бурение особенно эффективно в зонах легко размываемых пород, в зонах интенсивного поглощения промывочной жидкости и в районах с острым недостатком воды.

При вскрытии продуктивного горизонта с применением воздушно-водяной смеси ее давление в скважине будет значительно меньше гидростатического давления в рудном теле, в результате чего в период бурения по рудному телу не будет происходить его кольматация. Кроме того, поскольку давление в пласте Рпл будет больше, чем гидростатическое Ртх в скважине, под действием разности давлений Р\ = Ри*—Рг.с в скважину при бурении будетпоступать вода из продуктивного горизонта, т. е. операции проходки и освоения совмещаются.

Одним из основных параметров технологии бурения с применением воздушно-водяной смеси является скорость восходящего потока в затрубном пространстве. При глубоком бурении оптимальная скорость воздушного потока составляет 16—20 м/с. В зависимости от скорости потока, конструкции скважины и применяемых бурильных труб определяются необходимое давление и расход воздуха.

Бурение с продувкой осуществляется без осложнений до стати-ческого уровня водоносного горизонта. На большой глубине возможно явление сальникообразования. С целью предупрежденияего возникновения в воздушно-водяную смесь целесообразно добавить 50%ного раствора поверхностно-активного

а ОП10

• п,,Бупреше с подачей аэрированной жидкости от насосного и компрессорного блоков станка СБШ-320ПВ целесообразно прово-JIrhmu" вскрытии сносных горизонтов, представленных устойчивыми, проницаемыми породами, пластовый напор вод в которых

воТяет ЖиТИЧеСК0Г° ДЗВЛеНИЯ в скважине. Этот способ поз-воляет повысить качество вскрытия, общие техниче-
D36OT Т„пмеЛИ Проходки скважин и снизить стоимость буровыхснижается Л,™1"0' В СЛуЧЗе применения аэрированной жидкостиочистка повьтРгя°^аТИЧеСКОедавление на забой улучшается егоагента и мехя™ выносящая способность циркулирующего
агента и механическая скорость бурения
мывочные ж1Га3аТеЛЙ' характеризующих аэрированные про- Л '
является степень аэрации: а0 = QB/QX mV,
рхJ ж„.Кп03ДУХа ПРИ а™°сферном давлении", м3/мин; Для nnLuZ И ПРИ атмосФерном давлении, Мз/мин. собом мож! жидкостей.
аэрированных компрессорным
Г?П°ЛУЧаТЬ ЗНЗЧеНИЯ «о=5-5О. Расход жидкости и ретНЫМи ™рно-геологическими условия-
технол°гических скважин для ПВ пока-
водитТраздело коХДиНпГО " РУДН°Г° интеРвал°в следует про-с использование к°мбиниР0Ванным методом: до рудного тела-рудному теЛУ "с ППРОМЫВОЧНОЙ жидкости, а непосредственно по 22сн Дл"^ оУс^ес?вРле„еиНяеНИеМ В°ЗДуХа Или воздушно-водяной мом станке СБШ Ч20ПП ТаК0Й комбинаЦии на разрабатывае-прнменения промывочной Пре„ДУСМаТрИВаеТСЯ насосный блок для применения воздуха Возможны'^" «" компРессоРный блок для сочетания: аэрированная ж^о, бЫЛ° СКазано выше' И ДРУ ? кость (глинистыГрасТвор) и возлит!: В°ЗДУХ' пРомывочная ж№ Значительный LI!Г возДушно-водяная смесь.
ной проявкой в послеРе„еерпДСТаВЛЯеТ СП°С°б буРеНИЯ С ^е
в Советском Союче п™ Р МЯ нашеДший широкое применение
лей водоснабжения иРволопГЖеНИИ гиДРогеологических" (для це-
ожения и водопонижения) скважин Первые попытки
применить этот способ для целей ПВ урана не дали ожидаемых результатов. Сущность негативных результатов заключается в основном в том, что этот способ, как правило, применяется при бурении неглубоких (70—90 м) скважин в условиях довольно однородного разреза, представленного песчаными отложениями. Бурение технологических скважин для ПВ обычно производится по более сложному геологическому разрезу, в котором преобладают глинистые отложения значительной мощности, бурение по которым способом обратной промывки менее эффективно. Кроме того, бурение скважин диаметром менее 300—400 мм этим способом практически невозможно, а при подземном выщелачивании бурение скважин больших диаметров не всегда целесообразно. Вместе с тем, пока промышленностью серийно не выпускаются буровой снаряд и качественный породоразрушающий инструмент, который отвечал бы требованиям бурения с обратной промывкой в конкретных горно-геологических условиях ПВ. Возможно применение только серийно выпускаемого трехшарошечного долота в случае переоборудования его для обратной промывки. Поиски путей бурения скважин для ПВ способом обратной промывки следует продолжать,

поскольку его применение может дать заметный технико-экономический эффект.

Весьма перспективным для предотвращения кольматации рудных тел является применение в качестве промывочной жидкости раствора, приготовленного на основе отходов (шлама) конверторного производства металлургических комбинатов. Шлам конверторов— это тончайший порошок окисленного трехвалентного железа (Fe_2O_3). Приготовление из него раствора никаких затруднений не представляет. После окончания бурения с применением такого раствора продолжительная промывка скважины не требуется, поскольку закольматированная прифильтровая зона рудного тела в короткий отрезок времени промывается рабочими (кислы-мы) растворами, а окисленное железо способствует улучшению окислительно-восстановительной обстановки в рудном теле — повышению Eh. Проведенные промышленные опыты на двух предприятиях ПВ показали, что бурение скважин с применением такого раствора увеличивает приемистость и дебит технологических скважин в 2—3 раза по сравнению со скважинами, пробуренными с применением глинистых растворов. Получены хорошие результаты при вскрытии продуктивного горизонта промывочной жидкостью на основе технического крахмала.

4. ТЕХНОЛОГИЯ БУРЕНИЯ. КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИН

Разведочные скважины

Как указано в других разделах, разведочные скважины имеют относительно простую конструкцию. Бурение их, как правило, проводится одним диаметром — 95 или 112 мм — на всю глубину скважины. До продуктивного горизонта скважины бурятся обычно сплошным забоем. Продуктивный горизонт (или рудное тело) чаще проходится с отбором керна. Основным породоразрушающим инструментом при бурении сплошным забоем является пикобур. При отборе керна применяются ребристые коронки типа М-1. Для увеличения выхода керна проводят бурение с затиркой всухую укороченными рейсами, бурение с призабойной циркуляцией промывочной жидкости, ограниченной объемом колонковой трубы, бурение двойными колонковыми трубами. Технологические параметры бурения уточняются для каждого месторождения (или части его) в процессе опытных работ. Все разведочные скважины, если они не будут в дальнейшем использованы для технологических целей, подлежат обязательной ликвидации заливкой их цементным раствором или отработанным густым глинистым раствором.

Эффективность ликвидационного тампонажа последним способом доказана опытными работами. Такой тампонаж особенно эффективен при добавлении в раствор коагулянтов (полиакрил-амида).

Эксплуатационно-технологические скважины

Конструкции скважин этой группы отличаются многообразием. Некоторые применяемые конструкции закачных и откачных скважин показаны на рис. 7.2.

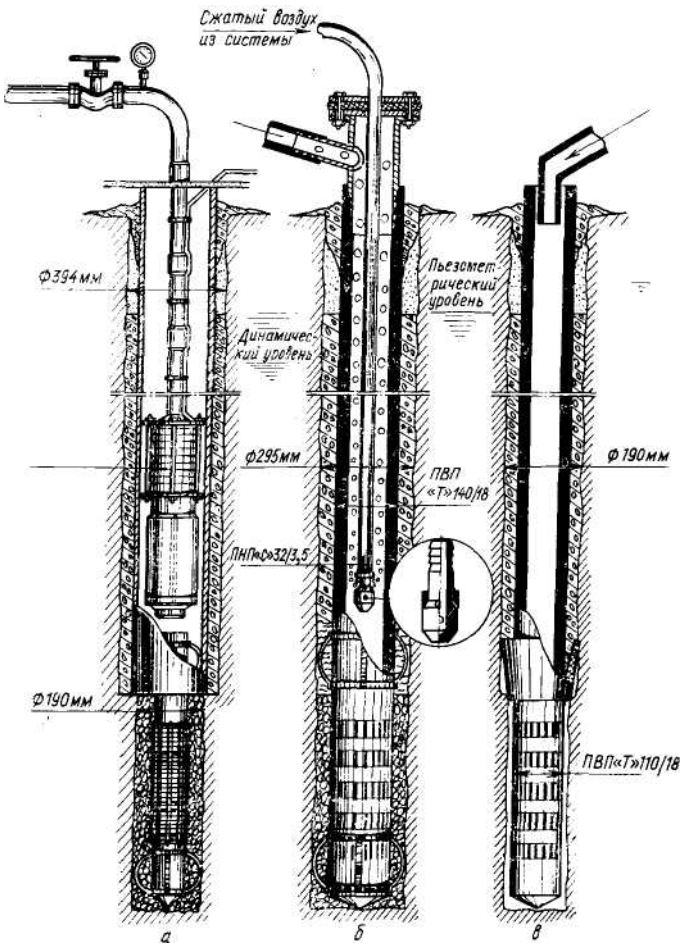


Рис. 7.2. Конструкции технологических скважин: а-откачная насосная; б - откачная эрлифтная; s – закачная

Технологические скважины бурятся или одним диаметром на полную глубину, или двумя, когда в интервале верхнего водоупора продуктивного горизонта меняют диаметр на меньший. Диаметр определяется назначением скважины, применяемыми средствами растворопоДъема и материалом обсадной колонны. Наименьший диаметр имеют закачные скважины (90—161 мм), если они не будут использоваться в период эксплуатации как откачные. В практике предприятий ПВ диаметр закачных скважин часто равен диаметру откачных. При небольшой глубине залегания месторождений (до 120—150 м) скважины обсаживаются полиэтиленовыми трубами с нормальной толщиной стенки (10—12 мм). При больших глубинах нашли практическое применение трубы с толщиной стенки 18 мм. В связи с этим и для повышения приемистости закачных и дебита откачных скважин, а также в связи с применением погружных электрических насосов диаметром 143 мм

диаметр бурения технологических скважин увеличен до 295—394 мм. Размеры последнего диаметра (394 мм) определяются конструкцией фильтра и, в частности, применением гравийно-засыпного фильтра. Толщина гравийной засыпки фильтра должна быть не менее 60—80 мм по окружности. При таком зазоре между диаметром скважины и наружным диаметром фильтра (обсадной трубы) обеспечивается более надежная доставка гравия в фильтровую зону. Кроме того, такой зазор позволяет спускать буровой снаряд диаметром 42 или 50 мм в затрубноепространство для транспортирования по нему гравия или для выполнения контрольных функций.

Уже указывалось на то, что скважина-это основное звено в технологической схеме ПВ. В свою очередь, фильтр является основным элементом скважины, во многом определяющим техническое состояние скважин и, следовательно, технологию всего процесса подземного выщелачивания. Вопросам разработки конструкции фильтров их монтажа в скважинах и эксплуатации уделяется особое внимание. Этим и можно объяснить довольно большое разнообразие конструкций фильтров, применяемых при подземном выщелачивании, а также способов их установки и эксплуатации. На первых этапах разработки и внедрения метода ПВ применялись в основном щелевые фильтры с вертикальным или горизонтальным расположением щелей, которые изготавливались непосредственно на предприятиях ПВ из полиэтиленовых труб. Ширина щелей обычно не превышает 1 мм. Нарезаются щели на теле трубы фрезерованием. Конструкции указанных фильтров показаны на рис. 7.3.

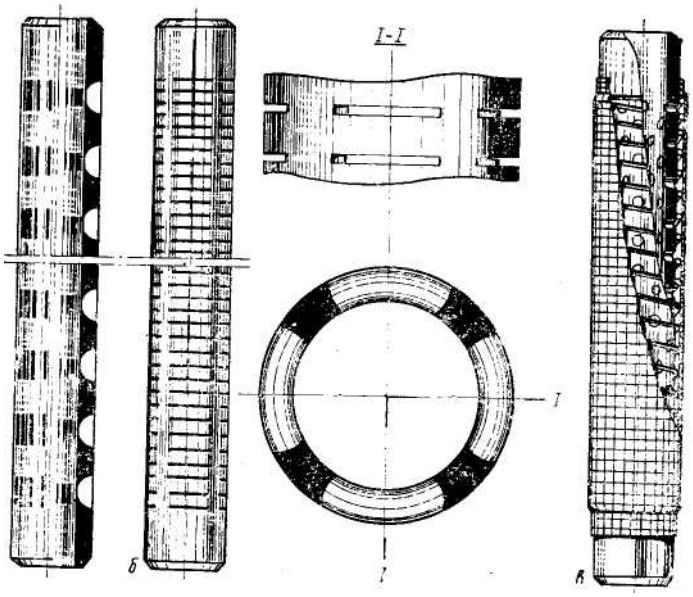


Рис. 7.3. Конструкции фильтров технологических скважин из полиэтилена ПВП «Т»:

арезкой; в — дырча-

а — щелевой с вертикальной нарезкой; б — щелевой с горизонтальной н

И до настоящего времени щелевые фильтры являются основным типом, применяемым на предприятиях ПВ.

Применительно к условиям и параметрам подземного выщелачивания были доработаны и прошли испытания в промышленных условиях конструкции фильтров с гравийной засыпкой из зерен полиэтилена ПВП «Т», каркасного типа и щелевой (рис. 7.4), тарельчатый и дисковый, изготовленные из полиэтилена (рис. 7.5).

Основными недостатками щелевых фильтров, изготовленных на предприятиях ПВ, являются низкая его скважинность и нарушение целостности тела фильтров, особенно при вертикальном расположении щелей, в результате значительного горного давления при глубинах скважин 150 м и больше. 152

Практика применения дисковых фильтров позволяет оценить их как наиболее отвечающие требованиям, предъявляемым к технологическим скважинам. Дисковые фильтры можно надежно эксплуатировать без гравийной обсыпки. Последнее обстоятельство позволяет уменьшать диаметр скважины. Однако гравнйно-засыпные фильтры все же обладают существенными преимуществами перед фильтрами других конструкций: стабильностью работы, более высокими показателями приемистости закачных и дебита откачных скважин (табл. 7.3).

Для технического состояния скважин существенное значение имеет последовательность выполнения операций при бурении н оборудовании скважин." Рекомендуется следующий порядок: бурение, промывка чистым раствором, шаблонирование, обсадка, включая установку фильтра, промывка с засыпкой гравия в затрубное пространство в восходящей струе промывочной жидкости, проверка положения гравийной

ней изолирующей подушки из глинистого материала, цементация затрубного пространства через бурильные трубы диаметром 50 мм или через заливочные трубки, которые крепятся к обсадной колонне во время ее спуска. При сооружении скважин, пробуренных одним диаметром, для увеличения толщины гравийной засыпки возможна установка фильтра впотай. При этом скважина бурится на полную глубину, обсаживается экс-

ш

засыпки, создание над последней изолирующей подушки из глинистого материала, цементация затрубного пространства через бурильные трубы диаметром 50 мм или через заливочные трубки, которые крепятся к обсадной колонне во время ее спуска. При сооружении скважин, пробуренных одним диаметром, для увеличения толщины гравийной засыпки возможна установка фильтра впотай. При этом скважина бурится на полную глубину, обсаживается экс плуатационной колонной до верхнего водоупора (колонна находится в подвешенном состоянии), проводится спуск фильтровой колонны с пакерующим элементом, затем выполняются намывка гравийной зоны фильтра и его изоляция и только после этого цементируется

затрубное пространство. После цементирования должны быть выполнены геофизические замеры определения целостности обсадной колонны (электрокаротаж) и качества цементации (термометрия). Геофизические измерения следует проводить и после промывки скважины, перед обсадкой; они позволяют уточнить интервал установки фильтра (гамма-каротаж) и количество гравия, необходимое для засыпки (кавернометрия).

В последнее время в практике сооружения скважин фильтр устанавливается не на всю мощность продуктивного водоносного горизонта, а только на участке рудного тела. При таком способе установки фильтра затрубное пространство необходимо изолировать непосредственно над фильтром. Наиболее надежной изоляцией является глинистая подушка, сооружаемая над гравийной засыпкой. Установка изолирующей манжеты наиболее целесообразна в скважинах ступенчатой конструкции вблизи верхней границы рудного тела. Цементация затрубного пространства в скважинах ступенчатой конструкции первоначально производилась через специальное цементировочное устройство и буровой снаряд диаметром - диаметром 42 или 50 мм, который опускали внутрь обсадной колонны. В последнее время широкое применение нашел способ цементирования через специальные цементировочные трубки, присоединяе- мые к внешней стороне обсадной колонны во время ее спуска. На одном предприятии ПВ с глубокозалегающими рудными телами (более 300 м), где интенсивно проявляется горное давление разрушающее полиэтиленовые трубы со стенками толщиной 18—25 мм и где необходимо весьма тщательное выполнение затрубной изоляции вышележащих водоносных горизонтов от продуктивного для обсадки применяются стандартные стальные трубы (ГОСТ 632—64). Вначале скважину бурят до рудного тела и крепят указанными стальными трубами с цементацией затрубного пространства. После выполнения этих работ бурят скважины по рудному интервалу, спускают фильтр (усиленной конструкции и обсадную колонну из полиэтиленовых труб с нормальной толщиной стенки (10-12 мм). На обсадной колонне выше фильтра устанавливается сальник, изолирующий стальные трубы от кислых вод продуктивного горизонта. Рабочие, или продуктивньш ра,створы транспортируются по полиэтиленовым трубам, "тмтм на Нужный диаметр, несколько меньший, чем внутренний Диаметр обсадных стальных труб, которые принимают на себя всю.силу горного давления. В межтрубное пространство постоянно подается обычная техническая вода (в небольшом количестве) ^орая противодействует давлению, создаваемому ВНУТР* "Х труб. Уже имеется положительный опыт эксплУ^\^^2ю этой конструкции. Особенно упрощается операция по проведению ремонта фильтровой части скважины.

S. КОНСТРУКЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ОБОРУДОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

Поскольку тмтмтмтм^тмтм^Ттмz "

■лять работники научно-исследовательские .н-^^ ^^ ственных организации

вопросам соверше ю новых
нологии сооружения «важин разработке /фнльтров.
конструкционных материалов для обсадные p v применение
В практике предприятии ПВя ^"Ch° является доминнрую-раствора серной кислоты как растворителя (в вы_
щим. Это обстоятельство вызывает мятепНатов для обсадных боре и применении конструкционных материалов колонн „ фильтров «важин пОверхностньЬть1РающРх установок>
логических РаствоРов'^""?Р"ния приборов измерения и конт- растворопоДъемного оборудования Р ^ следует отметить, роля и другого оборудования, о <-в пв применением би-
что разработка и внедрение техно™or™ ^ перечислениое
карбонатного растворителя позволя н неантикоррОзионном ис-оборудование и материалы 11 ооь _,применения бикарбо-
полнении. Технико-экономический эффект u v натного растворителя очевиден.

Таблица 7.3
Таблица изменения дебита технологических скважин, оборудованных фильтрами различных типов

Тип фильтра	Средние дебиты скважин, за	
	откач ных	закач ных
Дырчатый Щелевой Тарельчаты й Гравийно-обсыпной	4 7— 20 4.5— 10 15— 18	3— 2,5 3,5— 4,5 1,5— 1,8 15— 18

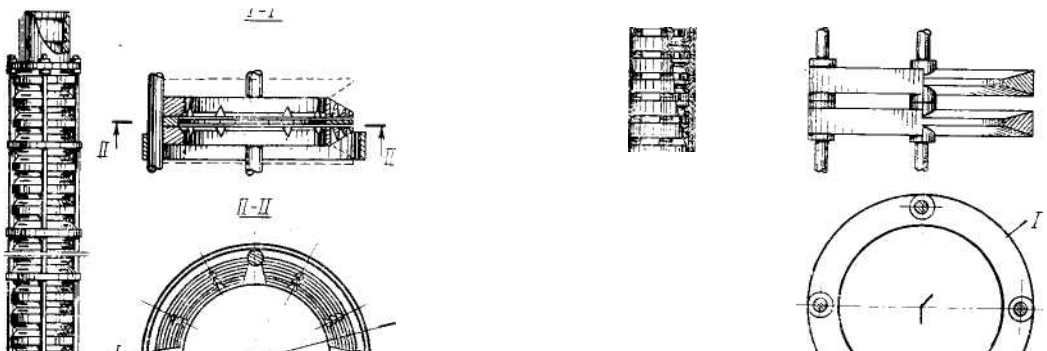


Рис. 7.5. Конструкции фильтров технологических скважин:
а — тарельчатый; б — дисковый

Основные требования к обсадным трубам

В связи с применением сернокислотного растворителя трубы, используемые для оборудования скважин на предприятиях ПВ, должны удовлетворять следующим основным требованиям:

1.обладать высокой коррозионной устойчивостью к слабым растворам кислот;
2.иметь необходимую прочность (при внутренних и внешнихнагрузках) для оборудования скважин глубиной до 500—600 м;
3.допускать возможность повторного (или многократного) использования;
4.соединения отдельных труб или плетей должны выполнятьсяв минимальное время при сохранении герметичности в местах соединения;
серийно изготавливаться в промышленных масштабах;
5.иметь невысокую стоимость.

Всесторонне изучалась и оценивалась возможность использования в качестве обсадных следующих видов труб: пластмассовых, полиэтиленовых (ПВП, ПНП), полипропиленовых (ПП), поли-виннлхлоридных (ПВХ), винипластовых (ВП); металлических — из нержавеющей стали, биметаллических, из рядовой стали с внутренним антикоррозионным покрытием; стеклопластиковых, в том числе бипластмассовых; фанерных; асбоцементных; металлопла-стовых — полиэтилена, армированного металлической сеткой. После всесторонних испытаний в лабораторных и промышленных условиях наибольшее распространение получили полиэтиленовые трубы низкой и высокой плотности (ПНП и ПВП). Для оборудования глубоких скважин (более 250—300 м) в промышленных условиях были испытаны трубы из нержавеющей стали марки Х18Н10Т (ГОСТ 9262—74). Но антикоррозионная устойчивость их оказалась не очень высокой при большой стоимости.
Полиэтиленовые трубы, выпускаемые по ГОСТ 18599—73 и ведомственным нормалям ВТУ 95—333—75, в настоящее время в большей мере отвечают основным требованиям, приведенным выше. Полиэтиленовые трубы

изготавливаются четырех типов — легкого (Л), среднелегкого (СЛ), среднего (С),тяжелого (Т) —из ■полиэтилена высокой и низкой плотности. Из ПВП изготавливается большая номенклатура обсадных труб диаметром до 630 мм. Из ПНП обычно изготавливаются трубы диаметром до 160 мм. По ВТУ 95-333—75, с учетом требований подземного выщелачивания, обусловленных геологическими и гидрогеологическими условиями месторождений, глубины их залегания и типа растворо-подъемного оборудования выпускаются трубы сверхтяжелого типа (СТ) из ПВП диаметром ПО, 140, 160 и 210 мм и толщиной стенки 18 мм.

Соединение полиэтиленовых труб при оборудовании скважин ПВ является ответственной операцией, во многом определяющей техническое состояние технологических скважин. В практике предприятий ПВ нашли применение такие способы соединения обсадных полиэтиленовых труб, как сварка встык и резьбовое соединение.

Рассматривая сварку, следует отметить, что представление о простоте этой операции для скважин ПВ является ошибочным. Трубы, выпущенные из материала даже одной партии, могут иметь различную способность к свариванию, что определяется полидисперсностью макромолекулярной системы полимера, его структурным состоянием, наполнителями, стабилизаторами и т. п. Несущая способность сварного соединения определяется технологической прочностью, и она может быть резко снижена в результате образования при сварке «горячих» и «холодных» трещин, структурных изменений или вследствие нарушения технологических параметров режима сварки, что имеет место при ручной сварке в полевых условиях и подтверждено многими фактами нарушения герметичности сварных швов на предприятиях ПВ..

Для повышения качества сварных соединений полиэтиленовых труб и механизации сварочных работ создано специальное сварочное оборудование УСВТ-2 и УСГТ-2, обеспечивающее строго регу-» лируемые параметры режима сварки (температуру, давление, скорость осадки и др.). Узлы подвижного и неподвижного зажимов, блоки питания, торцовочные приспособления установок УСВТ-2 и УСГТ-2 приняты однотипными, что позволяет использовать обе установки (при небольшой модернизации) и для сварки горизонтальных трубопроводов.

Разработана система консольного крепления сварочной установки к мачте бурового агрегата.

В связи с широким внедрением на предприятиях ПВ полиэтиленовых труб типа СТ с толщиной стенки 18—25 мм для оборудования скважин глубиной 200—350 м стало применяться их резьбовое соединение. Некоторые специалисты (К. И. Зайцев и др., 1974 г.) считают, что «непосредственное нарезание резьбы на трубах не рекомендуется, так как резьба делает стык негерметичным, ослабляет сечение трубы и способствует концентрации напряжений». Наряду с этим такие организации, как Промбурвод, Укрсовхозспецстрой и др применяют резьбовые соединения полиэтиленовых труб даже при 'толщине стенки 12,8 мм (например, для труб диаметром 225 мм)

Учитывая определенные положительные свойства резьбовых соединений, ряд производственых предприятий и исследовательских организаций разработали и испытали в лабораторных (на стендах) и производственных условиях несколько типов резьбовых соединений: резьбы, нарезанные по телу трубы трубонарезным станком для соединения муфтового и труба в трубу; резьбы, отливаемые из полиэтилена в форме и сплавляемые с концами труб.

При выборе типа и конструкции соединения исходили из следующих основных требований:

1) конструкция и материал соединения должны быть не менее Устойчивыми чем тело трубы, к воздействию осевых нагрузок, внутреннего и наружного давления при сохранении герметичности;

2) качественные и технологические показатели соединения недолжны снижаться при температуре от —30 до +60° С;

3) соединение должно быть коррозионно-стойким к 5—10%-ным растворам серной кислоты и концентрированной соляной кислоте;

4) время на сборку (монтаж) должно быть минимальным. Было изготовлено значительное число полиэтиленовых труб с резьбовыми соединениями, которые в настоящее время проходят промышленные испытания на предприятиях ПВ. Разработаны конструкции и в 1976—1977 гг. изготовлены первые тысячи метров полиэтиленовых труб, армированных металлической сеткой. Эти трубы в настоящее время проходят испытания в производственных условиях предприятий. По мнению разработчиков и производственников, полиэтиленовые трубы, армированные внутри металлической сеткой, могут быть с успехом использованы для глубоких скважин предприятий ПВ.

6. ОБОРУДОВАНИЕ И СРЕДСТВА ПОДЪЕМА РАСТВОРОВ

Оборудование, применяемое для откачки продуктивных растворов, является важной составляющей эффективности метода ПВ. До последнего времени основным оборудованием, обеспечивающим подъем продуктивных растворов из откачных скважин, были эрлифты. Широкое их применение в первый период внедрения метода ПВ объясняется простотой конструкции, надежностью в работе и отсутствием погружных насосов в антикоррозионном исполнении. Конструкции эрлифтных установок описаны в специальной литературе, а некоторые особенности их эксплуатации при ПВ приведены в гл. 4 настоящей книги. У этого оборудования есть серьезные недостатки:

высокий расход энергии (сжатого воздуха) вследствие низкого их КПД (не более 10%);

необходимость сооружения мощных компрессорных станцийи протяженных воздухопроводов;

подъем растворов в импульсном режиме, что отрицательносказывается на техническом состоянии скважин и, в частности, на фильтровой их части.

В связи с этим в 1971 —1976 гг. были проведены большие работы по

созданию и изготовлению погружных скважиннных насосов в коррозионно-стойком исполнении. Были разработаны конструкции, изготовлено, испытано в производственных условиях и принято к серийному производству несколько типоразмеров погружных скважинных электрических насосов:

1) УЭЦНК4-100-80 и УЭЦНК-160-80 (диаметр 93 мм, производительность 100 и 160 м3/сут или 4 и 6 м3/ч и напор 80 и 100 мсоответственно);

2) УЭЦНК6-360-150 (диаметр 143 мм, производительность15 м3/ч и напор 150 м).

Эти насосы имеют КПД 36—37% и могут откачивать из скважин продуктивные растворы, содержащие до 10% серной кислоты и 0,1 г/л механических примесей.

Проходят промышленные испытания погружные электрические насосы ЭЦВ6-25-140ХГ производительностью 25 м3/ч и напором 140 м конструкции производственного объединения «Молдавгидромаш».

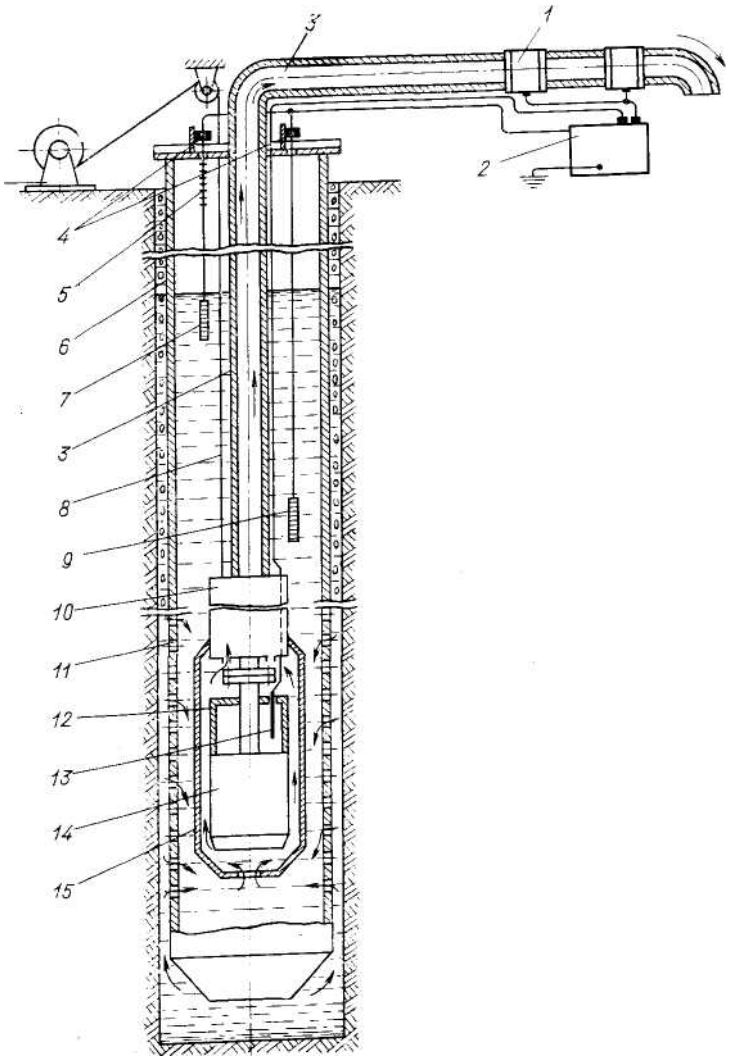


Рис 7.6. Схема установки УЭЦНК4-100-80: 1 — датчик протока; 2— станция управления; 3 — труба водоподъемная ПВП 40Х3.7; 4 — стойка с регулировочными винтами: 5 — мерные метки на кабеле; 6— обсадная труба ПВП 140Х12.0; 7—электрод верхнего уровня; 8 —трос (нержавеющая сталь). rf=7.14 мм; 9 — электрод нижнего уровня: 10 — насос; II — фильтр

скважины; 12 — компенсационный стакан электродвигателя; 13 — электрод контроля защитной жидкости: 14—электродвигатель: 15 — направляющий стакан (кожух) электродвигателя.

При эксплуатации насосы УЭЦНК4-100-80 и УЭЦНК4-160-80 зарекомендовали себя с положительной стороны. Средняя нара■ботка составляет 9 тыс. ч, максимальная достигает 15—16 тыс. ч. В 1,5—2 раза возрастает дебит откачных скважин. По сравнению с эрлифтами расход электроэнергии снижен в 4—6 раз, а экономический эффект выражается суммою 1350 руб/год на один насос. Кроме того, насосы облегчают автоматизацию процесса подъема растворов и устраняют распыление их на устьях откачных скважин. В зимних условиях, когда нередки случаи перемерзаний воздухопроводов, насосы создают условия для бесперебойной работы объектов ПВ. Применение погружных насосов открывает перспективы значительного повышения дебита откачных скважин, что является одним из главных направлений дальнейшего совершенствования метода ПВ. Применение погружных насосов приводит к улучшению технического состояния скважин при их сооружении и эксплуатации. На рис. 7.6 приведена монтажная схема установки УЭЦНК4-100-80.
Следует отметить, что конструкторские организации продолжают работать над дальнейшим совершенствованием погружных электрических насосов.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ УРАНА ИЗ РАСТВОРОВ НА НАЗЕМНЫХ И ВНУТРИШАХТНЫХ СОРБЦИОННЫХ УСТАНОВКАХ УЧАСТКОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1. ИОННОЕ СОСТОЯНИЕ УРАНА В ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРАХ

Продуктивный раствор после подземного или кучного выщелачивания содержит шестивалентный уран. Современная теория предусматривает существование ряда взаимосвязанных аква- и ацидокомплексов, пространственное расположение лигандов в которых предопределяет эффективность процессов сорбции, элюирования или экстракции [43, 68]. Методами спектрофотометрий, ионного обмена и экстракций определен состав различных комплексных ионов для шестивалентного урана и рассчитаны константы образования этих ионов, которые с учетом точности определения различными методами составляют: К1=5,О—-6,5 для катионов уранила, К2=50—-96 для нейтральной молекулы уранилсульфата, К3 =350+900 для аниона уранилдисульфата и К4=2500 для аниона уранилтрисульфата.
Соотношение простых и комплексных ионов урана в сульфатных растворах изменяется в зависимости от избыточной кислотности раствора, содержания в нем сульфат-ионов в концентрации урана (рис. 8.1). Наличие динамического равновесия между ионными формами урана в сернокислых

растворах позволяет извлекать его как анионитами, так и катионитами, Сдвигая равновесие в сторону сорбируемого иона. При pH раствора выше 2,5 проявляется полимеризация ионов уранила [35, 131], вследствие чего комплексный уранилсульфатный ион принимает вид 1.1205(504)3. Последнее способствует весьма значительному повышению емкости анионитов.

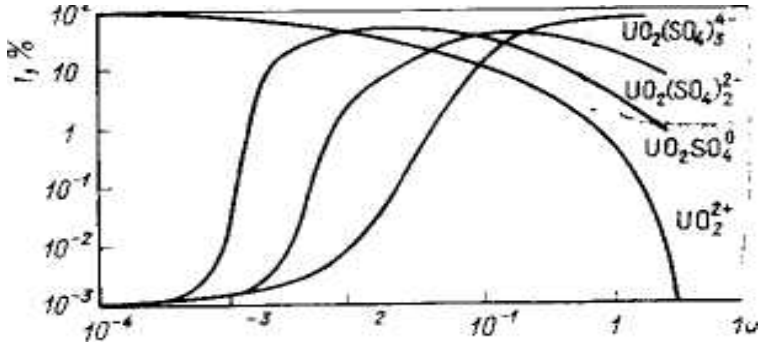


Рис. 8.1. Ионный состав соединений урана в сернокислых растворах при различной концентрации H_2SO_4

ионов уранила [35, 131], вследствие чего комплексный уранил-сульфатный ион принимает вид $U_2O_5(SO_4)_3$. Последнее способствует весьма значительному повышению емкости анионитов.

2. СОПУТСТВУЮЩИЕ УРАНУ ПРИМЕСИ

При выщелачивании урана серной кислотой наблюдается частичное растворение многих компонентов рудовмещающих пород (табл. 8.1), из-за чего много примесей попадает в продуктивный раствор вместе с ураном.

Таблица 8.1

Эффективность растворения основных компонентов руды в серной кислоте [35, 43, 57]

Реакция	Извлраствор.	Концентрац компонента в растворе,
H2SO4 nSiO2+nH2O ■ - (H2Si03)n	1	0,1—0,5 (SiO2)
CaSiO3-f-HaSO4 -		
A12O3+3H2SO4-	3—5	1-12
Fe2O3+3H2S04-	5-8	3-7^0)
FeO+H2SO4^ FeSO4+H2O	40—	0,5— 3,0
FeCO3+H2SO4 -	80—	0.2—
CaCO3+H2SO4 -*CaSO4+H2O	80—	1 5—
MgCO3+H2SO4 -	88—	0,5—3,0
H2SO4	60—	0,05—1,0

K.O.V Or-UO,-nH,0+H2S04-*	92—	0,5—5,0
- (VO2)3SO4+KaSO4+(n-r-		
CuO+H2SO4^CuSO4+HaO	30—	0.1—1.0
Ca3 (PO4)2+3H2SO4-	70—	0.2-1.4
Ca6F(PO4)3+5H2S04-		
.5CaS04+3H3PO4+HF		

В связи с наличием в руде определенного количества четырехвалентного урана для его окисления в растворы вводят окислители, среди которых для случая ПВ применяют трехвалентное железо, хлорат натрия или калия и некоторые другие [35, 43, 57, 68, 131]. Добавка окислителя для руд с повышенным содержанием четырехвалентного урана не всегда обязательна. Это относится, например, к рудам с урановой минерализацией, приуроченной к углистому веществу. Кроме того, в случае выщелачивания урана растворами с повышенным содержанием серной кислоты наблюдается достаточно высокое содержание трехвалентного железа, обеспечивающего поддержание окислительно-восстановительного потенциала в пределах 400—550 мВ. При этом в процессе многократной циркуляции сернокислых растворов между наземным и подземным комплексами наблюдается постепенное увеличение содержания трехвалентного железа до необходимого уровня. Введение окислителей в выщелачивающий раствор, повышая извлечение урана, в то же время увеличивает загрязнение продуктивных , / растворов сопутствующими примесями. Из-за этого при нейтрали-\/ зации растворов аммиаком до pH = 7-ь8 получают весьма грязные химические концентраты с содержанием урана 2—4%. Поэтому для извлечения урана из бедных продуктивных растворов после подземного или кучного выщелачивания повсеместно применяют сорбционные процессы с использованием сильноосновных анионитов [28, 124, 142, 143, 146, 149, 152, 154, 161].

При сорбционном извлечении урана на анионитах сопуствую-щие ему примеси ведут себя неодинаково. Так, катионы щелочных и щелочноземельных металлов, а также ионы двухвалентной меди, железа, кобальта и марганца не сорбируются и являются балластными примесями. Ряд анионов, напротив, хорошо сорбируется на анионитах, составляя конкуренцию извлекаемым ионам урана. К ним относятся анионы сульфата, нитрата, хлорида, фторида и фосфата. Эти анионы относят к разряду депрессирующих примесей. И, наконец, существуют ионы с повышенным сродством к сильноосновным анионитам, которые, накапливаясь со временем в анионитах, отравляют их, т. е. лишают их способности поглощать полезные компоненты, в частности уран. В связи с этим недопустимо появление в продуктивных растворах после ПВ нитрат-ионов : в количествах более 0,1 мг-экв/л, а хлорид- и фосфат-анионов — более 0,2 и 0,4 мг-экв/л соответственно. Следует особо обратить внимание на сильно выраженное депрессирующее влияние сульфат-ионов, поскольку

при многократном оборачивании сернокислых растворов в цикле наземной переработки и ПВ наблюдается их накопление (до 50—100 г/л) в зависимости от содержания в перерабатываемых рудах компонентов, образующих растворимые сульфатные соли, например щелочных металлов, магния, алюминия, железа, марганца и других примесей. Высокую депрессирую-щую роль анионов сульфата можно подтвердить значениями весовых коэффициентов распределения урана при его сорбции из сульфатных растворов на сильноосновном анионите стиролдиви-
типа, например Дауэкс-1 (рис. 8.2), где отчетливо проявляется снижение этого коэффициента от 5-Ю5 в десятки и сотни раз при повышении моляльности равновесного раствора от 0,1 до 1 и 5М.

Рис. 8.2. Зависимость сорбционной емкости но урану для силыюосноВ-ного анионита стиролди-винилбензолыюго типа от концентрации деирес-сирующего иона

Обычно такие высокие содержания солей поддерживают в элюирующих растворах для улучшения процесса десорбции урана с анионитов. Поэтому такие количества сульфатных солей недопустимы для перерабатываемых с помощью анионитов продуктивных растворов. Избыточное количество накопившихся солей выводят из процесса.

3. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ СТАТИКИ СОРБЦИИ УРАНА ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ

Максимальное поглощение уранилсульфатных комплексов на стиролдивинилбензольных анионитах триметиламмониевого типа наблюдается в области pH = 2,0ч-3^5 (рис. 8.3). При избыточной кислотности продуктивных растворов, равной 5—10 г/л, коэффициенты распределения этих комплексов в 20—100 раз меньше, что все же представляется практически приемлемым, и, как видно из рис. 8.3, при равновесной концентрации урана 1 г/л можно обеспечить насыщение анионитов до емкости 30—70 мг U3O8 на 1 мл сорбента. В области высокой избыточной кислотности сернокислых растворов емкость анионита и коэффициенты распределения незначительны, поэтому растворы 10— 15%-ной серной кислоты часто используют для десорбции урана.

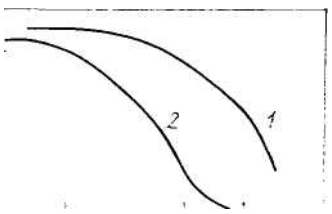


Рис. 8.3. Предельные коэффициенты распределения различных комплексов шестивалентного урана при его сорбции стиролдивинилбензольными анионитами

Дауэкс-1 . (/) и Дауэкс-2 (2) (Сн— концентрация кислоты в растворе, моль/л)

На рис. 8.2 совмещены кривые зависимости предельных коэффициентов распределения уранильных комплексов для других минеральных кислот. Они показывают, что хлоридные и нитратные комплексы урана поглощаются только в области концентрированных растворов. Поэтому в качестве элюентов эти кислоты используют в области умеренных концентраций. Фторнд-ные комплексы урана сорбируются на этих анионитах хорошо. Они усиливают поглощение урана из растворов с повышенной кислотностью, например при содержании серной кислоты 20—40 г/л.

В продуктивных растворах ПВ концентрация урана может изменяться в широких пределах. Обобщая данные различных исследователей по изотермам сорбции урана при pH = 1,0-^2,0, можно отметить выпуклый характер изотерм, подчинение их уравнению Фрейндлиха, что предопределяет небольшое число теоретических тарелок, .необходимых для полного извлечения урана^ а также свидетельствует о возможности насыщения анионитов триметиламмо-ниевого типа до емкости по U3Os, равной 8—15 мг/мл сорбента. В реальных условиях это значение будет изменяться в зависимости от количества балластных, депрессирующих и стимулирующих примесей (табл. 8.2).

4. КИНЕТИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ СОРБЦИИ УРАНА ИЗ РАСТВОРОВ С НИЗКОЙ ЕГО КОНЦЕНТРАЦИЕЙ

В процессе ионного обмена можно выделить несколько разделенных во времени и пространстве последовательных стадий:

1. диффузию поглощенного иона через пограничную пленку;
2. перемещение поглощаемого иона от поверхности гранулысорбента или ионита к любой точке внутри ее объема;
3. ионообменное или сорбционное взаимодействие;
4. отвод вытесненного иона от места обмена к поверхностигранулы сорбента или ионита;
5. диффузию вытесненного иона через пограничную пленку. Первая и последняя стадии процесса характеризуют массопе-ренос, вторая и четвертая — массопередачу и третья — химический процесс. Совокупное рассмотрение всех стадий ионного обмена осуществить трудно. Поэтому прибегают к упрощениям, используя известный принцип лимитирующей стадии, согласно которому скорость процесса лимитвруетс.я, например,, химическим взаимодействием (третья стадия). Конвективный перенос ионов вблизи поверхности гранулы ионита или сорбента затруднен из-за наличия пленки неподвижной жидкости у границы с твердым телом, существенно замедляющей процесс. Еще медленнее идет процесс диффузии в пористом твердом теле и тем более в сплошной твердой среде. Эксприментально показано, что коэффициент диффузии в гелевом ионите меньше, чем в

растворе, в 3—5 раз для одновалентных ионов, в 5—100 раз для двухвалентных ионов и в 10—100 раз для трехвалентных ионов. В связи с этим вопросы массопереноса вещества играют важную роль в кинетике ионного обмена [63, 123]. Теоретически можно выявить лимитирующую стадию кинетики* ионного обмена, рассчитав критерий полуобмена:

Крит. = (Da/Щ) (6/го)(5 + 2Kb),

где а и Ср — известные значения насыщения сорбента поглощаемым ионом и его равновесная концентрация в растворе, выраженные в мольных долях; вместо коэффициентов диффузии D и D можно поставить эффективные коэффициенты диффузии, если известны значения коэффициентов самодиффузии ионов; б — толщина пограничной пленки (10~2—10~3 см); г0 — радиус гранулы исследуемого ионита или сорбента; Kd — константа разделения ионов.

При критерии полуобмена меньше единицы имеет место пленочная кинетика, больше единицы — гелевая и в случае равенства единице — смешанная. Хорошим _способом_ распознавания лимитирующей стадии кинетики является прерывание контакта между раствором и ионитом. Если по истечении определенного времени соединить разделенные фазы раствора и ионита, то скорость обмена останется неизменной при пленочной кинетике и возрастет при гелевой кинетике. Это объясняется выравниванием градиента концентраций поглощаемого иона внутри гранулы ионита при гелевой кинетике в период отсутствия его контакта с раствором. В случае пленочной кинетики градиента концентрации внутри гранулы нет, поэтому прерывание процесса не влияет на его скорость.

Экспериментально показано, что пленочная кинетика лимитирует процесс для растворов с~ концентрацией 0,01 н. и менее, т. е. она характерна для последних ступеней сорбционного процесса, где обеспечивается полнота сорбционного извлечения ценного компонента. В связи с низкими концентрациями ценных компонентов в продуктивных растворах подземного и кучного выщелачивания пленочная кинетика преобладает при их сорбционной переработке. Поэтому уменьшение толщины пограничной пленки вокруг гранулы сорбента, обычно колеблющейся в пределах 0,01 — 0,001 см, способами интенсификации ^гидродинамических режимов работы сорбционных аппаратов является актуальнейшей задачей.

Процессы массообмена с пленочной кинетикой подчиняются первому закону Фика:

dm^DS (dC/dX) dx=—DS (Co — Cp) dr.

Для сорбционного процесса dC/dX=C0—Cp. Подставляя значение S, выраженное через толщину поверхностной пленки, радиус гранулы г0 и дробленую суммарную поверхность точек соприкосновения фаз Ф, можно получить выражение для первого закона Фика применительно к сорбционному процессу:

dm da ЗОФ ir r . d-v dx r0o v

где 3£>Ф//"0 — скоростной коэффициент, Со—Ср — движущая сила

сорбционного процесса.
Скоростной коэффициент легко определить графически после построения графика пленочной кинетики в осях da/dt— (Со — Ср), как тангенс угла наклона полученной кривой.
При насыщении анионита крупные по размеру ионы уранил-сульфатных комплексов переходят из глубины раствора через пограничную пленку внутрь гранулы. На примере анионита Амбер-лит ИРА-400 в хлороформе изучена специфика кинетики сорбции этих ионов из растворов с содержанием 1 г/л изО8 и 5% сульфата магния L110J. Оказалось, что сорбция иона уранилтрисульфата практически полностью завершается в течение 100 мин при pH = = 1,86 и растягивается до 500 мин при pH = 3,6. Поглощение димеров уранилтрисульфата при pH = 4,4ч-4,9 растягивается до 10 000 мин из-за пространственных затруднений. Очевидно, такие ионы необходимо сорбировать на анионитах пористой структуры.
Более детально специфика кинетики поглощения уранилтри-сульфатного комплекса на триметиламмониевом анионите марки Дауэкс-1, аналоге анионита Амберлит ИРА-400, была изучена с применением радиоактивного изотопа 235U. Время полуобмена для гелевой кинетики рассчитывали по формуле т.,, = O,O3ro/Z>,
где Го — радиус гранулы анионита, а D — коэффициент самодиффузии.
Специфика кинетики изучена постепенным приближением к изотопному равновесию по программе, разработанной на основании известного закона Фика, для растворов с pH= 1,8-^2,0 и концентрацией урана 1 г/л. На основании прямой линии, характеризующей влияние крупности анионита на время полуобмена, рассчитана величина среднего коэффициента самодиффузии уранил-сульфатного комплекса, равная 1,76-10—9 см2/с, в то время как в тех же условиях коэффициент самодиффузии сульфат-ионов в этот анионит составил 2,48-10-7 см2/с С уменьшением крупности гранул анионита Дауэкс-1 Х8 от 1,5 до Г,0 и 0,8 мм коэффициент самодиффузии уранилсульфатного комплекса возрастает в 1,2 и 2,8 раза соответственно.

5. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДИНАМИКИ СОРБЦИОННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РАСТВОРОВ

Одной из актуальных задач при сорбционной переработке растворов является полнота извлечения ценного компонента при одно временном полном насыщении сорбента. Это достигается за счет многократного контакта одной и той же порции перерабатываемого раствора с различными порциями анионита с последовательно убывающим содержанием в нем сорбируемого компонента. Одна из первых конструкций сорбционных колонн была испытана русскими учеными Н. И. Заломановым и Н. С. Ивановым при изучении поглотительных свойств почвы еще в 1870—1880 гг., а в 1911 г. русский ученый М. И. Цвет основал новый раздел науки — хроматографию, опубликовав работу о сорбционном разделении растительных пигментов. С тех пор для нужд лабораторных исследований были созданы различные модификации сорбционных колонн с неподвижным слоем сорбента.

При фильтровании раствора через слой ионита в указанных колоннах наблюдается уменьшение концентрации полезного компонента. Слой ионита, при прохождении которого концентрация ценного компонента убывает от исходного значения до его сбросного содержания, по предложению Н. А. Шилова называют длиной работающего слоя и обозначают Zo. Математическое описание работающего слоя легко выводится из уравнения Фика и Нернста и в общем виде представляется уравнением Шилова:

где Ц7 — скорость фильтрования раствора; р* — кинетический коэффициент сорбции, равный DE/б- D — коэффициент диффузии в ионите; F — суммарная поверхность гранул ионита или сорбента; Со —исходная концентрация ценного компонента; С, —конечная концентрация ценного компонента; С —концентрация ценного компонента в пограничной пленке; б —толщина пограничной пленки, мм. ... ,

При низких концентрациях ценного компонента (менее 0,01 н.) преобладает пленочная кинетика поглощения. В этом случае поглощаемые ионы отводятся внутрь гранулы ионита или сорбента быстрее чем подводятся через пленку. Поэтому для условий сорбционной переработки бедных по содержанию продуктивных растворов подземного выщелачивания уравнение Шилова упрощают:

$$Zo = imiDF = niCJCJ.$$

После завершения формирования работающего слоя, или фронта сорбции, начинается его параллельное перемещение. Избыточная высота'слоя h обеспечивает длительную работу аппарата без изменения на его выходе концентрации ценного компонента в переработанных растворах. Поэтому в целом длина рабочего слоя сорбента Z слагается из длины работающего слоя Zo и избытка высоты слоя сорбента /г:

Коэффициент полезного действия единовременной ионита в этом случае характеризуется величиной tj:

Наибольшее значение КПД получают в аппаратах непрерывного действия.

Мерой оценки эффективности работающего слоя сорбента является число теоретических ступеней обмена N или единиц мас-сопереноса в этом слое или в расчете на 1 м слоя, а также высота теоретический тарелки ВЭТС, рассчитываемая классическим способом по уравнениям Майера, Ван Деемтера и др.

При заданных длине сорбционной колонки и концентрации ценного компонента в растворе на выходе из колонны время защитного действия 0 по Н. А. Шилову определяется формулой

где в — время защитного действия сорбционной колонны, k — коэффициент защитного действия работающего слоя сорбента, т—потеря времени защитного действия сорбционной колонны.

При ограниченной длине сорбционной колонны концентрация ценного компонента в растворе на выходе из слоя сорбента возрастает от заданного минимального значения до исходного, достигаемого при полном насыщении сорбента во всей колонне. Зависимость концентрации ценного компонента в выводном растворе от концентрации его в исходном, длины рабочего слоя

сорбента, скорости фильтрования раствора и кинетических особенностей процесса описывается формулой выходной кривой сорбции в уравнение работающего где р, Zo, W — показатели, входящие слоя сорбента.
Форма выходной кривой сорбции определяется рядом фнзико-химических характеристик сорбционного процесса и в первую очередь константой обмена. Так, например, при Коб— 1 в случае линейной изотермы сорбции получают симметричные кривые сорбции и десорбции; при /Соб>1 в случае выпуклой изотермы получают крутую выходную кривую сорбции и пологую для десорбции; при /fO6<l наблюдают пологую выходную кривую сорбция и крутую для случая десорбции.
Увеличение концентрации ценного компонента в выводном растворе происходит тем быстрее, чем меньше константа обмена или коэффициент распределения, чем больше отношение скорости фильтрования раствора к коэффициенту диффузии W/D и чем меньше отношение диаметров колонны и гранулы сорбента. Обычно пристеночным эффектом пренебрегают при отношении диаметра колонны к диаметру гранулы сорбента более 50. На размытие фронта сорбции и преждевременное появление ценного компонента в выводном растворе оказывают влияние каналообразование в слое сорбента и газовыделение.

6. РЕГЕНЕРАЦИЯ НАСЫЩЕННОГО УРАНОМ СОРБЕНТА

Десорбция — это удаление сорбированного ценного компонента из сорбента или ионита. Регенерация - это восстановление сорбционных свойств ионита. Известны случаи, когда оба эти процесса протекают и завершаются одновременно. При этом после десорбции получают ионит в солевой форме, используемой при сорбции. Например, это наблюдается при десорбции урана серной кислотой в случае сорбции из сернокислых продуктивных растворов. Чаще отмечаются случаи, когда после десорбции ценного компонента приходится дополнительно обрабатывать ионит регенерирующими растворами для удаления из него элюирующих веществ и перевода его в соответствующую форму.
РВ процессе десорбции содержание ценного компонента в иони-те постепенно уменьшается до некоторого предельно допустимого значения обеспечивающего получение сбросных по содержанию ценного компонента растворов. Эта емкость регенерировано объёма продуктивных растворов в количествах, вызывающих депрессию поглощения ценного компонента.
При фильтровании элюирующих растворов через слои ионита получают растворы с переменной концентрацией ценного компонента из которых порции с наиболее высокой концентрацией выводят в виде товарной фракции на дальнейшую переработку, а остальные фракции - с более низкой концентрацией ценного компонента используют в качестве оборотных элюирующих растворов. Зависимость концентрации ценного компонента от количества пропоенного элюирующего раствора называют дифференциальной выходной кривой десорбции, а количество десорбированного ценного компонента (% выхода в раствор) - интегральной кривой десорбции

Дифференциальная кривая десорбции имеет вид кривой Гаусса, а площадь, ограниченная этой кривой и абсциссой, численно равна объемной емкости регенерируемого ионита. Ее вычисляют по формуле

a= (CdV,

v,

где V и Vo — соответственно объемы десорбирующих растворов, в которых появляется и исчезает полезный компонент.

Чисю теоретических тарелок, необходимых для завершения процесса десорбции, вычисляют по упрощенной формуле

16(С/У)2

где Стах — максимальная концентрация ценного компонента на дифференциальной кривой десорбции; V — ширина пика кривой десорбции, ограниченная касательными к восходящей и нисходящей ветвям кривой десорбции, продленными до абсциссы.

Зная высоту слоя регенерированного ионита в колонне и число теоретических тарелок, нетрудно определить высоту эквивалентной теоретической тарелки:

ВЭТТ = Ясорб/ЛГ, см. Элюирование урана

Элюирование — вымывание ценного компонента из насыщенного сорбента чистым растворителем, например уранилсульфатных ионов, поглощенных при переработке сернокислых растворов, — чаще всего проводится сернокислотными элюентами. В этом случае после элюирования ценного компонента регенерированный сорбент или ионит остается в солевой форме, используемой при сорбционной переработке раствора [35, 57, 68, 131, 152]. Из рис. 8.3 следует, что коэффициенты распределения меньше единицы при сорбции уранилсульфатных ионов из сернокислых сред отмечаются при концентрации серной кислоты 2—3 н., или 10— 15%. Поэтому такие растворы серной кислоты стали применять для десорбции урана с анионитов типа АМ, АМП, Дауэкс-1 и Амберлит ИРА-400. В США этот элюент применяют для десорбции урана с сильноосновных анионитов на заводах «Инжемонт» и «Сплит Рок». Выход товарного регенерата на заводе «Сплит Рок» составляет 3,6—4,0 об/об сорбента при регенерации аннонита в пяти последовательно соединенных реакторах с противоточным перемещением раствора и анионита.

Продолжительность процесса десорбции урана с анионитов типа Дауэкс-1, АМ и АМП колеблется от 30 до 40 ч при комнатной температуре. При нагревании элюента от 20 до 60° С количество десорбированного урана удваивается. Концентрация урана в товарном элюате 10—12 г/л при емкости анионита по урану 40 мг/г. Из-за высокой остаточной кислотности товарного регенерата его подвергают экстракционной очистке, при которой уран извлекают керосиновым раствором триалкиламина и ди-2-этилгексилфосфор-ной кислоты. Обедненные рафинаты возвращают на приготовление элюирующего раствора или на выщелачивание урановой руды. По схемам сернокислотной десорбции урана с анионитов и после-дующей экстракционной переработки полученных товарных элюа-тов

работают заводы в Ямамото (Япония), Ранстаде (Швеция), Джеффри-Сити и Гас-Хилс (США).

Вытеснение урана

Вытеснение — десорбция ценного компонента более сорбируемым ионом или веществом. При этом обработанный сорбент или ионит остается в форме десорбирующего иона, следовательно, требует специальной обработки для удаления из ионита этого иона с целью переведения его в рабочую ионную форму, обеспечивающую наиболее эффективное извлечение ценного компонента.

В урановой гидрометаллургии получили распространение способы вытеснения из анионитов уранилсульфатных комплексных ионов нитратами и хлоридами. При фильтровании например через слой-йасыщенййтс.ураном анионита высотой ПО см элюента состава 0,9 М NaCl + 0,1 М НС1 со скоростью 8,4 см/мин, в регенератах вначале появляются сульфат-ионы, а затем уран. Общий выход урансодержащих регенератов не превышает 15 об/об сорбента пои продолжительности процесса 12—ib ч.

Эффективность десорбции уранилсульфатных ионов зависит от приводы катиона* с которым связан хлорид-ион. Минимальный, выход РреДгенерата достигается при использовании хлорида аммо-ния Выход регенерата увеличивается в 1,5 и 2 раза при исполь зовании в каРЧествеР элюентов хлоридов натрия и магния соответственно десорбции урана с анионитов растворами хлоридов используется в США на заводах «Моаб» и «Монтиселло» в Канаде на завмах «Бикрофт», «Гуннар», «Дайно», «Рейрок» и «Фарадеи».ЮАР.

Схема процесса хлоридной конверсии, проверенная в полупромышленном масштабе, приведена на рис. 8.4: установка производительностью 453 кг урана в сутки обеспечивает очистку выводных растворов после хлоридной конверсии от сульфата хлоридом кальция и возврат очищенных растворов в цикл хлорндной конверсии [115].

Аналогичным образом протекает процесс нитратной конверсии уранилсульфатного комплекса. Отличительной чертой процесса нитратной конверсии является отсутствие урана в растворах после обработки анионита конвертирующим раствором б—8 М азотной кислоты или ее солей.

Экстракционная десорбция |ЭД-процесс)

При введении органического вещества в водный злюент уменьшается диэлектрическая константа и изменяется коэффициент распределения ценного компонента между ионитом и раствором. В качестве органического вещества чаще всего используют растворы экстрагентов. На возможность применения экстрагентов для десорбции урана с анионитов указывалось в докладах на Второй международной конференции по мирному использованию атомной энергии, проведенной в Женеве в 1958 г., хотя публикации об использовании органических элюентов для десорбции поглощенных компонентов появлялись уже в 1953—1955 гг.

В предыдущие годы увеличилось число работ, посвященных применению органических веществ для десорбции поглощенных компонентов. По

физико-химическим особенностям используемых элюирующих веществ их можно подразделить на ряд классов: воднорастворимые органические вещества типа ацетона, спиртов или кетонов; эмульсии водного раствора минеральных веществ и нерастворимых органических веществ типа экстрагентов (триалкил-амин, трибутилфосфат, ди-2-этилгексилфосфорная кислота и др.).

Водноорганические элюенты. Раздельную десорбцию урана и тория с катионита КУ-2 обеспечивают смеси ацетона, соляной кислоты и воды. Коэффициент распределения для тория в этих средах бесконечно большой, а для урана имеет конечное значение. Наиболее полное разделение урана и тория осуществляют при содержании в элюенте 90% ацетона, 5% соляной кислоты и 5% воды При фильтровании такого элюента через слой катионита КУ-2 в смешанной уранил-ториевой форме вначале десорбируется уран, а затем со значительным разрывом на выходе из колонны
появляется торий.

Неводные растворители. Ионообменные характеристики различных ионитов типа Амберлит, включая их набухание, исследовали в неводных растворителях И. Бодамер и Р. Кунин, которые установили: поведение в не водных средах соответствует поведению ионитов в водных средах;
скорости обмена в неводных средах меньше, чем в водных, а в полярных неводных растворителях обмен проходит быстрее, чем в неполярных типа керосиновых растворов различных экстрагентов:

3) степень набухания ионитов не всегда предопределяет эффективность обмена, поскольку для высокопористых ионитов хорошаясорбция обеспечивается при небольшом набухании.

В конечном итоге при использовании ионитов для поглощения ценных компонентов из водных растворов минеральных кислот нежелательна регенерация насыщенного сорбента неполярными неводными растворами, так как обезвоживание и набухание сорбента в циклах сорбции-десорбции могут привести к существенному увеличению механических потерь ионита от разрушения, что в конечном итоге скажется на рентабельности ионообменного процесса. Поэтому желательно использовать органические элюенты в виде водноорганических растворов или в виде их эмульсии в водоэмульсионных экстрагентов в растворах минеральных веществ.Десорбцию урана с анионитов проводят растворами минеральных кислот в присутствии экстрагента, например трибутилфосфата, триалкил амина [105]. Процесс проводят при перемешивании в аппаратах типа смесителей-отстойников. Соотношение объемов анионита раствора и экстрагента равно 1:1: (5-10). Перемешивание проводят в течение 1 ч на каждой ступени, после чего анионит отделяют на сите от эмульсии в течение 2-3 мин, а время расслаивания эмульсии несмешивающихся жидкостей не превышает 5— 10 мин. Десорбцию урана с анионита АМП удается завершить за 7—8 ступеней перемешивания с раствором, содержащим около 30 г/л серной кислоты, в присутствии керосинового раствора экстрагента, например 0,12 М триалкиламина и 0,12 М децилового спирта. Остаточная

емкость регенерированного анионита не превышает 0,25% исходного содержания, а концентрация урана в насыщенном экстрагенте достигает 6—7 г/л. Концентрация урана в циркулирующем растворе серной кислоты находится в пределах 0,4—0,6 г/л. Это обеспечивает эффективный массоперенос урана при его экстракционной десорбции, завершающейся в несколько раз быстрее, чем в обычных условиях элюирования. Аналогичным образом можно десорбировать трехвалентное железо с катионита СГ-1 за 4 ступени перемешивания водного раствора с концентрацией серной кислоты 30 г/л в присутствии керосинового раствора монолаурилфосфорной кислоты, а также десорбировать молибден с анионита АМП за 8—9 ступеней перемешивания водного раствора с концентрацией серной кислоты 30 г/л и смеси экстрагентов 0,2 М ди-2-этилгексилфосфорной кислоты и 0,2 М трибутилфосфа-та или смеси 0,2 М триалкиламина и 0,2 М ди-2-этилгексилфосфорной кислоты в керосине или негорючем разбавителе типа перхлор-этилена.

7. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ АППАРАТОВ ДЛЯ СОРБЦИОННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ

Для целей прикладной ионообменной и сорбционной технологии были созданы специальные типы крупномасштабного оборудования периодического и непрерывного действия.

Сорбционные аппараты периодического действия

Вертикальные аппараты однокамерного типа. В колоннах с неподвижным, или фиксированным, слоем сорбента поочередно проводят операции сорбции, отмывки и десорбции. Колонны соединяются по принципу блуждающего аппарата.

Впервые в Советском Союзе вертикальные сорбционные колонны напорного типа стали изготавливать на московском заводе «Комета» еще в 1938 г. Эти колонны имели цилиндрический корпус диаметром 1010, 1524 и 2000 мм и предназначались для работы при рабочем давлении до 6 атм. Для эксплуатации при давлении ниже 4 атм. выпускались колонны диаметром 2500 и 3014 мм.

Несколько позже выпуск вертикальных сорбционных аппаратов напорного типа системы ВОДГЕО и Главэнергопрома освоил Таганрогский котлостронтельный завод, который продолжает их выпуск и в настоящее время (рис. 8.5, табл. 8.3).

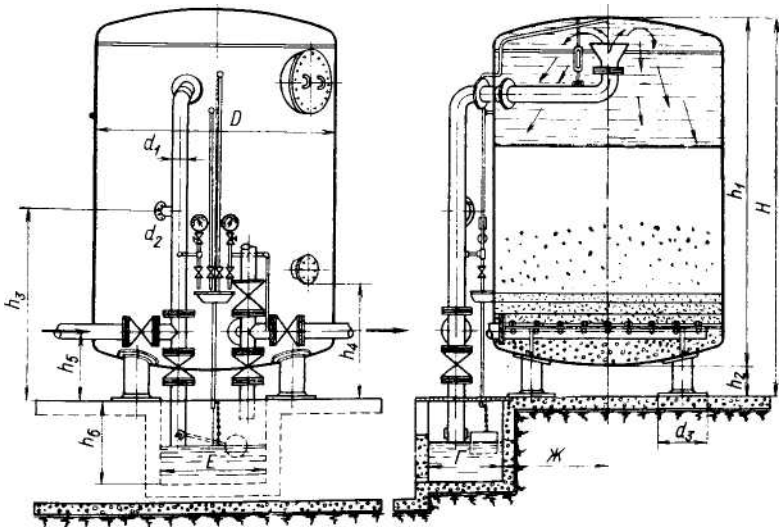


Рис. 8.5. Внешний вид и проекция вертикального разреза сорбционной колонны.

Аналогичного типа сорбционные колонны выпускаются и в странах СЭВ, где в первую очередь следует отметить колонны 174 Главэнергопромконструкции заводов «Дукла» (ЧССР), а также выпуск типовых стеклянных блоков для монтажа сорбционных установок пилотного и полупромышленного типов.

Многокамерные вертикальные аппараты. В связи с увеличением сопротивления слоя сорбента при использовании мелкогранульных сорбентов (крупность 0,63 мм) системы Уралэнергометаллургпрома предложены двух- и трехкамерные сорбционные колонны напорного типа, обеспечивающие параллельную работу нескольких слоев сорбента небольшой высоты в одном аппарате (табл. 8.4).

Таблица 8.4 Характеристика двухкамерных сорбционных аппаратов серийного типа

Диаметр колонн, мм	1000	1500	2000	2600	3000	3400
Рабочее сечение, м2	0,8	1,77	3,14	5,30	7,10	9,10
Высота слоя сорбента, мм: 1-я ступень 2-я	2000 1500	2000 1500	2500 1500	2500 1500	2500 1500	2500 1500

Ионит

В колоннах этоготипа рабочее сечение колеблется от 0,8 до 9,1 м2. При их применении улучшается вертикальная планировка сорбционного оборудования размеры, мм

Масса металлических частей фильтра, кг;
Масса рязанского глауконита, т;
Нагрузочная масса фильтра,т;
Площадь фильтрации, м2;
Производительность фильтра, м3/ч, при скорости фильтрации 10 м/ч;
Подводящий трубопровод присоединен к верхнему днищу (Я=3828 ми). Солепровод подведен самостоятельно к верхней части корпуса фильтра.

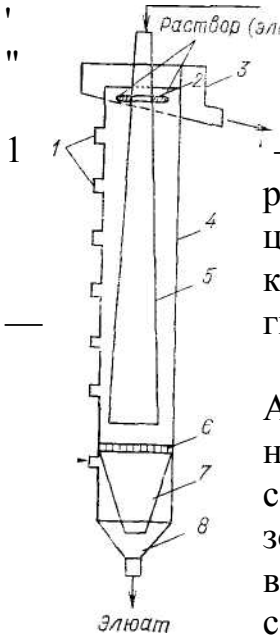


Рис. 8.8. КНСПР:
1 — пробоотборник; 2 — распределительное устройство для раствора; 3 — верхний приемный бункер для сорбента; 4 — цилиндрический корпус колонны; 5 — внутренняя коническая загрузочная труба; 6 — дренажное устройство; 7 — гидрозатвор; 8 — нижний стакан.

Аппарат КНСПР [70, 125]. Сорбционная колонна непрерывной сорбции пневматической разгрузкой (КНСПР) состоит из корпуса, конусообразной центральной загрузочной трубы, нижнего дренажа, гидрозатвора со стаканом, верхней крышки с отбойником и приемным бункером для сорбента (рис. 8.8). В момент пневмоимпульса через систему пневмоклапанов подастся воздух для вытеснения жидкости из гидрозатвора и придания сорбенту поступательного движения вверх. Роль обратного клапана играет центральная загрузочная труба с конусностью 3—5°. Частота пульсаций регулируется в пределах 4—60 имп/ч в зависимости от производительности по сорбенту и характера перерабатываемого продукта. Расход воздуха не превышает 10—12 м3/ч на 1 м3 сорбента. К настоящему времени испытаны аппараты с рабочим объемом 10—12 и 30 м3, диаметром 1,5 и 2,5 м соответственно. Продолжительность процесса в аппаратах КНСПР в 2 раза меньше, чем в аппаратах КДС, что позволяет существенно уменьшить единовременную загрузку сорбента в процессе и капитальные затраты на строительство. К недостаткам аппарата КНСПР необходимо отнести сложную систему автоматизации. Напорные колонны с плотным слоем движущегося сорбента [13, 112]. Для уплотнения слоя сорбента в колоннах с движущимся зажатым слоем (КДЗС), противоточной ионообменной колонне (ПИК), напорной сорбционной колонне (СНК) предусмотрен отвод переработанного раствора или элюата ниже верхнего слоя сорбента. Последний находится выше уровня раствора в колонне в обезвоженном состоянии и своей массой уплотняет рабочий слой сорбента. Наличие в запирающем слое воздушной пробки усиливает запирающий эффект. По сравнению с аппаратом КНСПР в колоннах этого типа сохранено традиционное направление движения сорбента сверху вниз и упрощена схема автоматизации. Колонны могут работать как в автономном, так и в

последовательном режиме соединения друг с" другом. 178
Непрерывный адсорбер шнекового типа. Аппарат имеет принудительную транспортировку сорбента. Может применяться для работы как на мелкогранулированном, так и на разного рода волокнистых целлюлозных материалах. Аппарат состоит из У-образного корпуса и снабжен перфорированными шнеками, обеспечивающими транспортировку сорбента и противоточное движение перерабатываемого раствора или элюентов.
Аппараты для использования порошкообразных сорбентов. В последние годы возрос интерес к использованию мелкогранули-рованных сорбентов, обладающих лучшими кинетическими свойствами и более высокой полезной рабочей емкостью. Это отчетливо наблюдается в тепловой энергетике, при производстве антибиотиков и в текстильной промышленности, в катализе, при глубокой очистке стоков и обесцвечивании воды, а также при дезактивации воды на атомных электростанциях. Для этого на ряде энергоблоков в США и Западной Европе эксплуатируют намывные ионитовые фильтры (НИФ) с использованием порошкообразных ионитов. По своей конструкции НИФ аналогичны намывным целлюлозным фильтрам с небольшим изменением конструкции поддерживающих фильтрующие слои элементов. Благодаря высоким кинетическим свосйтвам слой порошкообразных сорбентов имеет высоту 5—25 мм, что эквивалентно слою высотой 900 мм при обычной крупности гранул. Лабораторные и промышленные испытания показали возможность применения для намыва НИФ как стиролдивинилбензольных сульфатокатионитов типа КУ-2, так и стиролдивинилбензольных анионитов типа АВ-17, АМ и Дауэкс-1. Намывные ионитовые фильтры имеют производительность до 300 м3/ч при рабочем давлении 6 атм.

8. СПОСОБЫ ВЫДЕЛЕНИЯ УРАНА ИЗ ТОВАРНЫХ РЕГЕНЕРАТОВ

В зависимости от метода регенерации урансодержащих ионитов на урановых заводах за рубежом применяют различные способы его выделения из товарных элюатов. В США и Канаде наиболее распространен метод нитратной десорбции урана [57], с помощью которого получают товарные элюаты с концентрацией урана 7— 10 г/л. Выделение урана из таких элюатов проводят методом дробного осаждения при различных значениях pH. Вначале при 80° С элюат нейтрализуют аммиаком, окисью кальция или магния до pH = 3,5ч-3,8 для удаления гидроокиси железа н частично сульфатов, а после контрольного осветления раствора pH повышают до 6,5—7,5 для осаждения урана. В зависимости от состава руды и эффективности очистки урана от примесей по принятой техологической схеме получают химические концентраты с содержанием урана 60—64% в США и 43—47% на заводе «Алгом Квирк» в Канаде. На урановых заводах в ЮАР уран осаждают в виде диураната, сгущают и в сгущенном виде предают на Центральный завод «Никфор», где его прокаливают. Перед этим пульпу различных поставщиков смешивают, усредняют, фильтруют на вакуум-фильтрах, проталкивают прессом через перфорированную плиту для

получения концентрата в виде длинных макарон, сушат горячим воздухом при 130° С и обжигают при 500 ^{0} С для удаления аммиака и других летучих примесей. Полученный продукт содержит 92% U_3O_8. Его упаковывают в стальные барабаны по 208 л и отгружают на экспорт партиями по 10 т. Себестоимость осаждения урана на заводе «Эллиот Лэйк» равна 0,10 долл/кг урана [57]. Аналогичным образом поступают при переработке хлоридных урансодержащих элюатов с концентрацией урана 6—10 г/л. Однако для осаждения урана в США и Канаде чаще применяют окись магния, удельный расход которой колеблется в пределах 0,675—1,05 кг/кг урана. Себестоимость осаждения урана на заводе «Блуотер» в США составляет 0,12 долл/кг урана.

В последние годы для десорбции урана стали применять 10— 15%-ный раствор серной кислоты. После экстракционного извлечения урана из сернокислотных элюатов рафинаты экстракции направляют на приготовление исходного элюента или на выщелачивание для повторного использования серной кислоты. После реэкстракции урана кислотами, содой или углекислым аммонием на заводах «Инжемонт», «Джефри-Сити» и «Гас-Хильс» получают реэкстракты с концентрацией урана 6—30 г/л, из которых нетрудно получить концентрат с содержанием урана 76— 77%. При реэкстракции урана 8 М соляной кислотой (конверсия) и последующей обработке 0,05 М соляной кислотой на опытном заводе в Ямамото (Япония) получили реэкстракты с концентрацией урана более 100 г/л, из которых после электрохимического восстановления осаждают тетрафторид урана 50%-ной плавиковой кислотой при 90° С. Маточный раствор декантируют, осадок фильтруют, промывают, сушат и обезвоживают при 400° С в атмосфере инертного газа. Аналогичным образом на заводе «Бес-син» во Франции получают тетрафторид урана с содержанием урана более 74%, сульфата — (3—5) • 10-5%, алюминия —<ЗХ Х10-в%, железа —<7-10-6%, кремния — <3-10"6%, натрия — <310-*% и редкоземельных элементов <0,4-10-6%, т. е. чистотой, вполне достаточной для приготовления гексафторида урана [146]. Тетрафторид урана получают также на заводе «Сен-При-ест» во Франции и «Арли» в Нигере. При этом на «Сен-Приесте» реэкстрагируют уран азотной кислотой, после чего растворы денитруют в насадочной колонне паром с добавлением серной кислоты. Стоимость получения тетрафторид а урана из азотнокислого раствора в сочетании с электрохимическим восстановлением составляет менее 2 фр/кг урана.

Японские ученые в 1971 г. на конференции в Сан-Паоло опубликовали данные по сорбционному концентрированию урана из товарных регенератов или растворов после выщелачивания химических концентратов типа диураната аммония на аниоците с последующей хлоридной конверсией сорбированного урансульфатного комплекса непосредственно в фазе анионита и получения водных хлоридных элюатов с концентрацией урана более 100 г/л. Из этих элюатов после электрохимического восстановления при 40° С методами гидрофторирования при 90° С был получен тетрафторид состава UF4-3/4 H_2O, который дегидратировали при 350° С [157].

Заслуживает внимания метод выделения урана из углеаммонийных элюатов методами термического разложения углекислого аммония при 90—100 или 120—130° С с последующим улавливанием отходящих газов для приготовления углеаммонийных элюентов [157]. В зависимости от режима прокаливания полученных осадков выделяют уран в виде двуокиси или трехокиси [157].

9. ПРИНЦИПИАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Способы извлечения урана из продуктивных растворов ПВ на наземных комплексах в СССР и за рубежом сходны (рис. 8.9) [146, 151, 154]. Конкретные показатели и параметры процесса на различных установках могут различаться из-за разнообразия минералогического состава рудовмещающих пород, условий проведения самого процесса ПВ и физико-химических особенностей используемых сорбентов. Однако для всех наземных комплексов остается типичным использование сорбционных колонн для переработки продуктивных растворов ПВ с концентрацией урана до 50 мг/л, общим солевым составом до 50 г/л и pH=1,2ч-1,8. Концентрация урана в переработанном растворе колеблется в пределах 1—5 мг/л, что обеспечивает приемлемое извлечение его в ани-онит.

Типовой наземный комплекс переработки продуктивных растворов ПВ в колоннах периодического действия

Установка состоит из нескольких сорбционных колонн с неподвижным слоем сорбента, обвязанных в единую технологическую цепочку по принципу блуждающего аппарата. Скорость подачи

растворов в эти колонны колеблется в пределах 7—15 м/ч. Количество перерабатываемых растворов за одно переключение колонн достигает 500 об/об сорбента. При концентрации урана в растворах на выходе из последней сорбционной колонны выше 5 мг/л колонны переключают: колонну с насыщенным сорбентом выводят на операцию десорбции урана, а в конец сорбционной цепочки подключают колонну с регенерированным сорбентом. Переключение колонн в цикле сорбции на наземном комплексе ПВ проводят один раз за 1—2 сут. В это время в колонне, выведенной на десорбцию, успевают отмыть сорбент, провести десорбцию и подготовить его к последующей сорбции. Полученные при десорбции фракции регенерата с повышенной концентрацией урана выводя! в качестве товарных на аффинажные операции, а остальные фракции регенератов собирают в специальные сборники и используют в качестве оборотных регенерирующих растворов для десорбции урана с сорбента в последующих колоннах.

Типовой наземный комплекс переработки продуктивных растворов ПВ в колоннах непрерывного действия

На установке используют колонны СНК, КЗС, КРИМЗ и ПИК. Обычно в циклах сорбции и десорбции эксплуатируют по одной колонне.

Диаметр колонн на операциях рассчитывают исходя из заданной производительности поверхностного комплекса по растворам. Так, предельная линейная скорость подачи раствора в аппараты с насадками КРИМЗ не превышает 20 м/ч, в то время как через колонны СНК, КЗС и ПИК можно пропускать растворы с линейной скоростью 25—35 м/ч. При выходе переработанных растворов около 500 об/об сорбента непрерывную транспортировку насыщенного сорбента проводят со скоростью 0,04 м/ч. На практике часто пользуются пульсирующей транспортировкой насыщенного сорбента из расчета несколько порций в час по нескольку десятков литров насыщенного сорбента. На стадии десорбции сорбент находится заданное время, необходимое для завершения его регенерации, предопределенное типами используемых аннонитов и элюентов. В процессе непрерывной десорбции получают товарный регенерат, а оборотные фракции регенерата отсутствуют.

Этим процесс непрерывной регенерации выгодно отличается от периодического. В целом непрерывный метод переработки продуктивных растворов в сорбционных колоннах реализуется при меньшей единовременной загрузке анионита в процессе и несколько повышенных удельных его расходах за счет измельчения в процессе транспортировки по аппаратам сорбции и десорбции.

10. ЗАРУБЕЖНЫЕ НАЗЕМНЫЕ КОМПЛЕКСЫ ДЛЯ СОРБЦИОННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Многие зарубежные фирмы используют сорбционные процессы для извлечения урана из продуктивных растворов ПВ. Производительность наземных сорбционных комплексов ПВ по урану колеблется в пределах 113—125 т урана в год. Часовой поток продуктивного раствора, направляемого на наземные комплексы, составляет 45 м3/ч и более. Первый наземный комплекс за рубежом пущен фирмой «Юта Констракшен энд Майнинг» (США) в 1963 г. Затем з 1965—1969 гг. пущены наземные комплексы переработки продуктивных растворов ПВ фирмами «Юнион Карбай», «Далко энд Стил». Фирма «Атлантик Ричфильд» сдала в эксплуатацию наземный комплекс в 1970 г., а в 1975—1976 гг. начали эксплуатировать свои наземные комплексы ПВ и фирмы «Мобил Ойл» и «Вайоминг Минерал». Для извлечения урана на всех наземных комплексах используют сильноосновные стиролдивинилбензольные аниониты марок Дауэкс-1 и Амберлит ИРА-400— аналоги советских марок АМ и АВ-17. Переработка продуктивных растворов ПВ проводится как в колоннах периодического действия, например на наземных комплексах фирм «Далко энд Стил», так и в колоннах непрерывной сорбции, например на комплексе фирмы «Юта Констракшен энд Майнинг». На наземных комплексах перерабатывают продуктивные растворы после сернокислотного подземного выщелачивания урановых руд и после выщелачивания урана растворами

углекислого аммония. Последнее относится к комплексам фирм «Юнион Карбайд», «Мобил Ойл» и «Вайоминг Майнерал».

Десорбцию урана с насыщенного анионита проводят растворами поваренной соли или нитрата аммония. Концентрация урана в товарном регенерате достигает 10 г/л. В большинстве случаев из товарных регенератов осаждают диуранат аммония, и сгущенную пульпу днураната аммония транспортируют на урановый завод, например «Лаки-Мак». Если завод-потребитель расположен далеко, то сгущенную пульпу днураната аммония фильтруют, сушат, упаковывают и отправляют на завод, например фирмы «Аллид Хемнкалс», для производства гексафторида аммония. В этом случае сушилка является единственным источником загрязнения воздуха. Она выполнена в виде шнекоконтейнерной установки с нагревом от рециркулируемого масла. Масляный теплоноситель нагревают сжиженным газом. Одно из достоинств сушилки — минимальный унос пыли.

На некоторых наземных комплексах товарные регенераты перед осаждением диуранатa аммония предварительно очищают. Например, на наземных комплексах фирм «Далко энд Стил» товарные регенераты вначале пропускают через угольные фильтры для удаления ряда примесей, включая молибден. Последний периодически десорбируют с угля и реализуют в виде попутной продукции.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

1.Общие положения

Известно, что существует прямая зависимость стоимости единицы металла в конечной продукции гидрометаллургического завода от содержания полезного компонента в руде.

Помимо низкого содержания урана в рудах для указанных месторождений характерны и другие факторы, неблагоприятно влияющие на стоимость добычи:

A. Значительные глубины залегания гидрогенных месторождений (250—350 м и более);
B. Сложная морфология рудных тел: невыдержанность по мощности и ширине, а также разобщенность как в плане, так и в вертикальной плоскости;
C. Большая неоднородность по проницаемости не только вмещающих пород и рудных тел продуктивного горизонта, но и отдельных участков рудных тел;
D. Наличие в налегающих толщах нескольких водоносных горизонтов;
E. рудные тела небольшой мощности (от 0,5—1 до 4—5 м) вскрываются скважинами, расположенными друг от друга на расстоянии десятков метров.

И несмотря на эти неблагоприятные факторы, добыча урана методом ПВ

применяется все шире, что является следствием значительного технико-экономического эффекта, заложенного в самом методе. Для выяснения источников технико-экономического эффекта полезно сравнить основные переделы и процессы при методе подземного выщелачивания и традиционных способах добычи, затраты средств, труда, энергии и материалов на их выполнение.

Сопоставление основных производственных процессов и переделов приведено в табл. 9.1: из таблицы следует, что при методе ПВ по сравнению с традиционными способами добычи число про-цессоЕ и переделов сокращается. Особенно это относится к вариантам скважинного вскрытия месторождений, представленных рудами естественной проницаемости.

При разработке этого типа месторождений весь цикл работ по добыче состоит из следующих немногих процессов:

1. Бурение и оборудование технологических скважин;
2. Выщелачивание урана из рудных тел, т. е. перевод металлав раствор;
3. Откачка из недр и транспортировка технологических растворов;
4. Сорбция урана из продуктивных растворов и десорбция;
5. Экстракция и реэкстракция.

Преимущество метода ПВ заключается не только в значительном сокращении переделов, но и в том, что процессы добычи приобрели совершенно иную качественную характеристику в части затрат человеческоготруда, орудий труда и средств производства.

Сопоставление основных производственных процессов

1

Подземное выщелачивание

Традиционные способы добычи

Основные производственные процессы

II

Проходка стволов шахт и других горнокапитальных выработок

Проходка горноподготовительных и нарезных выработок

Вскрышные работы

Отбойка руды, буровзрывные работы

Бурение и оборудование скважин

Погрузка и транспортировка руды, выдача на поверхность (из карьера)

Погашение выработанного пространства

Водоотлив

Вентиляция

Транспортировка руды от рудника до перерабатывающего завода

Транспортировка продуктивных и рабочих растворов

Дробление руды на ГМЗ (перерабатывающее предприятие)

Измельчение руды на ГМЗ

Выщелачивание урана из руды

Сорбция и десорбция

Экстакция и реэкстракция

Транспортировка и складирование хвостов

Примечание: « + » — процессы обусловленные технологией добычи и переработи руды, «—» — процессы отсутствуют.

Выдается небольшая часть руды (до 12—15°/о). ^ Выщелачивание проводится на месте залегания руд.

В связи с тем, что объемы концентратов, полученных при ПВ, невелики, доводка их осуществляется на ближайшем ГМЗ.

Как известно, при традиционных способах добычи урана, как и других цветных и редких металлов, человеку приходится, начиная со стадии строительства горнодобывающего и перерабатывающего предприятия, выполнять очень большие объемы трудоемких и капиталоемких горнокапитальных, горноподготовительных и нарезных работ (при подземном способе добычи) или вскрышных работ (при открытом способе). После вскрытия и подготовки рудных тел наступает этап ведения очистных работ, при которых добываются и транспортируются многие миллионы тонн руды. При этом нельзя не привести очень краткое, но вместе с тем и очень емкое выражение академика Н. В. Мельникова, что «горное производство держится на трех китах: отбойке руды, ее погрузке и транспортировке».

Затем добытую руду подвергают механической переработке (дроблению, измельчению, сгущению) и обогащению (гравитации, флотации, гидрометаллургии). Хвосты перерабатывающих предприятий необходимо транспортировать на значительные расстояния и складировать в довольно сложных гидротехнических сооружениях— хвостохранилищах. Все эти многочисленные процессы при методе ПВ —скважинном варианте вскрытия месторождении проницаемых руд отсутствуют.

Иная схема вскрытия и подготовки применяется при разработке методом ПВ месторождений, руды которых требуют предварительного дробления. Вскрытие и подготовка рудных тел осуществляются традиционными путями горнокапитальными подготовительными и нарезными работами, дробление руды в блоках с помощью буровзрывных работ. На поверхность выдается лишь12—15% общего объема руды, отбитой при ведении очистных работ. Основной объем оставшейся в блоках руды подвергается выщелачиванию. Дальше схема и технология ПВ ничем не отличаются от технологии, применяемой при разработке гидрогенныхместорождений с проницаемыми рудами.

Следовательно, с помощью метода подземного выщелачивания, использующего физико-химические процессы, внесены коренные научно-технические усовершенствования в технологию добычи урана.

2. КАПИТАЛЬНЫЕ ВЛОЖЕНИЯ

Общие капиталовложения на строительство добывающих и перерабатывающих предприятий, удельные капиталовложения на единицу конечной продукции, амортизационные отчисления, затраты на капитальный ремонт сооружений и оборудования являются важными критериями, характеризующими и определяющими экономическими

месторождении с проницаемыми и требующими предварительного дробления уами различны, целесообразно направления и размеры капитальных вложений рассмотреть раздельно.

Месторождения проницаемых руд, вскрываемые скважинами

По сравнению с горнодобывающими предприятиями, отрабатывающими месторождения урановых руд подземными горными работами, метод ПВ позволяет уменьшить капиталовложения за счет исключения строительства основных объектов и сооружений:

1)добычных и вентиляционных стволов шахт, околоствольныхгорных выработок и квершлагов, Вскрывающих рудные тела наосновных горизонтах;

2)поверхностных рудничных комплексов сооружений, оборудования шахтного подъема и транспорта;

3)вентиляционных, калориферных и насосных установок. Значительные суммы средств экономятся за счет исключения или значительного сокращения затрат по рекультивации поверхности рудников и карьеров.

Из практики известно, что затраты на горнокапитальные работы и рудничный поверхностный комплекс сооружений составляют не менее 50% общей суммы капитальных вложений.

По сравнению с предприятиями, добывающими уран открытыми горными работами, уменьшение капиталовложений при использовании ПВ достигается за счет исключения затрат на осушение месторождений (в случае их обводненности) и на вскрышу пустых пород, а также на строительство поверхностного промышленного комплекса сооружений, приобретение горновскрышного, горнодобывающего и транспортного оборудования.

Помимо значительного снижения капиталовложений на приобретение оборудования и механизмов существенно уменьшаются затраты на монтажные работы, а также на строительство ремонтно-механических мастерских.

Технологическая схема ПВ практически не требует потребления технической воды для производственных процессов, а следовательно, и для строительства всего комплекса сооружений по водоснабжению и очистке промышленных стоков, так как последние отсутствуют.

Нельзя не учитывать и другое важное преимущество: поскольку производительность труда по выпуску конечной продукции при подземном выщелачивании в несколько раз выше, чем при традиционных способах добычи, численность работающих соответственно меньше. Это обстоятельство позволяет уменьшить капиталовложения, направляемые на строительство жилья и объектов соц-культбыта.

Делая вывод об основных направлениях снижения затрат на строительство предприятий по добыче урана методом ПВ на месторождениях с естественной проницаемостью, вскрываемых скважинами и залегающих на глубинах до 300—350 м, можно утверждать, что общие капиталовложения здесь в 2—4 раза ниже, чем при традиционных методах добычи. Как и при

традиционных способах добычи, нельзя не учитывать, что размеры капиталовложений во многом зависят от горнотехнических и геологических условий месторождений.

Указанное значительное снижение затрат при методе ПВ нельзя считать пределом. Практика использования традиционных способов добычи насчитывает сотни лет. За это время многие процессы, операции и переделы доведены до совершенства. Метод ПВ как в отечественной, так и в зарубежной практике начал применяться совсем недавно. Новизна метода ПВ и отсутствие опыта в проектировании и строительстве, несомненная сложность протекания химических и физических процессов перевода урана в раствор в недрах земли, нехватка высокопрочных материалов для оборудования (крепления) скважин и поверхностных трубопроводов, приборов измерения параметров основных процессов, недостаточный объем НИР и ОКР по этой проблеме в значительной мере сдерживают развитие метода.

Одна часть задач этого направления находится в стадии решения и в ближайшие годы будет решена, другая еще ждет своего решения. Рассмотрим некоторые пути дальнейшего снижения капиталовложений.

Замена эрлифтов, КПД которых очень низок и которые на подъем 1 м3 растворов расходуют от 20 до 50—60 м3 сжатого воздуха, погружными электрическими насосами позволит отказаться от строительства мощных компрессорных станций и протяженных воздухопроводов.

Осуществляемое в настоящее время широкое внедрение сорбционных колонн с зажатым слоем сорбента (тип СНК.) позволяет не только интенсифицировать этот процесс, но и значительно уменьшить объем аппаратов, единовременную загрузку сорбента и, следовательно, капиталовложения. Есть основания надеяться, что в ближайшие годы и эти сорбционные колонны будут усовершенствованы, скорость до80-Г00м/Ч, что позволит уменьшить их обьемы. Ведутся работы по поискам и использованию сорбентов с повышенными кинетическими свойствами.

Как правило основные магистральные трубопроводы продуктивных и рабочих растворов выполняются из дорогостоящей нержавеющей стали.

Применение метода ПВ на месторождениях дало убедительное подтверждение этого важного преимущества метода ПВ.

Особого внимания заслуживает проведение в промышленном масштабе опытных работ по применению карбонатного выщелачивания на месторождениях, руды которых отличаются повышенной карбонатностью и требуют больших расходов серной кислоты. Помимо этого, карбонатное выщелачивание позволит резко сократить капиталовложения в объекты ПВ за счет исключения из аппаратурной схемы оборудования и материалов в антикоррозионном исполнении.

Месторождения непроницаемых руд, вскрываемые горными выработками

Руды таких месторождений для обеспечения более полного извлечения урана из недр, как правило, нуждаются в предварительном дроблении на месте их залегания.

Вскрытие и подготовка этих месторождений практически одинаковы со схемой, применяемой при подземном способе добычи. Но в результате того, что при ПВ на поверхность выдается только небольшая часть всей отбиваемой руды (не более 12—15%), несколько снижается объем горнокапитальных работ за счет уменьшения сечения выработок. Также снижается объем строительно-монтажных работ рудничного поверхностного комплекса (бункерное хозяйство, объекты бытового назначения, ремонтно-механические мастерские).

При строительстве рудников средней мощности обычно проходят и оборудуют три шахтных ствола — главный выдачной, вспомогательный и вентиляционный. При использовании метода ПВ, когда на поверхность выдается только 12—15% руды, необходимость в проходке вспомогательного (или выдачного) ствола отпадает. '

Резкое снижение объема выдаваемой на поверхность руды и отсутствие надобности в транспортировании руды на гидрометаллургический завод в значительной мере снижает капиталовложения на приобретение доставочного и транспортного оборудования (скреперных лебедок, погрузочно-доставочных машин, электровозов и шахтных вагонов, железнодорожных вагонов и тепловозов или автомашин и др.).

В связи с тем что отбитая в блоках руда, в том числе и частично выданная на поверхность, на гидрометаллургических заводах не перерабатывается, отпадает необходимость в их строительстве. Это относится и к хвостохранилищам. Но требуются небольшие капиталовложения на сооружение сорбционной установки непосредственно на руднике, а также на сооружение траншей или площадок для траншейного или кучного выщелачивания руды, которая выдается на поверхность.

Следует отметить, что при строительстве предприятий ПВ на месторождениях, требующих предварительного дробления руды.

отсутствует одно из преимуществ, присущих нреднри. .ш. .м на месторождениях с естественной проницаемостью. Речь идет о сроках строительства. Поскольку схема вскрытия и подготовки месторождений, вскрываемых горными выработками, практически не отличается от схемы вскрытия при строительстве рудников с традиционным подземным способом добычи, то и сроки строительства будут примерно равными.

Некоторое сокращение сроков строительства возможно за счет общего уменьшения объемов горнокапитальных работ, снижения сечений и объемов горноподготовительных и нарезных выработок, исключения из объектов капитального строительства ГМЗ и ряда других сооружений, о которых было сказано выше.

3. **ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ РАСХОДЫ**

По принятой схеме изложения материала целесообразно один из важнейших показателей — стоимость добычи урана — рассмотреть также раздельно для месторождений с проницаемыми в естественном состоянии рудами и месторождений, которые вскрываются горными выработками и руды

которых требуют дробления.

Месторождения проницаемых руд, вскрываемые скважинами

Как было указано выше, при разработке этого типа месторождений методом ПВ отсутствуют все процессы и переделы по добыче и транспортировке руды. Общеизвестны и трудоемкость, и большие издержки средств на горные работы, на добычу руды. На месторождениях, имеющих средние промышленные концентрации урана, эксплуатационные затраты на добычу единицы урана в руде составляют более половины, а чаще 65—70% общей суммы затрат на получение урана в конечной продукции ГМЗ.

При ПВ процессы добычи руды из недр заменены добычей урансодержащих, продуктивных растворов. А для получения последних необходимо пробурить эксплуатационные (закачные, от-качные, наблюдательные и контрольные) скважины и подать в рудное тело растворитель. В практике предприятий подземного выщелачивания скважины бурят диаметром от 150 до 390 мм, обсаживают полиэтиленовыми трубами и на всю мощность рудного тела оборудуют фильтрами. Откачные скважины оснащаются оборудованием для подъема продуктивных растворов - эрлифтами или погружными электрическими насосами.

В практике отечественных предприятий глубина скважин составляет от 70—80 до 300—350 м. Применительно к скважинам диаметром 150—390 мм, обсаженным полиэтиленовыми трубами с толщиной стенки 12—18 мм, стоимость 1 пог. м готовой скважины составляет от 12—15 до 25—30 руб. Все работы по бурению и оборудованию скважин, прокладке трубопроводов для закисляющих и продуктивных растворов, а также воздухопроводов (приэрлифтной откачке) или электролиний (при оснащении откачных скважин погружными насосами) по аналогии с традиционными методами добычи являются горноподготовительными.

На предприятиях подземного выщелачивания средней мощности (порядка 1000 м3/ч продуктивных растворов) необходимо сооружать протяженную и разветвленную сеть трубопроводов, связывающих с сорбционной установкой сотни откачных и закачныхскважин. Так, например, на каждые 200—250 откачных и 400—500 закачных скважин, находящихся в работе, при расстоянии

между рядами скважин 30—40 м и между скважинами 15—20 м, при дебите откачных скважин 4—5 м3/ч и закачных 2—3 м3/ч суммарная протяженность трубопроводов составит примерно 35—40 км. Однако, несмотря на такое большое число скважин и протяженность трубопроводов, эксплуатационные расходы по этой статье благодаря относительной простоте и низкой стоимости этих работ по сравнению с затратами на горноподготовительные работы при добыче урана подземными горными работами на 30—35% ниже. но сравнению с открытым способом добычи, при котором затраты на вскрытие пустых пород составляют более 5Оо/о общей суммы эксплуатационных расходов, они в 2—3 раза ниже.

Когда на вновь вводимом в эксплуатацию участке пробурено необходимое число скважин и они обвязаны технологическими трубопроводами,

приступают к подаче растворителя в рудное тело—проводят закисление нового участка. Затраты на расход кислоты на закисление относятся также на статью горноподготовительных работ. На операцию закисления расходуют до 30% общего количества растворителя. Если при традиционных способах .добычи большая часть эксплуатационных расходов приходится на горные работы, то при методе ПВ наибольшую долю занимают расходы на растворитель.

В таблице 9 приведена структура эксплуатационных расходов на некоторых предприятиях, добывающих уран методом ПВ.

Табл.9. Структура эксплуатационных расходов, % себестоимости

Статья затрат	Предприятие				
	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4 5	№ 6
Материалы (в основном раство-ритель)	29 8 4 20 23 16	31 15 5 14 17 18	43 10 б 9 20 12	45 12 4 10 18 13	27 13 6 10 23 20
Энергозатраты					
Заработная плата*					
Полная себестоимость, %	100	100	100	100	100

Резко снижается или совершенно исключается расход некоторых материалов (шаров, футеровки, флокку-;извести)- Современные рудодобывающие и рудоперерабатывающие предприятия несмотря на хорошо организованное оборотное водоснабжение (из хвостохранилищ), все же потребляют большое количество пресной воды- При методе ПВ на технологические нужды не потребляется свежая пресная вода.

В связи с быстрорастущим потреблением пресных вод современными промышленными предприятиями, а также из-за недостатка этих вод во многих районах Советского Союза внедрение технологических схем, практически не требующих потребления пресных вод, является мероприятием большого социального значения. Большой экономический эффект дает значительное снижение потребления электроэнергии. Как показала многолетняя практика, на предприятиях подземного выщелачивания расход электроэнергии на единицу конечной продукции в 2,5—3 раза ниже, чем при традиционных способах.

Значительная доля эксплуатационных расходов при традиционных способах добычи приходится на содержание, обслуживание и ремонт оборудования и механизмов. При разработке месторождений методом ПВ, когда отсутствует

все оборудование по добыче н большая часть по переработке руды, резко снижаются затраты по этой статье расходов.

Известно, что заработная плата составляет большую часть стоимости добычи руды, а следовательно, и конечной продукции добываемого металла при подземном способе добычи. М. И. Агошков и Г. М. Малахов [5] отмечают, что на рудниках с подземной добычей заработная плата составляет основную долю в себестоимости (до 60% и выше) добычи руды.

В редкометальной и уранодобывающей промышленности на долю заработной платы приходится от 25 до 40% суммы эксплуатационных расходов. На действующих предприятиях подземного выщелачивания доля заработной платы не превышает 12—15%. По размерам этой статьи затрат предприятия ПВ близки к предприятиям с открытым способом добычи, где все процессы по вскрыше и добыче руды выполняются мощным и высокопроизводительным горным оборудованием.

По важнейшему показателю — производительности труда, выраженной в весовых единицах конечной продукции гидрометаллургического завода, — действующие отечественные предприятия подземного выщелачивания в 2—4 раза превосходят предприятия, добывающие уран подземными горными работами, и в 1,5—2. раза — предприятия, ведущие разработку открытым способом.

Определение производительности труда при методе подземного выщелачивания в весовых единицах добытого урана в конечной продукции гндрометаллургического завода является следствием того, что при методе ПВ для оценки не используются такие единицы, как тонна и кубометр добытой руды или отбитой горной массы, а также тонна переработанной руды. Естественность сравнения по металлу в конечной продукции определяется еще и тем, что при традиционных способах добычи конечной продукцией гидрометаллургического завода является металл в концентрате и итоговая калькуляция себестоимости составляется на весовую единицу урана.

Известно, что на уровень производительности труда по металлу влияет содержание добываемого полезного ископаемого в руде: при прочих равных условиях чем выше содержание урана в добываемой и перерабатываемой руде, тем выше производительность труда. Эту закономерность следует учитывать при сравнении показателей способов добычи. Приведенные данные о более высокой производительности труда на предприятиях подземного выщелачивания получены при отработке месторождений, в которых содержание урана в 2—4 раза ниже, чем на месторождениях, отрабатываемых традиционными способами. При равенстве содержания металла в рудах превышение производительности труда было бы более высоким.

Источники такого большого роста производительности труда, по нашему мнению, не требуют особого пояснения. Он является средствием существа метода ПВ — замены механических процессов добычи и переработки урановых руд физико-химическими и на этой основе исключения из цикла добычи многих процессов, неизбежных при традиционных способах добычи.

В итоге сумма технологических и технических преимуществ метода подземного выщелачивания выражается в значительном экономическом эффекте.

Себестоимость единицы урана, добываемого на действующих предприятиях ПВ и разрабатывающих проницаемые месторождения, вскрытые скважинами, заметно ниже, чем на предприятиях, добывающих уран традиционными способами.

В практике отечественных предприятий подземного выщелачивания расход серной кислоты на тонну горной массы продуктивного горизонта, подвергшейся обработке растворителем, колеблется от 8—10 до 20—25 кг. На гидрометаллургических заводах (ГМЗ), перерабатывающих руды примерно такого же минералогического состава, как н руды, отрабатываемые на объектах ПВ, расход кислоты на единицу урана в концентрате в 2—3 рааз, ниже. Процесс перевода урана в раствор на ГМЗ можно считать относительно совершенным, а удельный расход кислоты пределом, к которому следует стремиться при совершенствованиии геотехнологии ПВ. При достижении указанного расхода может быть получено снижение себестоимости урана от 15 до 25%, в зависимости от фактического расхода на том или ином предприятии.

Хотя переработка урановых руд на ГМЗ и извлечение урана из рудных тел на месте их залегания методом ПВ основаны на одном принципе — переводе металла в раствор, метод ПВ отличается большой сложностью. При ПВ перевод в раствор во многом зависит не только от природных условий рудных тел и вмещающих пород, но и от возникающих дополнительно в результате воздействия на продуктивный горизонт вводимых рабочих растворов. Условия усложняются тем, что процесс протекает на значительных глубинах, вне поля зрения человека, без оперативной информации о параметрах процесса и возможности оперативного воздействия на ход процесса.

В настоящее время, когда метод ПВ находится на ранней стадии своего развития, невозможно делать вполне определенные и однозначные выводы об рптимальном ведении процесса перевода урана в раствор.

Выполненные в институтах и на предприятиях ПВ работы позволяют дать некоторые предварительные рекомендации по дальнейшему совершенствованию процессов подземного выщелачивания.

Одним из главных факторов, определяющих размеры расхода растворителя, является время отработки рядов (ячеек), блоков и отдельных рудных тел, которое в практике отечественных предприятий ПВ составляет от 2 до 4—5 лет. При этом извлечение урана из недр достигает 80—90%. Отмечая высокий уровень извлечения, следует указать на то, что при методе ПВ бортовое содержание металла в запасах по сравнению с традиционными способами значительно снижено. Нет необходимости говорить о том, что из очень бедных руд, в которых бортовое содержание равно 0,01% урана, указанное извлечение можно квалифицировать как очень высокое.

Длительное время отработки (4—5 лет) некоторых рядов (блоков) в

определенной мере объясняются менее благоприятными природными условиями этих блоков по сравнению с другими, которые были отработаны за 2—3 года. Очевидно, что сокращение времени отработки на 1—2 года позволит значительно снизить удельный расход растворителя. В связи с этим поиски путей сокращения времени отработки — одна из важных задач. Приведем некоторые предварительные итоги. Проведенный в 1976 г. на одном предприятии промышленный опыт с добавкой в рабочий раствор низкомолекулярных жирных кислот (отходов производства предприятий моющих средств) показал возможность значительно сократить время отработки. Но вместе с тем в этом опыте наблюдались явления кольматации прифильтровой зоны скважин и зарастания труб откачных скважин гидроокислами и гипсом.

До последнего времени не уделялось должного внимания выяснению влияния четырехвалентных соединений урана на длительность срока (4—5 лет) отработки блоков (рядов, ячеек), хотя известно, что содержание четырехвалентного урана в рудах составляет 25—30% и что без применения окислителя перевод его в раствор затруднен.

Если на некоторых предприятих нормальные окислительно-восстановительные условия поддерживаются на должном уровне <Я/г = 450ч-500мВ) за счет наличия не менее 0,8—1 ч/л Fe^{3+}, тона других предприятиях Eh низкий и не превышает 250—300 мВ, а Fe^{3+} в рабочих растворах содержится не более 200—300 мг/л, хотя Fe^{2+} в них в 2—3 раза больше, чем Fe^{3+}.

В 1976 г. на одном предприятии были проведены промышленные опыты по переводу Fe2+ в Fe3+ путем электрохимического окисления (электролиза), которые показали, что в течение 2,5—Зч 65—70% Fe_2+ окисляется до Fe_3+. На этом же предприятии проводятся опыты по применению в качестве окислителя нитрата натрия. Есть основания надеяться, что в ближайшие годы важная задача по созданию в рудных телах необходимых окислительных условий для перевода четырехвалентного урана в шестивалентный найдет решение в промышленном масштабе на всех предприятиях подземного выщелачивания, что, несомненно, будет способствовать снижению времени отработки и расхода растворителя.

На ряде месторождений водоносный продуктивный горизонт имеет мощность до 30-35 м, а мощность рудного тела не превышает з-4 м в мешковой части ролла и 1-0,8 м в крыльях. Это значит что 90-95% продуктивного горизонта представлено налегающими и подстилающими пустыми породами, проницаемость которых в несколько раз превышает проницаемость рудных тел. Понятно, что при такой структуре водоносного продуктивного горизонта большая'часть растворителя, несмотря на то, что фильтры в закачных и откачных скважинах устанавливаются только на мощность рудных теГ расходуется на зачисление безрудных толщ. Прием благодаря высокой проницаемости вмещающих пустых пород оборачиваемость рабочих и продуктивных растворов по ним во много раз повышает оборачиваемость по рудному телу, следовательно происходит

«каналирование» растворов по пустым пород до начала выщелачивания рудных тел, создание искусственных локальных водоупоров на границе рудных тел и вмещающих пустых пород или вблизи ее с помощью гидроразрыва и последующего заполнения зон гидроразрыва водоупорными материалами (например, формальдегидными и фурановыми смолами).

Строгое соблюдение одного из важных принципов метода ПВ — обеспечения гидродинамического равенства, т. е. баланса откачки и закачки рабочих и продуктивных растворов, также является одним из главных направлений снижения расхода растворителя. Не менее важную роль играет совершенствование систем разработок, схем расположения закачных и откачных скважин, поиски оптимальных расстояний между ними.

Опытные работы, выполненные на предприятиях ПВ в направлениях как сгущения, так и разрежения сети эксплуатационных скважин, показали заслуживающие внимания результаты для конкретных месторождений. В одних случаях сгущение сети скважин позволило снизить расход растворителя в 1,5—2 раза, а также уменьшить время отработки блоков. При разрежении сети скважин также наблюдалось снижение удельного расхода растворителя, но время отработки запасов блока возрастало. Вопросы выбора сети эксплуатационных скважин должны решаться для каждого месторождения и даже частей месторождения в зависимости от конкретных горнотехнических, геологических и гидрогеологических условий залегания рудных тел.

Особая роль принадлежит самим эксплуатационным скважинам, о чем было достаточно подробно рассказано в предшествовавших разделах. Следует только подчеркнуть, что поиски путей и средств повышения приемистости закачных и дебита откачных скважин являются одним из главных направлений повышения технико-экономических показателей предприятий ПВ.

Уровень извлечения урана из продуктивных растворов на сорбционном переделе в значительной мере влияет на расход растворителя и на себестоимость конечной продукции. Часть предприятий ПВ имеют стабильное высокое извлечение — около 95—96%. Другая часть предприятий в последние 1,5—2 года извлекают не более 90—91%. А некоторые предприятия имеют низкое извлечение—примерно 85—87%. Практикой работы предприятий подземного выщелачивания показано, что извлечение из продуктивных растворов на уровне 96—97% вполне реально. Поэтому принятие мер, обеспечивающих систематическое поддержание извлечения на указанном уровне, даст от 3—4 до 9—10% снижения себестоимости. До настоящего времени не нашло практического применения одно из важных мероприятий реверсирование закачки рабочих растворов, т. е. периодическая смена закачных скважин на откачные и наоборот. В принципе схемы подготовки месторождений к отработке заложена возможность использования всех скважин как закачных и откачных. Проведенные в 1976—1977 гг. на двух предприятиях промышленные опыты показали целесообразность применения реверса, что

будет способствовать повышению извлечения урана из рудных тел, снижению расхода растворителя и уменьшению времени отработки.

Из табл. 9.4 видно, что расходы на погашение скважин занимают второе место после затрат на растворитель и составляют 17—23% общей себестоимости. Дальнейшее снижение этой статьи затрат возможно за счет снижения стоимости буровых работ и повышения производительности труда на них, применения более дешевых и в то же время более прочных обсадных труб, совершенствования конструкций фильтров и формирования прифильтровых зон.

В США методом ПВ добывают значительное количество урана. В табл. 9.5 приведены экономические показатели предприятий подземного выщелачивания США, которые были опубликованы Г. Г. Ханкиным в 1975 г.

Таблица 9.5

Технико-экономические показатели предприятий подземного выщелачивания США

Показатель	ПВ пла-	Традиционные
Содержание в руде, % Производительность предприятия (по U3O8), т/год Число предприятий Продолжительность периода от начала строительства до выдачи продукции, лет Число технологических операций Дата отгрузки первой продукции	0,065 900 4 2—3 8 1977 г.	0,15 900 3 7—10 17 1982 г.
Статья затрат	•	
Капитальные затраты, млн. долл.: максимальные минимальные Удельные капитальные затраты (на I кг U3O8 в год), дол л: максимальные минимальные Общие (эксплуатационные) расходы (на 1 кг U3O8), долл.: 3 рудника -j- 1 ГМЗ 4 установки ПВ Расходы на рекультивацию (на 1 кг U3O8), долл. Стоимость производства первой продукции, долл./кг	16 8 17,6 9,0 19,8 26,2	70 40 77 44 25,3 1.1 68,0

Примерно такая же заработная плата входит в шахтные и общезаводские расходы. По схеме многократно используется вода из рудоносного горизонта в виде продуктивных и маточных растворов.
Новизна метода подземного выщелачивания применительно к урановым месторождениям, еще имеющееся несовершенство некоторых процессов и оборудования вызывают повышенные раходы средств и указывают на большие потенциальные возможности дальнейшего улучшения технико-экономических показателей. Приведем некоторые из них.
Наибольшая доля (от 25 до 45%) эксплуатационных расходов приходится на растворитель. Поэтому поиски путей снижения расхода серной кислоты заслуживают особого внимания.

Заслуживает внимания бурение скважин с обратной промывкой. Применение этого способа позволит уменьшить отрицательное воздействие промывочной жидкости на проницаемость рудных тел. На предприятиях ПВ, отрабатывающих месторождения на глубинах 200—300 м, значительное число скважин в период эксплуатации выходит из строя из-за нарушения целостности обсадных труб (прорывы, сдавливание труб и фильтров).

Для решения этой задачи и подготовки к освоению месторождений, залегающих на больших глубинах, разработана^ конструкции полиэтиленовых труб, армированных стальной сеткой.^ Проводятся испытания в производственных условиях первых партии таких труб • выдерживающих давление до 80-100 кгс/см*. Ведется Разработка конструкций соединения стальных обсадных труб покрытых анти-коррозионными лакокрасочными составами .

В 1976 г. сконструирована и изготовлена первая передвижная экспресс-лаборатория на базе автомашин ЗИЛ-130, предназначенная для измерения основных параметров процесса на отдельных скважинах, рядах и ячейках с последующим вводом данных измерений на ЭВМ. Экспресс-лаборатория, обслуживаемая одним оператором, способна выполнять значительное число анализов в смену и позволит заменить пробоотборщиков и аналитиков ныне действующих химических лабораторий. В ближайшие годы все предприятия ПВ будут оснащены такими экспресс-лабораториями.

Суммарные данные измерения параметров по участкам, сборным коллекторам и сорбционным установкам выводятся непосредственно на центральные щиты управления. На ряде сорбционных установок заканчиваются работы по переводу их на автоматизированный режим работы.

Нет сомнения в том, что внедрение АСУТП на предприятиях ПВ явится решающим фактором в создании управляемого процесса ПВ и дальнейшем повышении технико-экономической эффективности метода.

Решение задачи внедрения АСУТП и создания управляемого процесса будет ускорено благодаря дальнейшему развитию и совер-гшенствозанию геофизических методов контроля протекания тех или :иных процессов. В этом направлении проделана значительная рат бота.

Помня слова Д. И. Менделеева о том, что «**наука начинается там, где начинаются измерения**», дальнейшему развитию и совершенствованию геофизических методов измерения параметров хода процесса перевода урана в раствор следует уделять особое внимание.

Определение литологических разностей рудных тел и вмещающих пород (с помощью электро- и индукционного каротажа и спонтанной поляризации), а также структуры месторождения (сейсмическим методом, электро- и нейтронным каротажем) в процессах бурения и оборудования технологических скважин должно стать составной и неотъемлемой частью технологии метода ПВ.

Оперативное определение технического состояния скважин и, в частности, целостности обсадных труб, качества установки изолирующих манжет и

цементации затрубного пространства с помощью токового, гамма-гамма-, нейтрон-нейтронного и ультразвукового каротажа становится потребностью сегодняшнего дня. Особую важность представляют методы измерения и аппаратурное оформление приборов прямого определения из технологических скважин зон распространения рабочих растворов и концентрации в них рас-, творителя и окислителя, а также концентрации урана в продуктивных растворах в процессе их формирования.

Относительно подробное рассмотрение основных направлений совершенствования метода ПВ и повышения его эффективности применительно к месторождениям с проницаемыми рудами вызвано тем, что этот тип месторождений благоприятен для использования метода ПВ; дальнейшее, более быстрое развитие метода и наращивание добычи урана будут происходить в основном за счет этого типа месторождений. Широкое внедрение метода ПВ в добычу урана в Советском Союзе позволило включить в орбиту производственной деятельности месторождения с проницаемыми рудами и тем самым расширить сырьевую базу уранодобывающей промышленности.

Громадное большинство мировых запасов урана содержится в месторождениях, залегающих в осадочных формациях, доступных для отработки методом ПВ.

Месторождения непроницаемых руд, вскрываемые горными выработками

В настоящее время в уранодобывающей промышленности СССР работают предприятия подземного выщелачивания скатывающие месторождения такого типа, причем уран добывают из очень бедных (убогих) забалансовых руд.

Снижение себестоимости конечной продукции при методе ПВ более чем в два раза является следствием исключения ряда процессов и переделов, неизбежных при традиционном способе добычи подземными горными работами и переработки руды, в частности:

транспортировки руды под землей, выдачи ее на поверхность, и перевозки от рудника до ГМЗ, затраты по которым в данномконкретном случае составляют 15—20% суммы эксплуатационныхрасходов на конечную продукцию;

дробления, измельчения, сгущения, нейтрализации, транспортирования и складирования хвостов ГМЗ (22—25%);

более низкого расхода растворителя, что является заметнойсоставной частью экономии средств (12—15%).

Таблица 9.6 Основные технико-экономические показатели для случаев, когда руды были переработаны на-ГМЗ и когда металл добывался методом ПВ.

Показатель	Переработка руды на ГМЗ	Подземное выщелачивание
Содержание в руде	0,015	
Себестоимость единицы ечн кции продукции	100	
	100	
	100	
	63—66	

При рассмотрении табл. 9.6 обращает на себя внимание более-высокое извлечение металла при переработке руды на ГМЗ посравнению с ПВ.

Анализируя этот вопрос, нельзя не заметить, что дополнительный металл, полученный сверх 54—55% при переработке руды на ГМЗ, как следует из табл. 9.6 (себестоимость), обходится в 9— 10 раз дороже, чем уран, добытый методом ПВ. Повышение извлечения на 10—11 абс. % такой ценой нельзя признать оправданным, особенно для руд с убогим содержанием урана. При этом следует отметить, что проведенными промышленными опытами на четырех месторождениях такого же типа, имеющих руды с промышленным содержанием, показана возможность достижения извлечения из руд не ниже 75—80%. Такой уровень извлечения из недр в конечную-продукцию следует считать вполне удовлетворительным.

При традиционном способе добычи подземными горными работами и переработки руд на ГМЗ конечное извлечение металла из недр не превышает 85—90%, а с учетом забалансовых руд, которые или остаются в недрах, или добываются, но не перерабатываются на ГМЗ, извлечение чаще колеблется в пределах 75—85%.

Можно указать на следующие основные направления дальнейшего снижения себестоимости.

В практике предприятий ПВ, разрабатывающих месторождения гидротермального генезиса, руды которых перед выщелачиванием требуют предварительного дробления, чаще находят применение две системы разработки: принудительное этажное обрушение и с магазинированием руды. В предпочтение отдается первой системе, так как при магазинировании значительно возрастают объемы руды, которую необходимо выдавать на поверхность — до 30% всей отбитой в блоках руды, в то время как при системе принудительного этажного обрушения они не превышают 12— 15%. Принципиально эта система несет в себе неограниченные возможности роста производительности труда. В отличие от естественно проницаемых месторождений месторождения с искусственно-созданной проницаемостью требуют выполнения определенных горных работ и в связи с этим значительных (относительно) затрат на их производство. Существенную роль в этом играет заработная плата. Помимо дальнейшего совершенствования элементов самой системы разработок снижению трудовых и материальных затрат будет способствовать оснащению проходческих работ малогабаритными буровыми и погрузочно-доставочными машинами, а буровых работ по отбойке (дроблению) руды в блоках — высокопроизводительным буровым оборудованием и, в частности, буровыми станками ПК-60, ПК.-75, «Норит», а затем и гидроударными буровыми агрегатами.

Хотя в практике отечественных предприятий ПВ, отрабатывающих гидротермальные месторождения с искусственно ' созданной проницаемостью, расход растворителя небольшой, вместе с тем поиски путей дальнейшего снижения расхода являются важной задачей и составной частью снижения эксплуатационных расходов. Улучшение дробления руды при отбойке в блоках за счет совершенствования буровзрывных работ, в том числе применения жидких ВВ, повышение проницаемости отбитых руд скорее всего благодаря применению способа «встряхивания» небольшими зарядами массива •отбитой руды, совершенствование системы орошения из скважин, пробуренных по раздробленному рудному массиву и обсаженных перфорированными трубами, сокращение времени отработки блоков как путем совершенствования режимов выщелачивания, так и за счет применения окислителей — далеко не полный перечень направлений совершенствования метода ПВ для указанного выше типа месторождений. Уменьшение безвозвратных потерь рабочих и продуктивных растворов—это одно из направлений работы производственников и научных работников.

ОХРАНА ВНЕШНЕЙ СРЕДЫ И СОЦИАЛЬНОЕ ЗНАЧЕНИЕ МЕТОДА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Добыча полезных ископаемых сопровождается заметным разрушающим воздействием на окружающую среду, чем свидетельствуют результаты исследований. Так, Гертнер на VII Горном конгрессе отмечал, что едва ли имеется другая отрасль промышленности, которая в большей степени влияет на окружающий мир чем горнодобывающая, особенно в местах ведения открытых горных работ где ежегодно извлекаются из недр различных руд, угля, строительных материалов и пустых породно, значительное количество горной выработки не один год, а тем более в течение десятилетии (во возрастающих объемах) не может не влиять на окружающую среду. В течение последних трех десятилетий быстрыми темпами развивается уранодобывающая промышленность, которая наряду со всеми недостатками, присущими горным производствам по силе воздействия на природу, порождает дополнительные источники загрязнения поверхности почв и воздушного бассейна радиоактивными веществами.

Расширенное производство не должно наносить ущерб природе. Техника и природа должны и могут существовать в гармонии при соблюдении определенных условий.

«...Использовать природу можно по-разному. Можно — и история человечества знает тому немало примеров — оставлять за собой бесплодные, безжизненные, враждебные человеку пространства. Но можно и нужно, товарищи, облагораживать природу, помогать природе полнее раскрывать ее жизненные силы».

Законодательство о недрах предусматривает для горнодобывающих предприятий «безопасное для работников и населения ведение работ, связанных с пользованием недрами... Охрану атмосферного воздуха, земель,

лесов, вод и других объектов окружающей природной среды, а также зданий и сооружений от вредного влияния работ, связанных с пользованием недрами...».

Воздействие на окружающую среду, связанное с производством горных работ, включает в себя нарушение целостности земной поверхности, выброс в атмосферу пыли и газов, изменение количественного и качественного состава поверхностных и подземных вод.

Разработка месторождений методом ПВ по сравнению с традиционными горными способами в значительной степени уменьшает вред, приносимый окружающей среде, и имеет свои отличительные особенности.

1. **ОХРАНА ПОВЕРХНОСТИ ЗЕМЛИ**

Ведутся ли открытые горные работы, добывается ли руда подземным способом - значительные участки поверхности земли на длительный период исключаются из землепользования. Но этим неограничивается влияние горных работ на поверхность земли. ЛТ извлечения из недр запасов открытыми работами возвращение в хозяйственный оборот поврежденных земельсвязано

«Л И дорогостоящими работами по рекультивации месторождении и заполнение выработанного пространства вскрышных пород восстановление плодородия, т. е. по существу к няГа° "энного покрова как в бывшей чаше карьеров, так и на отвалах пустых пород.

пЬим1нени месторождения Подземными горными работами без ся значительно ДКИ выработанного пространства сопровождается значительным оседанием, а часто и обрушением с нарушением целостности земной поверхности. Даже в случае заполнения выработанного пространства закладкой оседание поверхности полностью не исключается и носит долговременный характер.

В уранодобывающей промышленности, несмотря на принятие комплекса мер по предотвращению пылеобразования, в процессе транспортировки, перегрузки товарных и забалансовых руд, а также пустых пород и их хранения происходит разнос пыли, содержащей радиоактивные вещества, на близлежащую поверхность, вызывая загрязнение почвенного покрова.

Из-за бедности урановых руд перерабатывающие гидрометаллургические производства с учетом санитарных зон занимают значительные площади, а объемы хвостохранилищ равны по количеству добываемым и перерабатываемым товарным рудам. Хвостохранилища не только полностью исключают большие площади земель из хозяйственного использования, но и являются очагами пылеобразования.

Разработка месторождений методом ПВ через систему скважин оказывает несравнимо меньшее отрицательное влияние на поверхность земли. Отсутствуют оседания и нарушения земной поверхности, отвалы забалансовых руд и пустых пород, а также, хвостохранилища. На всех переделах, включая вскрытие и подготовку рудных тел, отсутствует пылеобразование. Несоизмеримо сокращаются объемы перерабатывающего

производства за счет исключения из технологической схемы громоздких операций рудоприемки, рудоподготовки и выщелачивания.

Во всем цикле работ по методу ПВ имеется одно слабое звено, которое в практике эксплуатации месторождений может приводить, а иногда и приводит к загрязнению почвенного покрова. Связано это обстоятельство с нарушениями технологического регламента при закачке и откачке технологических растворов. При этом в устьях эксплуатационных скважин случаются разливы технологических растворов по различным причинам (заиливание и кольматация фильтров и прифильтровой зоны скважин, разрушение фильтров и обсадных труб, нарушение герметичности соединений трубопроводов в устьях технологических скважин и до). Отмечены случаи порыва и нарушения герметичности трубопроводов закачных и продуктивных растворов, вследствие чего часть растворов разливается на поверхность почвы по трассе специальных мер по предотвращению указанных загрязнений перед началом эксплуатации ряда (ячейк/) или участка поверхностного плодородного слоя по7,/и эксплуатационных скважин на ширину 4-5 м и 50 см (рис. 10.1 и 10.2).

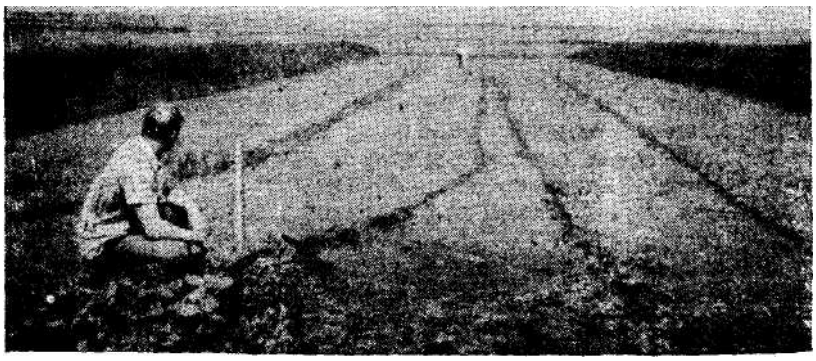
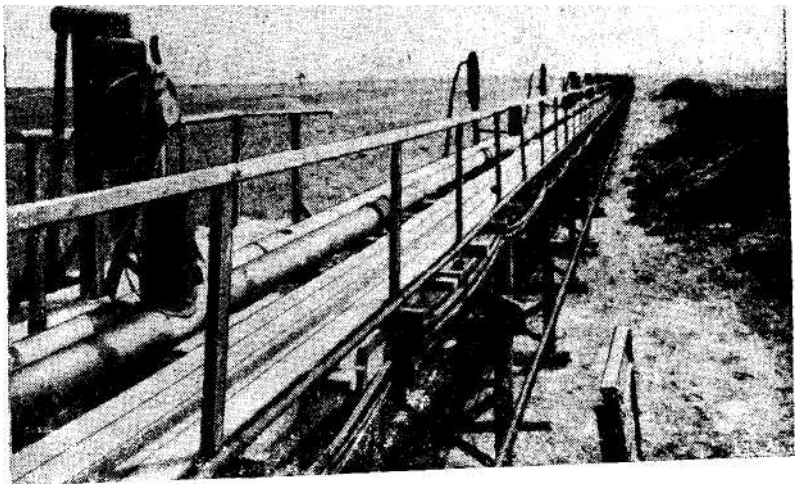


Рис. 10.1. Снятие плодородного слоя земли



Рос. 10.2. Эстакада откачных скважин. Справа от нее - складированная плодородная земля

После' отработки запасов на участке плодородный слой почвы возвращается на прежнее место. Таким образом, при относительно небольших затратах труда и средств через непродолжительный отрезок времени (4—5 лет) от начала эксплуатации по мере отработки участков земля возвращается в сельскохозяйственное землепользование без ухудшения ее плодородия.

При надежности герметизации трубопроводов и высоком уровне организации службы эксплуатации не всегда необходимо снимать плодородный слой сплошными траншеями. На участках, в которых расстояние между скважинами в ряду (ячейке) более 12—15 м, можно ограничиваться снятием верхнего слоя почвы только вокруг технологических скважин. В результате принятия должных мер по предотвращению разлива растворов на двух предприятиях, расположенных в районе плодородных земель, оказалось возможным выращивание сельскохозяйственных культур в междурядье скважин во время добычи металла без заметного загрязнения их радиоактивными веществами.

Вследствие того, что отработка запасов по отдельным участкам ПВ (о чем упоминалось выше) длится 4—5 лет, отпадает необходимость исключения из землепользования на весь период отработки всей площади месторождения, и в этом проявляется дополнительная положительная особенностсь подземного выщелачивания. По мере погашения запасов отработанные участки передаются сельскому хозяйству (рис. 10.3).

Рис. 10.3. Рекультивированные земли

По сравнению со скважинным вариантом разработка скальных месторождений методом ПВ с предварительным дроблением руд оказывает более заметное воздействие на поверхность земли.

Преимуществом ПВ в сравнении с традиционными способами добычи является исключение потерь земной поверхности под хвостохранилищами и загрязнения почв в результате пылеобразования при транспортировке руд от рудника до гидрометаллургического завода. Вместе с тем, как и в случае традиционных способов добычи, на длительный период из землепользования исключаются определенные участки земной поверхности, занятые отвалами пустых пород, полученных в результате проходки горнокапитальных выработок, и руды, выданной на поверхность в процессе ведения горноподготовительных, нарезных и частично очистных работ (при создании

отрезных щелей и компенсационных пространств в блоках). Но размер потерянных для землепользования участков при этом способе в сравнении с обычными горными работами в несколько раз меньше, так как на поверхность выдается не более 12—15% отбитой под землей руды.

Проседанию поверхности земли над отработанными рудными телами заметно препятствует то, что при принудительном этажном обрушении отбойка руды производится с высоким коэффициентом зажима и выщелоченная в блоках руда является хорошей (попутной) закладкой.

2. ОХРАНА ВОЗДУШНОГО БАССЕЙНА

Основными веществами, загрязняющими воздушный бассейн, при традиционных способах добычи и переработки урановых руд являются:

пыль, образующаяся в процессе добычи, транспортировки, дробления руд, складирования в отвалах и длительного хранениях хвостов гидрометаллургических производств, в том числе пыль, содержащая радиоактивные вещества. К радиотоксичным веществам в рудничной пыли относятся долгоживущие а-излучатели (U, Ra, Po, Io, RaD), которые могут оказывать вредное .воздействиена живые организмы при вдыхании загрязненного рудничноговоздуха вблизи вентиляционных установок;

газы, выделяющиеся при взрывных работах и в результатехимического взаимодействия реагентов с рудами и полупродуктами в процессе гидрометаллургической переработки (COг, CO, H_2S, пары H_2SO_4, N_2O_3, NH_3 и др.).

Несмотря на хорошо организованное пылеподавление на подземных горных работах (содержание пыли в рудничной атмосфере не превышает 1 мг/м3) при перегрузках, транспортировке и дроблении руд, а также при складировании забалансовых руд, пустых пород и хвостов в воздушный бассейн попадают только с одного рудника средней производительности вместе с гидрометаллургическим заводом десятки тонн пыли в год. Особенно заметное ко-

личество пыли поступает в атмосферу в процессе ведения открытых горных работ из-за больших объемов вскрышных работ и сложности пылеподавления в зимний период.

При разработке месторождений методом ПВ, когда применяется вариант вскрытия и подготовки рудных тел с предварительным дроблением руды в блоках, по сравнению с традиционными способами добычи значительно снижаются пылевыделение и загрязнение воздушного бассейна пылью и радиоактивными веществами вследствие выдачи на поверхность небольшой части отбитой горной массы и исключения надобности в хвостохранилищах.

Скважинный вариант вскрытия и отработки месторождений полностью исключает какие-либо источники пылевыделения и в десятки раз уменьшает выделение радиоактивных веществ в атмосферу. Небольшим источником выделения радона являются откач-ные скважины. При эрлифтном способе подъема растворов около скважин образуется небольшое аэрозольное облако, состоящее из распыленных частиц раствора и газообразных продуктов, вклю-

чая радон. Некоторое количество радона и короткоживущих продуктов его распада сразу же после выброса в атмосферу рассеивается, теряет свою активность и реальной опасности в дальнейшем не представляют. Исследования подтверждают, что такое аэрозольное загрязнение не превышает допустимых пределов и лишь • немного выше окружающего фона.

Откачка растворов погружными насосами вместо эрлифтов ликвидирует распыление продуктивного раствора, создает возможность герметизации откачных скважин и, как следствие, резко сокращает выделение в атмосферу радона.

3. **ОХРАНА ПОВЕРХНОСТНЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ВОД**

Если в вопросах охраны поверхности земли, ландшафта и воздушного бассейна метод ПВ имеет неоспоримые преимущества, то в части охраны поверхностных и особенно подземных вод мнения неоднозначны. Расхождения в оценках являются следствие*.того что rfSiTTTB на протяжении ряда лет разработки месторождения в поДз5шые-воды рудоносных горизонтов для создания необходимых концентраций растворяющего реагента закачиваются Десятки « сотни тысяч серной кислоты или другого растворителя. При рас-

(продуктивном и рабочем) некоторые компоненты накапливаются в колич™тва°х значительно превышающих ^™£^1ы1 концентрации для вод, используемых в питьевых и хозяйственных целяЦхе ВР уГовиях сернокислотного выщелачивания таиын компонентами являются: 1) составляющие растворителя SO4 и кислотность среды; 2) продукты выщелачивания - радиоактивные

Состав	SiO_2	Fe_2O_3	FeO	MgO	CaO
Содержание, %	76—85	1—1,5	1,6—2,2	0,05—1,0	0,4—0,8

X

элементы (U, Ra, ,Po, RaD), Fe2+, F3+, AP+и другие катионы; 3) технологические продукты переработки растворов — NOj", Cl~ (в зависимости от применяемого способа десорбции смолы).

Проиллюстрируем формирование состава технологических растворов на примере одного из месторождений, отрабатываемого растворами серной кислоты с начальной концентрацией от 10 до 30 г/л. Химический состав рудовмещающей толщи приведен в табл. 10.1. Руды содержат 68,2% кварца, 24,5% гидрослюд и каолинита, 6,7% углистого вещества, 0,3% сульфидов.

Характеристика природных вод и технологического (продуктивного) раствора приведена в табл. 10.2. Из данных табл. 10.2 следует, что|в рудовмещающем горизонте отрабатываемого участка месторождения подземные воды претерпевают существенное изменение в солевом составе. Это относится, в частности, к таким компонентам, как Fe3+, Fe2+, SO|+, NO^- A13+, урану и кислотности (pH). Рост солесодержания в

пределах отрабатываемых рудных тел относится к категории, предусмотренной технологическим регламентом, без которого невозможно осуществлять добычу урана. Процесс перевода урана в раствор происходит непосредственно в рудном теле, в обводненном рудовмещающем горизонте, в определенном ограниченном пространстве этого горизонта. Загрязнение подземных вод технологическими растворами за пределами отрабатываемых участков может быть вызвано растеканием технологических растворов за пределы отрабатываемой части месторождения по рудовмещающему и смежным водоносным горизонтам.

Знание закономерностей протекания процессов перевода урана в раствор, направленности и изменения (повышения) солесодержания и соблюдение регламентов технологических процессов являются основными и решающими условиями предотвращения загрязнения подземных вод.

Из основных закономерностей гидродинамики известно, что вокруг откачных скважин создаются значительные по размерам депрессионные воронки, препятствующие растеканию закачных и продуцирующих растворов. Эта закономерность дополняется важным и обязательным принципом метода ПВ — соблюдением гидродинамического равенства закачки выщелачивающих и откачки продуктивных растворов* J -

Как правило, на гидрогенных месторождениях рудовмещающий горизонт отделен от смежных водоносных горизонтов водо-

упорными толщами, исключающими перетекания выщелачивающего и продуктивного растворов в смежные водоносные горизонты. Важным мероприятием, предотвращающим перетекание солесо-держащих вод в смежные горизонты, является качественно выполненная изоляция их от рудовмещающего горизонта при сооружении скважин. Сущность изоляции состоит в правильной цементации затрубного пространства. На рис. 10.4 показаны способы выполнения этих работу]

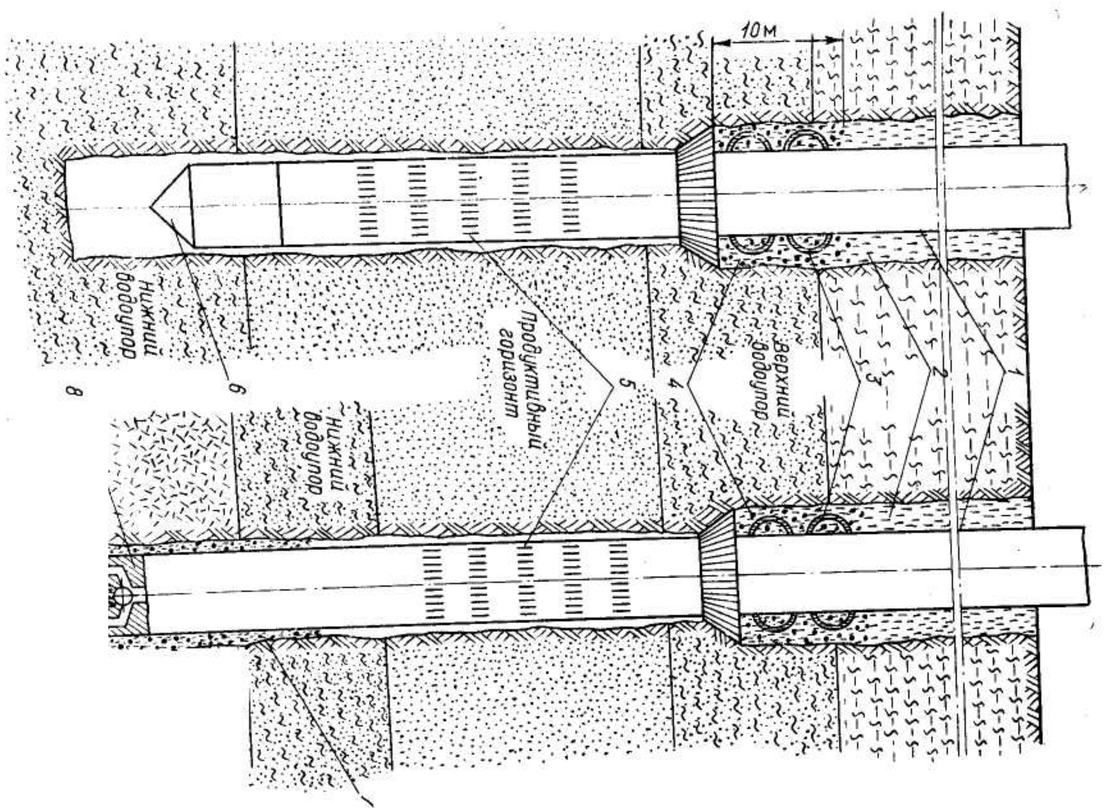
Но несмотря на принятие комплекса мер, препятствующих растеканию технологических растворов за мых участков, в практике работы предприятии ПВ утечки; наблюдаются хотя носят они временный характер, а по количеству растекающихся lворов невелики. Многочисленными исследованиями, опытными работами, практикой работы предприятии ПВ установлено, что и в этих случаях загрязнения локализуются в результате природных процессов (нейтрализации сорбции осаждения, разбавления) распространяются на небольшие расстояния.

	2—6	0,5-1,2	0,4—0,7	0,2—0,4	0,3—1,5	2—12

Таблица 10.2

Физико-химическая характеристика природных вод и технологических растворов продуктивного горизонта

Параметры и компоненты	Температура, °C	Вязкость, сП	Плотность, г/см³	pH	*Eh*, мВ	Содержание, мг/л							
						Al^{3+}	Fe^{3+}	Ca^{2+}	Mg^{2+}	Fe^{2+}	N^{+}	K^{+}	NH_4^{+}
Природные воды	11,16	1,37	1,008	7,72	+268	—	—	184	97	1,2	420	66	—
Технологический раствор	13,8	1,24	1,04	1,1	+730	883	1353	409	307	216	46	31	176



а

продуктивного г

а — при пересечении скважиной верхнего водоуг

него и нижнего водоупоров с переуглубкой скв

4 — зо

Несмотря на технологические преимущества использования нитратных растворов в процессе десорбции, для предотвращения загрязнения подземных вод следует вводить в практику работы предприятий ПВ другие солевые формы десорбирующих растворов (сульфатные, карбонатные, бикарбонатные и др.).

Рассмотрим поведение радиоактивных элементов (изотопов радия, полоний, ионий). В процессе подземного сернокислотного выщелачивания все эти радиоактивные элементы переходят враствор до определенного предела их концентраций задолго до окончания выщелачивания урана. Они не поглощаются анионитами, и их равновесное содержание в технологических растворах сохраняется в течение всего периода эксплуатации месторождения.

Иногда установившееся равновесие незначительно отклоняется по отдельным зонам на стадии закисления. Исследованиями установлено, что существенной миграции радиоактивных элементов с подземными водами за пределы отрабатываемых участков не наблюдается. По мере продвижения естественного потока подземных вод, содержащих технологические растворы, кислотность вод снижается, что сопровождается сорбцией радиоактивных элементов вмещающими толщами горных пород. Исследование этого процесса, проведенное на одном из месторождений, показало, что при снижении кислотности до pH = 5-f-6 радиоактивные элементы (изотопы урана, радия, ионий и полоний) на 90% и более сорбируются вмещающими породами (рис. 10.5).

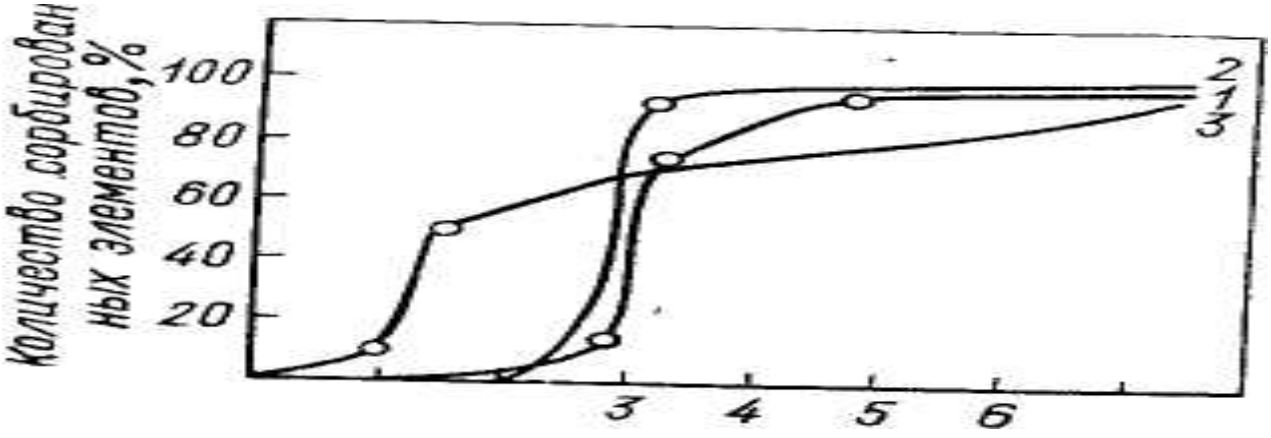


Рис. 10.5. Соосаждение и сорбция радиоактивных элементов на породе в зависимости от pH среды: t—'яга; 2 —полоний; з — радий

В результате этого содержание радиоактивных веществ в подземных водах становится значительно ниже предельно допустимых концентраций. Несмотря на наличие эффективных естественных преград, препятствующих растеканию технологических растворов за пределы отрабатываемых

месторождений (или отдельных его участков) на значительные расстояния, одна из главных задач работников предприятий ПАВ является предотвращение даже незначительного растекания технологических растворов, в практике работы предприятий ПВ особое внимание уделяется контролю за технологическим процессом. Для решения этой задачи на объектах бурят и оборудуют развитую сеть наблюдательных скважин. В табл. 10.3 приведен перечень основных объектов, параметров и средств наблюдения и контроля за источниками, которые могут привести к загрязнению.

Предлагается следующий порядок расчета. Определяется

•общий объем пород, через которые будет проходить сток подземных вод:

V = mat, м3,

где т — средняя мощность фильтрующих пород, м; а — ширина потока технологических растворов, м; / — длина пути фильтрации до места разгрузки подземных вод, м.

Объем пород с исключением пористости составит

V — Va = V — nV = (l—n)V, м3, *~""

где Vu — объем пор, м3; n=VJV. Масса пород

Q = (V — nV)d = (l—n)mald, r, где d — средняя объемная масса пород, т/м3.

Допустим, что нейтрализация растворов происходит только за счет реакции с карбонатом кальция (хотя избыточная кислотность реагирует и с окислами металлов, и с другими компонентами). Количество карбонатов кальция в породе

P = QQ100 = (1 — n)maldQ№, т, тде Со — среднее содержание CaCO3 в породе, %.

Химический состав технологических растворов для каждого месторождения специфичен, поэтому в каждом конкретном случае экспериментально определяется расход CaCOз на нейтрализацию единицы объема растворов.

Общее количество технологических растворов, имеющихся на месторождении, нейтрализуется при контакте с определенным количеством породы:

Q = p/pт = (1 _ п) maldC0/PT, м3,

где Рт — расход CaCO3 на нейтрализацию 1 м3 раствора. Из этого уравнения определяется путь, необходимый для нейтрализации, дезактивации и очистки вод при их естественной фильтрации:

I = Qp/(1 ~ п) maldC0, м.

Определив путь и зная коэффициент фильтрации, можно найти время дезактивации и очистки подземных вод.

Рассматривая вопрос об охране подземных вод при добыче урана методом ПВ, когда применяются традиционные схемы вскрытия месторождений и шахтные системы разработки, следует констатировать, что ПВ происходит в условиях глубоких депрессионных воронок, практически полностью исключающих растекание технологических растворов. Как правило, природные подземные воды подтекают в действующие горные выработки, что приводит к разубоживанию продуцирующих и продуктивных растворов.

Несмотря на это, в практике работы предприятий ПВ принимаются дополнительные технические меры, способствующие предотвращению загрязнения подземных вод: бурение дренирующих скважин извлечение урана из очень бедных продуктивных растворов 8-10 мг/л с помощью малогабаритных передвижных сорбционных установок.

4. **СОЦИАЛЬНОЕ ЗНАЧЕНИЕ МЕТОДА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ**

Ж. Арене, советские исследователи А. Рыбкин, В. Г. Бахуров, В. П. Новик-Качан, С. Вечеркин, Н. В. Губкин, И. К. Руднева, Б.В. Невский в своих работах также отметили придавали большое значение экономической эффективности метода ПВ.

Значение полной автоматизации всех процессов горного производства очень велико и не нуждается в дополнительных пояснениях.

По существу горное производство при методе ПВ в традиционном представлении отсутствует. И определение «горнорабочий» по отношению к работникам ПВ неприменимо.

Важное значение имеют вопросы, касающиеся охраны труда и техники безопасности. Постоянная забота об улучшении условий труда, о сведении к минимуму и полному устранению ручного, малоквалифицированного и физически тяжелого труда, о создании на всех производственных процессах обстановки, исключающей профессиональные заболевания и производственный травматизм, в нашей стране всегда имела первостепенное значение. Вероятность несчастных случаев вообще и с тяжелым исходом в частности, а также возникновения профессиональных заболеваний при варианте метода ПВ, когда рудные тела вскрываются скважинами, во много раз ниже, чем при традиционных способах добычи руд. Практика работы предприятий ПВ подтверждает резкое снижение производственного траматизма. И это вполне закономерно, поскольку исконно тяжелые и потенциально опасные работы по проходке горных выработок и добыче руды заменены физико-химическими процессами, где основную роль как при добыче полезного ископаемого, так и его транспортировке играют водные растворы. И вместе с тем, несмотря на решающую роль водных растворов, потребление свежей пресной воды во всех производственных процессах отсутствует. Свежая пресная вода расходуется только на хозяйственно-бытовые нужды.

Характер и условия труда работающих на предприятиях подземного выщелачивания отвечают или близки к решению большой и важной задачи в этой области деятельности. Выше было показано, что метод ПВ при варианте вскрытия рудных тел скважинами является безотходным производством. Кроме того, при методе ПВ несравненно меньшее негативное влияние оказывается на природный ландшафт, поверхность земли, воздушный

бассейн и гидрографическую сеть по сравнению с традиционными способами добычи.

Невозможно переоценить значение одного из важнейших показателей деятельности человека, каким является производительность труда. При значительном снижении напряженности и интенсивности труда рабочего по сравнению с традиционным; метод ПВ позволяет повысить производительность труда по конечной продукции - урану в концентрате в 2-4 раза Такой пост достигнут в условиях, когда еще далеко не все процессы операции механизированы, а частичная автомтизация находится на стадии опытных работ. В связи с этим метод ПВ обладает большими потенциальными возможностями дальнейшего повышения производительности труда.

XI

Основы и стадий проектирования предприятий подземного выщелачивания

При создании проектов будуших предприятий должы быть использованы передовые достижения наук, техники и производства, известные на момент его разработки. Кроме этого, необходимо учитывать, что создание нового предприятия или сооружения в любом районе страны не может не затрагивать его перспектив и сложившихся хозяйственных и иных связей с другими районами. Новое предприятие должно вписываться в эти связи и способствовать их дальнейшему укреплению и развитию, интенсифицировать экономическое и социальное развитие района.

2. СОСТАВНЫЕ ЧАСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ

Предприятие по разработке месторождения методом ПВ состоит из следуюших основных частей: добычного комплекса, системы транспортировки рабочих и продуктивных растворов, установки по переработке растворов и вспомогательных производств (рис. 11.1). Добычной комплекс имеет своим назначением подготовку и эксплуатацию месторождения путем подачи в рудные тела рабочих растворов, перевода полезного компонента в раствор и выдачи на поверхность продуктивных растворов. Этот комплекс для разработки месторождений проницаемых осадочных горных породах включает себя технологические скважины, средства подачи рабочих и откачки продуктивных растворов из них.

При разработке месторождения с предварительным дроблением руд добычной комплекс представляет собой систему горных выработок (или скважин) для вскрытия, подготовки и эксплуатации отдельных его частей и для подачи рабочего и сбора продуктивных растворов из блоков ПВ. В ходе подготовки таких месторождений к эксплуатации проводятся буровзрывные работы для создания искусственным путем проницаемости и обнаженности руды н обеспечения наиболее полного контакта с ней рабочего раствора.

Технологическая установка предназначена для извлечения полезного компонента из продуктивньгх и приготовления рабочих растворов. Она состоит из узлов сорбции, регенерации и приготовления растворов. Система транспортировки растворов является связующим звеном между добычным и технологическим комплексами и служит для разводки по скважинам рабочих растворов и сбора и перекачки продуктивных растворов с участков выщелачивания на технологический узел. В ее состав входят центральная и полевые насосные станции и трубопроводы для рабочих, продуктивных и бедных растворов. Если для откачки растворов из скважин используются эрлифты, то в систему входят также трубопроводы для сжатого воздуха и компрессорные станции. Кроме указанных основных частей предприятия ПВ в его состав входят ряд вспомогательных служб и сооружений (ремонтная база, гараж, бытовые, складские помещения и др.), назначением которых является обеспечение производственной деятельности и неформальных социально-бытовых условий работаюших на предприятии.

3. СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Основным нормативным документом, определяющим порядок и содержание работ по проектированию новых предприятий и сооружений, является Постановление ЦК КПСС н СМ СССР от 28 мая 1967 г. Т49 380 «06 улучшении проектно-сметного дела. На основе этого Постановления были разработаны соответствующие инструкции и указания, являющиеся руководящими документами при проектировании предприятий и сооружении. В соответствии с Инструкцией по разработке проектов и смет для промышленного строительства (СН 202—76), утвержденной Госстроем СССР от 16.03.76, проектирование может осуществляться в две или одну стадию. При двухстадийном проектировании разрабатываются технический проект (ТП) и рабочие чертежи (РЧ). При одностадийном проектировании разрабатывается технорабочий проект (ТРП). Кроме того, следует выделить еще две предпроектные стадии, Соответствующие различным этапам освоения месторождения: стадию разработки техникоэкономического доклада (ТЭД) для обоснования временных кондиций для подсчета запасов и целесообразности перехода к детальной разведке месторождения и стадию разработки технико-экономического обоснования (ТЭО) строительства предприятия по добыче и переработке полезного ископаемого.
Все эти материалы учитывают необходимость вроведеiIия близких по содержанию технико-экономических расчетов, отличающихся детальностью их проведения и достоверностью, принятой для расчетов исходных данных.
ТЭД готовится по материалам предварительной разведки ДЛЯ обосцования целесообразности промышленного освоения место- рождения главным образом путем определения качества и количества запасов полезного ископаемого, пригодного для рентабельной отработки в данных природных условиях и по определенIIои технологической схеме. При наличии таких запасов ТЭД является основанием для перехода к детальной разведке

месторождения.
Разработка ТЭД регламентируется «Положением о порядке составления и рассмотрения технико-экономических докладов о целесообразности промышленного освоения вновь открытых месторождений и принятия по ним решений о переходе от предварительной к детальной разведке» (Госплан СССР, 1960).
ТЭО разрабатывается по материалам детальной разведки месторождения и в соответствии с Указаниями о составе, порядке разработки и утверждения технико-экономических обосновании (ТЭО) проектирования и строительства крупных и сложных предприятий и сооружений (Госплан СССР, 1970) и Постановлением Госстроя СССР от 15.09.75 Не 156 «06 уточнении порядка разработки ТЭО и проектов на строительство объектов».
Принятые в ТЭО основные решения согласовываются соответствующим предприятием с заинтересованными министерствами и ведомствами и утверждаются в порядке, установленном перечисленными документами.
Утвержденное ТЭО является основанием для составления задания на разработку технического (технора бочего) проекта. Организация, утверждающая ТЭО, одновременно принимает решение о последующем проектировании в одну (тРП) или две (ТП и РЧ) стадии.
ТП (ТРП) представляет собой основной документ, на основании которого могут осуществляться финансирование и строительство нового предприятия и сооружения. В тп предусматривается необходимость разработки РЧ. для предприятий пв рабочие чертежи выполняются по установленным в ТП очередям строительства предприятия. При разработке РЧ проводится уточнение и детализация решений ТП в той степени, и какой это необходимо для строительно-монтажных работ.
Следует отметить, что некоторые из перечисленных стадий разработки проектной документации в зависимости от сложности, масштабов месторождения, потребности в сырье и других факторов могут быть сокращены или дополнены новыми.

4. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Состав исходных данных остается постоянным для любой стадии проектирования; изменяться может только степень их обоснованности. В конечном счете качество исходных данных определяет стадию проектирования.
При постоянном составе исходных данных их объем, достоверность и качество должны повышаться по мере изменения стадии проектирования путем последовательного приближения условий их получения к условиям промышленной эксплуатации месторождения.
При этом основными критериями качества исходных данных являются, с одной стороны, степень учета влияющих на них природых и технических факторов и, с другой, — степень сходимости значений, получаемых из опытов, с их расчетными параметрами.
В первом приближении исходные данные для проектирования предприятий

ПВ можно разделить на пять основных групп: географоэкономическую, геологическую, гидрогеологическую, физических свойств вмещающих пород и технологических свойств руд и растворов. Географоэкономическая группа включает в себя сведения о климате, гидрографии, рельефе района месторождения, транспортных связях, обеспеченности энергией, водой, топливом, потребности в добываемом сырье, его стоимости и др. Эти сведения необходимы главным образом для разработки мероприятий по оптимальному «вписыванию нового предприятия в сложившуюся экономическую структуру района и народное хозяйство в целом.

К геологическим исходным данным относятся данные, характеризующие геологическое строение района и площади месторождения, форму рудных тел и залежей, их размеры пространственное положение, содержание в них основного металла и других полезных компонентов, Зономерности их распределения, литологический и минералогический состав рудовмешаюших и окружающих пород, взаимоотношение рудных и безрудных частей разреза месторождения, а также относительное количество запасов металла, приходящихся на различные литологические разности, и др. Геологические исходные данные используются при разделении площади месторождения на участки и блоки ыгцелачиванИЯ, определении их размеров и последовательности отработки, разработке конструкций скважин и др. Они используются также для выбора схемы вскрытия месторождения и системы разработки в том числе для определения количества шахтных стволов, высоты этажей, размеров блоков и др.

К гидрогеологическим исходным данным относятся сведения о проницаемости руд и вмещающих пород, положении статического уровня подземных вод, количестве водоносньтх горизонтов, их распространенности и характере связей друг с другом, положении областей питания и разгрузки подземных вод и др.

Эти данные используются при выборе схем расположения эксплуатационных скважин, определении их дебитов в случае отработки месторождений при помощи систем закачных и откачных скважин, для расчета контуров распространения выщелачивающих растворов, при выборе системы водопонижения для осушения или обводнения горизонтов, для обоснования схем подачи рабочих и улавливания продуктивных растворов при выщелачивании из руд в блоках, при оценке степени загрязнения недр рабочими и продуктивными растворами и соответственно для обоснования мероприятий по санитарной охране водоносных горизонтов.

Физические свойства горных пород, слагающих месторождение, определяются при проведении разведочных работ. Необходимо знать такие свойства, как плотность и объемная масса ПОРОД, общая и особенно эффективная пористость, трещиноватость, сжимаемость, крепость, гранулометрический состав рудоносных II рудовмещающих отложений, их характеристики по взрываемости, ,іроблению и др. Эти данные являются исходными при расчете объема буровых и горных работ, выборе способа

проходки горных выработок и их крепления, определении затрат труда, материалов, электроэнергии и пр.
Технологические свойства руд и растворов являются наиболее важными исходными данными при проектировании и эксплуатации месторождений методом ПВ. К ним относятся данные об основных компонентах выщелачивающего раствора (растворитель, окислитель, комплексообразователь, поверхностно-активньте вещества) и их концентрациях, максимально допустимые концентрации отдельных компонентов и их сумма в оборотном растворе, режим выщелачивания для различных типов руд и др.
В этой группе находятся данные, получение которых необходимо в отличие от других, только для обоснования метода ПВ, в связи с чем они называются основными геотехнологическимii исходными данными, К ним относятся:
1) закономерности изменения концентрации металлла в растворе и степени его извлечения в зависимости от времени, скорости и длины пути фильтрации выщелачивающх растворов для различных типов руд и Пород;
2) закономерности изменения удельного расхода по компонентам выщелачивающего раствора в зависимости от времени, скорости и длины пути его фильтрации для разлйчных типов руд и пород;
3) закономерности изменения в процессе выщелачивания основных гидрогеологических параметров (коэффициентов фильтра ции, проводимости, эффективной пористости) продуктивного горизонта в целом и для основных типов руд и вмещающих пород В отдельности, а также для профильтровых зон скважин.
i226
Основные геотехнологические исходные данные в комплексе с другими исходными данными используются для обоснования и расчетов параметров системы разработки месторождений. Степень их достоверности и обоснованности увеличивается по мере изменения стадии проектирования. При освоении проницаемых пластовых месторождений достоверность этих данных должна быть подтверждеНа:
1) для стадии ТЭД полевыми (опробование вродуктинного горизонта для ПВ) исследованиями основных закономерностей выщелачивания и условий движения выщелачивающих растворов и выноса металла из продуктивного горизонта на представительных участках месторождения во время проведенеия предварительной разведки. Полевым исследованиям должны предшествовать лабораторньте исследования, проводимые по представительному керновому материалу;
2) для стадии ТЭО ОПЫТНОЙ отработкой на представительных участках месторождения нескольких ячеек (блоков) эксплуатационной сети скважин как основных технологических элементов возможной системы разработки, определенной при составлении ТЭД. Опытная отработка проводится на стадии детальной разведки;
3) для стадии ТП опытноПРОмь1шленнОЙ отработкой представiительного участка месторождения по системам разработки, определенным в ТЭО.

Опытнопромышленная отработка должна проводиться по ТРП опытнопромышленнОго участка;
4) для стадии РЧ первой очереди строительства исследованиями на контрольных ячейках (блоках) участка расширенной опыт1-то-пром ышленной отработки. Возможность расширения должна быть предусмотрена в тп строительства опытнопромышленного участка;
5) для РЧ второй и последующих очередей строительства исследованиями в контрольных блоках, расположенных на Площадях преДыДущей очереди разработки (строительства).

5.СОДЕРЖАНИЕПРОЕКТНЫХРАБОТ

Проектные работы на любой из перечисленных стадий проектирования начинаются с выбора и обоснования схемы вскрытия и системы разработки месторождения. для пластовых проНттЦаемых месторождений система разработки состоит из таких основных частей, как схема расположения технологических скважин, последовательность их включения, режим их работы и порядок погашения отработанных частей месторождения. Исходя из выбранной системы, рассчитывают основные ее геотехнологические показатели, которые кладутся затем в основу технических разработок добычного и перерабатыВаюего комплексов, системы транспортировки растворов и других частей предприятия ПВ. В результате этих разработок определяются потребности в трудовых ресурсах, материалах, энергии, оборудовании, машинах и механизмах и пр. В заключение проводятся экономические расчеты, обосновывающие целесообразность разработки месторождеНИЯ или его части и строительства для этого предприятия подземного выщелачивания.
Наиболеё специфичной частью работ при проектировании разработки способом ПВ являются работы, связанные с выбором системы разработки и расчетами основных геотехнологических показателей.
для выбора системы разработки в первую очередь необходимо обосновать схему расположения скважин. Несмотря на важность работы по определению рациональной схемы размещения скважин на площади месторождения, универсальные принципы, руководствуясь которыми, можно было бы подобрать наилучший вариант, однозначно еще не сформулированы. В связи с этим выбор окончательной схемы расположения скважин проводится в два этапа. На первом этапе разрабатывается несколько вариантов схем, болеее или менее полно учитываюЩих требования эксплуатации и особенности природных условии, по которым проводятся приближенные расчеты основных геотехнологических показателей. После сравнения вариантов между собоп по этим признакам оставляют 2—3 варианта (пример таких вариантов показан на рис. 11.2), представляющихся наиболее рациональными, и по ним проводят более подробные расчеты, результаты которых используют при разработке других частей проекта. К основным геотехнологическим показателям относятся концентрация металла в продуктивных растворах, суммарный дебит скважин, дебит

откачной скважины, число одновременно работающих скважин, продолжительность отработки блоков, рядов И ячеек, время появления продуктивнътх растворов в откачныХ скважинах, расход и концентрация растворителя и окислителя, размеры понижений и повышений уровня в рабочих скважинах. Приближенные расчеты составляются следующим образом.

Концентрация металла в продуктивных растворах, точнее ее среднее значение за весь период эксплуатации принятого к отработке участка месторокдения, определяется по формуле

С ЕРй!МР, (11.1)

где р — запасы металла на отрабатываемой площади; Е — коэффициент извлечения; плотность продуктивного раствора; i — отношение массы выщелачивающего раствора к массе руды, соответствующее заданному коэффициенту извлечения, среднему расчетному расстоянию между скважинами и оптимальной скорости фильтрации раствора (определяется с учетом зависитiости интенсивности выщелачиваний 0т Клин11 пути и скорости фильтраi4ии раствора); М средняя Мощность водоносных пород, прорабаты ваемая выщелачивающим раствором; Г —. отрабатываемая площадь; ,‘— объемная масса руды.

229

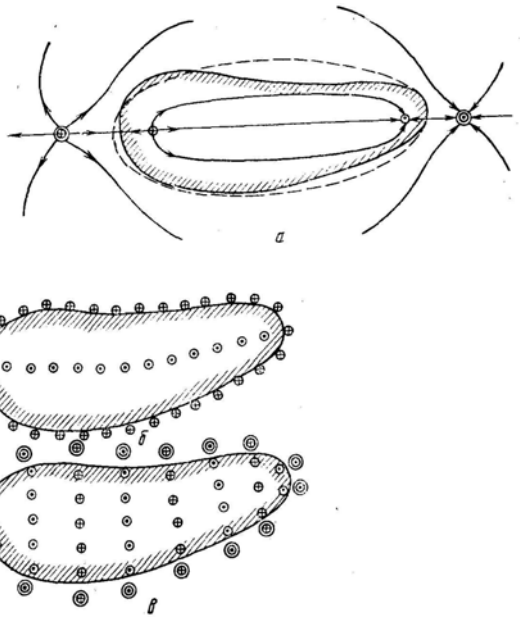


Рис. 11.2. Проектные варианты расположения рабочих скважин! для отработки залежи овальной формы:

а — четырехскважинная схема: б — схема с продольными линейными рядамискважин;

в — схема с поперечными линейными рядами скважин; 1 — граница залежи 2—линия тока;

предельный контур циркуляции выщелачивающего раствора; 4 — закачная технологическая скважина; — отка’ы технологическая скважина; б— зака’о

барражная скважина; 7— откачная барражная скважина Суммарный дебит откачныХ скважин при эксплуатации определяется по формуле

где Ме — проектная годовая производительность предприятия по металлу; Т — расчетное число рабочих дней в году. Следует отметить, что расход определяемый по формуле (11.2), включает в себя как продуктивные так Іи непродуктивные растворы, извлекаемые на первой стадии выщелачивания. для стадий закисления участка расчет приведен ниже. дебит откачной скважины (11.3)

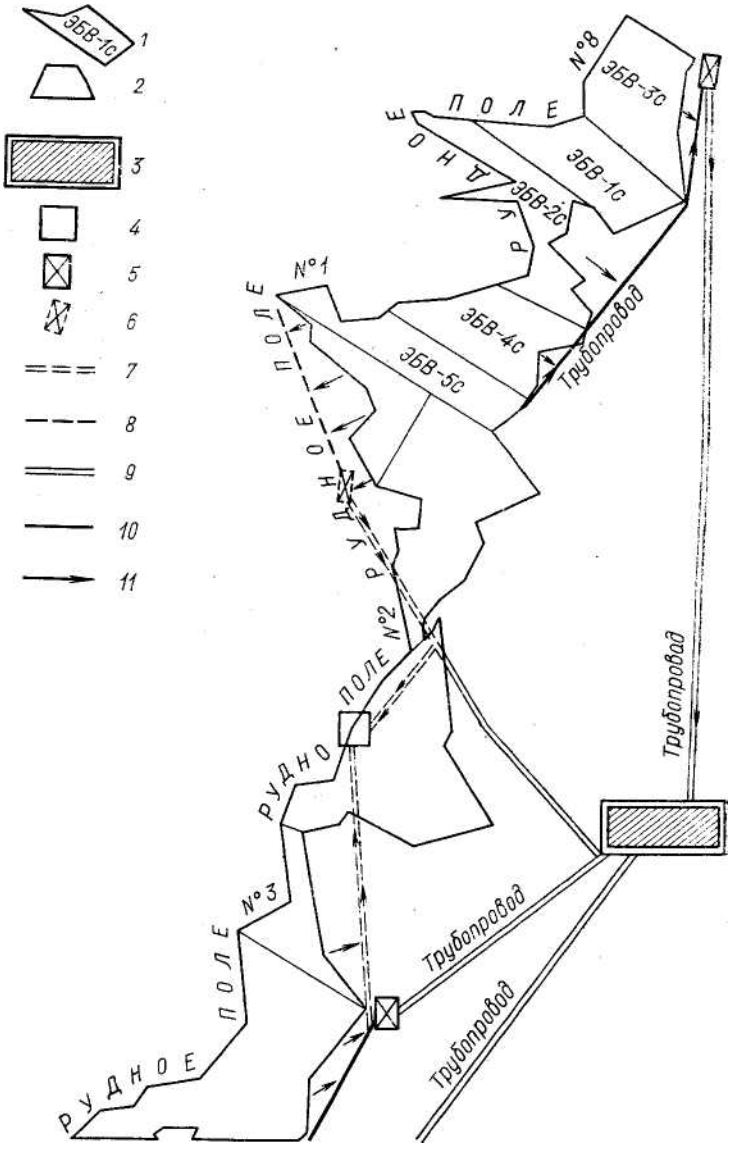


Рис. 11.1. Схема последовательности отработки месторождения:

/ — проектируемые эксплуатационные блоки выщелачивания (ЭБВ), их номер (1) и распо-ложени (север;—с) 2 — площадь первой очереди отработки месторождения; 3 — промпло-щадка промышленного комплекса завода; 4 — промплощадка опытно-промышленной установки; 5, 6 — насосные станции соответственно второй и первой очереди; трубопроводы! 7 — напорные первой очереди; 8 — безнапорные первой очереди ПВ; 9, 10 — соответственно напорные и безнапорные проектируемые; // — направление движения продуктивных растворов

стадию разработки, где В — средняя ширина потока растворов, двигающихся к откачной скважине (определяется по гидродинамической сетке линий токов и напоров); — оптимальная скорость фильтрации растворов (определяется по закономерностям изменения концентрации металла и степени его извлечения в зависимости от длины и скорости фильтрации растворов).

Число одновременно работающих откачных скважин непосредственно определяет площадь месторождения, находящуюся в эксплуатации. По числу этих площадей и времени их отработки определяется календарный план отработки месторождения.

Значительное количество непродуктивных растворов определяет проведение мероприятий по устранению разубоживания ими продуктивных растворов, т. е. главным образом необходимость строительства второго трубопровода от откачных скважин.

Понижение уровня в откачных скважинах и соответственно ПОвывіение его в закачных определяется по формулам подземнои гидравлики, зависящим от схемы расположения скважин, расчеты этих показателей необходимы для обоснования возможности получения расчетных расходов и выбора насосного оборудования.

XII
ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разработка и внедрение метода подземного выщелачивания при добыче урана являются большим научнотехническим достижением горнорудной промышленности. Метод выщелачивания урана из рудных тел с естественной или искусственной созданной проницаемостью на месте их залегания имеет ряд преимуществ по сравнению с традиционными способами добычи. Это относится и к техникоэкономическим показателям, и к вопросам вовлечения в эксплуатацию месторождений бедных руд, залегающих в сложных горногеологических условиях. Велико социальное значение метода, выражающееся прежде всего в коренном изменении характера труда горнорабочих и значительном росте производительности труда. Велики преимущества метода ПВ и в области охраны окружающей среды.

В разработке и внедрении в производство метода подземного выщелачивания сделаны хотя и важные, но только первые шаги. Полученные к настоящему времени данные о закономерностях протекания процессов в ведрах и накопленный опыт эксплуатации месторождений позволяют вполне определенно говорить о несомненной перспективности метода и расширения границ его врименения в будущем. дальнейшее развитие метода связывается с повышением достоверности геохимических и гидрогеологических исследований месторождений, углубленным изучением закономерностей протекания процессов в недрах в извлеченIя полезных ископаемых, с совершенствованием технологИи и средств технического осонащения предприятий ПВ. Кажущаяся на первый взгляд простота схемы технологических процессов при подземном выщелачивании включает в себя сложные в взаимозависимьне фвзикохимическве процессы перевода полезноio компонента в раствор в ведрах земли. Процессы протекают благодаря искусственно созданным геохимическим условиям в разрабатываемом рудном теле И В то же время во многом определяются совокупностью природных факторов ологогидрогеоло тического характера. Следовательно, оптимальный режим протекания процессов в рудноМ теле и возможность управлять им” находятся в прямой зависимости от глубины и п9лнотьи знаний как природных условий месторождения, так в закономерностей их изменения при создании геохимической обстановки для язвлечения полезного ископаемого. При масштабах добычи урана подземным выщелачиванием большое значение приобретают автоматвзироВан ные системы управления технологическими процессами (АСУТП). В дальнейшем роль этих систем будет увеличиваться особенно в связи с необходимостью уточнения взаимосвязи между факторами, влияющими на процесс ПВ, и принятия на основе выявленных зависимостей решений по оптимизации условий эксплуатации. Изучение природных условий месторождения и созданнон искусственно геотехнологической обстановки в рудных телах и выещающих породах должно осуществляться на всех этапах разведки и

эксплуатации месторождении. Очевидно положительное значение знаний природных условии залегания месторождения, получаемых на различных стадиях их разведки и проведения опытных работ, на последующих этапах освоения месторождения. И в то же время опыт и результаты эксплуатации оказывают благоприятное влияние на повышение эффективности, достоверности и сокращение сроков разведочных работ. Нуждаются в совершенствовании системы разработки как гидрогенных, так и гидротермальных месторождений, схемы я параметры вскрытия и подготовки рудных тел скважинами. Невозможно переоценить роль повышения приемистости закачных и добыча откачных скважин и в связи с этим всестороннего изучения таких вопросов, как увеличение площади вскрытия рудных тел скважинами (бурение наклонных скважин в интервале продуктивного горизонта), разработка высокодебитньтх фильтров, способов и средств их декольматации и распескования, формирования прифильтровых зон и т. п. Вопросы эффективной в высокодебитной работы скважин имеют первостепенное значение при освоении месторождений, залегающих на значительных глубинах (300 м И более). В свою очередь, крепление (обсадка) при таких глубинах во многом определяет экономическую эффективность метода, поскольку стоимость скважины довольно велика. Недостаточно изучена роль реверсврования закачки и откачки технологических растворов, птти и способы практического примененья оквслителей на снижение времени отработки блоков (участков),а также влияние этих факторов на расход растворителя, которые на многих предприятиях подземного выщелачивания еще велик и является главной составляющей в стоимости конечной продукции урановых концентратов. дальнейшие поиски практически осуществимых способов и средств ограничения распространения рабочих растворов на толщи вмещаюіцих растворопроводных пород одно из важных направлении снижения расхода реагентов, времени отработки рудных тел и интенсификации процессов. Представляется целесообразным более глубокое и в представительных масштабах (полувромышэІенные и промышленные опытные работы) изучение применения карбонатно.бикарбонатныХ растворителеи с применением соответствующих окислителей, которые благодарі большей селективности меньше способны к солеобразованию в технологических растворах, не оказывают разрушающего (коррозионного) воздействия на аппараты и трубопроводы, а также позволяют снизить удельные расходы на единицу добываемого урана, что играет существенную роль в формировании издержек производства. В настоящее время на некоторых предприятиях подземного выщелачивания попутно с ураном из рудных тел извлекается и молибден. Изучается возможность извлечения селена. Развитие и совершенствование метода ПВ, более глубокое и всестороннее изучение зависимостей я закономерностей извлечения урана и других полезных ископаемых, передача опыта уранодобывающей в другие отрасли горнорудной промышленности несомненно будут способствовать вовлечению в разработку других, более сложных с точки зрения генезиса,

литологии, структуры, минерализаии проницаемости месторождений, расширению сферы применения ПВ и в конечном итоге дальнейшему повышению эффективности добычи урана.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов А. В., Ивановский Э. С., Синельщикова Н. В. Подготовка месторождений скальных руд для выщелачивания. М., Цветметинформация, 1975.
2. Абрамов С. К. Гидротеологические расчеты вертикальных дренажей при осушении угольных месторождений. М., Углетехиздат, 1955.
3. Абрамов С. К. Подземные дренажи в промышленном и городском строительстве. М., Стройиздат, 1973.
4. Агошков М. И. Системы разработки месторождений. Металлургиздат1954.
5. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений, М., Недра, 1966.
6. Аддисон Ч. Ч., .Льюис Дж. Химия нейтральной группы (“40). — Успехи химии, 1956, т. 25, * 9.
7. Александров А. П. Атомное электричество. — Известия, 1972, * 305.
8. Александров А. П. Атомная энергетика и научно-технический прогресс. М., Наука, 1978.
9. Алхазашвили Г. М., Невский Б. В., Архарова И. Н. Исследование сорбции урана на минералах вмещающих пород—Атомная энергия, 1964, т. 16, вып. 1. ц
10. Антропов П. Я. Топливно-энергетический потенциал Земли. М., ВИНИТИ, 1974; 2-е изд. ВИНИТИ, 1976.
11. Антропов П. Я., Евсеева Л. С., Полуаршинов Г. П. Месторождения урана в осадочных породах депрессий. — Сов. геология, 1977, * 9.
12. Аревс В. Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М., Ведра, 1975.
13. Астахов В. А., Лукин В. д., Романков П. Г., Мохнаткин Р. А., Порт нов Д. М. Исследование процесса вытеснительной десорбции сероуглерода из активных углей в аппарате с движущимся слоем адсорбента. — урН. прикл. химии, 1975, т. 13, 9.
14. Атрощенко В. И., Каргин С. И. Технология азотной кислоты. М., Химия, 1970.

15. Ахметова Р. Л., Атюрьевская А. С., Салимжанов Э. С. К вопросу о плотности размещения скважин,—.Изв. вузов. Нефть и газ, 1972, 1.
16. Бабушкин В. д., Плотников И. И., Чуйко М. М. Методы изучения фильтрационных свойств неоднородных пород. М., Недра, 1974.
17. Баранов В. И. Справочник по радиометрии для геофизиков и геологов, М., Госгеолтехиздат, 1957.
18 Бахуров В. Г., Вечеркин С. Г., Луценко И. К. Подземное выщелачивание урановых руд. М., Атомиздат, 1969.
19. Бахуров В. Г., Руднева И. К. Химическая добыча полезных ископаемых (основы процесса, характеристика месторождений исследования и изыскания, промышленный опыт). М., Недра, 1972.
20. Белецкий В. И., Садыков Р. Х., Бахуров В. Г. Об изменении фильтрациионных свойств пород при подземном выщелачивании урана раствором серной кислоты.—Атомная энергия, 1971, т. 31, вып. 5.
21. Велицкий А. С., Орлова Е. Н. Охрана подземных вод от радиоактивных загрязнении. М., Недра, 1977.
22. Блинова Н. И., Кожина И. И., Родионова Л. Л., Солнцев В. М. Растворение некоторых окислов урана в серной кислоте.— Радиохимия, 1973, т. 15, вып. 3.
23. Блинова Н. И., Солнцев В. М., Толмачев Ю. М. О некоторых особенностях взаимодействия закиси-окиси урана с кислотами. — доил. АН СССР, 1961, т. 140, * 6.
24. Борисов Ю. П., Бучин А. Н., Крылов А. Л., Розенберг М. Д., Табаков В. П. К проблеме рационального размещения нефтяных скважин. — В кн.: Труды Всесоюз. нефтегаз. науч.-исслед. инта. Вып. 46. М. Недра, 1966.
25. Борисов Ю. П., Бучин А. Н., Розенберг М. Д., Табаков В. П. Вопросы Проблемы рационального размещения нефтяных скважин. — Там же. Вып. 55.
26. Бочевер Ф. М., Гармонов И. В., Лебедев А. В., Шестаков В. М. Основы гидрогеологических расчетов. М., Недра, 1965.
27. Бочевер Ф. М., Орадовская А. Е. Гидрогеологическое обоснование защиты подземных вод и водозаборов от загрязнений. М., Недра, 197.2.
28. Бум И. В., Пивкина И. С., Мамет А. П. Аппаратура для осуществления непрерывного ионного обмена на водоподготовительных установках. — Теплоэнергетика, 1976, * 9.
29. Веригин Я. Н. О кинетике рзствоpения солей при фильтрации воды в грунтах. — В кн.: Растворение и выщелачивание горных пород. М., Госстройиздат, 1957.
30. Веригин Н. Н. О методе расчета водопонижения с помощью несовершенных скважин. — В кн.: Трубы Совещания по вопросам водопонижения. М., Госстройиздат, 1959.
31. Веригин Н. Н. Методы определения фильтрационных свойств горных пород. М., Госстройиздат, 1961.
32. Веригин Н. Н., Шуржуков Б. С. Геохимические расчеты процессов подземного растворения руд. — Горный журн., 1969, * 5.

33. Вернадский В. И. Очерки геохимии. 2-е изд. Москва — Ленинград — Грозный — Новосибирск, ОНТИ Гос. ин-та горно-геолого-нефтяное изд-ва, 1934.
34. Галкин Н. П., Тихомиров В. В. Основные процессы и аппараты технологии рана. М., Атомиздат, 1961.
35. Галкин Н. П., Судариков Б. Н., Верятин У. д., Шишков Ю. А., Майоров А. А. Технология урана. М:, Атомиздат, 1964.
36. Гаврилко В. М. Фильтры водозаборных, водопонизительных и гидрогеологических скважин. М., Госстройиздат, 1962.
37. Гайсинский М. Н. Ядерная химия и ее приложение. Пер. с франц. М., Изд-но вностр. лит., 1961.
38. Гертнер Э. Горное дело и окружающая среда. УII международный горный конгресс (Бухарест, 4—9 сентября 1972 г.), У1/4.
39. Гиллер М. Е., Гольдербитер М. С., Лукаш И. К., Карпович Л. М., Какичева В. А., Васильев Б. Т., Филатова Ю. В., Гришаева В. А. Способ получения сернокислого окисного железа. Ант. свид. СССР * 368190. С01 49/12. Открытия, изобретения, промышленные образцы, товарные знаки. Официальный бюллетень, 1973, Х2 9.
40. Глазунов И. С. Определение рациональных сеток рабочих скважин на участках ПВ по трехрядной системе. М., ЦНИИатоминформ, 1974.
41. Голубев В. С. Информация о рабочем совещании по кинетике и динамике геохимических процессов. — Геология рудных месторождений, 1975, т. 17, * 5, с. 124.
42. Гольдберг В. М. Влияние минерализации воды на фильтрационные свойства пород. — Бюл. науч.-техн. информации Геологического комитета при СМ—...СССР, 1965, Ке 2.
43. Громов Б. В. Введение в технологию урана. М., Моск. хим.-технол. ин-т им. Д. И. Менделеева, 1972.
44. Данчев В. И., Стрелянов Н. П. Стадийность рудообразования и классификация урановых месторождений. — Геология рудных месторождений, 1976, * 3.
45. Дымкова Г. А., Дымков Ю. М. Влияние строения настурана на процессы карбонатного и кислотного растнорения. — В кн.: Текстуры и структуры урановых руд эндогенных месторождений. М., Атомиздат, 1977.
46. Дымкова Г. А., Кузьмина Л. Н., Несмеянова Г. М., Прибытков П. В. Исследование растворения настуранз в компактных образцах растворами серной кислоты. —Атомная энергия, 1973, т. 35, вып. 1.
47. Дымков Ю. М. Природа урановой смоляной руды. Вопросы генетической минералогий. М., Атомиздат, 1973.
48. Евсеева Л. С., Перельман А. И., Иванов К. Е. Геохимия урана в зоне гипергенеза. 2-е изд., перераб. М., Атомиздат, 1974.
49. Евсеева Л. С., Перельман А. И. Геохимия урана в зоне гипергенеза. М., Атомиздат, 1962.
50. Еронин Ё. А., Литвинов А. А., Кривоносов И. В., Голиков А. Д., Ли А.

Д. Эксплуатация системы заводнения пластов. М., Недра, 1967.
51. Ершов А. Д. Эволюция условий образования и вещественного состава руд гидротермальных месторождений урана в ходе развития земной коры. — Сов. геология, 1976, З 8.
52. Зверев В. П., Лялько В. И. Международный симпозиум .Взаимодействие вода—порода (Прага, 9—17 сентября 1971). М., Изв. АН СССР. Сер. геологическая, 1975, ‘й 7.
53. Зеликман А. Н., Вольдман Г. М., Беляевская Л. В. Теория гидрометаллургических процессов. М., Металлургия, 1975. ‘54 Зефиров А. П., Ласкорин В. Н., Невский Б. В. Современное состояние технологии переработки урановых руд—Атомная энергия, 1961, т. 11, вып. 2.
55 Зефиров А. П., Невский Б. В., Иванов Г. Ф. Заводы по переработке урановых руд в капиталистических странах. М., Госатомиздат, 1962.
56. Зефиров А. П. доклад (СССР) на Международном симпозиуме по переработке бедных урановых руд. 1’4Pi..014. Вена, МАГАТЭ, 1966.
57. Зефиров А. П., Невский Б. В., Бахуров В. Г., Луценко И. К. Подземное выщелачивание руд урана. — В кн.: Труды IУ Междунар. конф. ООН по мирному использованию атомной энергии (Женева), 49/р/45, 1972, 8.
58. Каневский Е. А., Пчелкин В. А. О взаимодействии между твердыми 11О и Мп02 в сернокислом растворе. Атомная энергия, 1961, т. 10, вып. 2.
59. Каневский Е. А., Филиппов А. П., Вельматкин М.. И. Оптимальная область pH при сернокислотном растворении двуокиси урана с участием различных окислителей и ионов Ре (IT). — Радиохимия, 1963, т. 5, вып. 6.
60. Каневский Е. А., Филиппов А. П. Влияние ионного состава растворов Ре (iii) на растворение Двуокиси урана.—Там же, вып. 5.
61. Керкис Е. Е. Методы изучения фильтрационных свойств горных пород. Л., Недра, 1975.
62. Кириченко И. П. Химические способы добычи полезных ископаемых. М., Изд-во АН СССР, 1958.
63. Кокотов Ю. А., Пасечник В. А. Равновесие и кинетика нонного обмена, М., Химия, 1970.
64. Кузнецова Э. Г. Зарубежный опыт применения микробиологических методов для извлечения урана из бедных руд. — В кн.: Успехи микробиологии. М., 1-iаука, 1970.
65. Кузнецова 3.Г., Кулигина И. П. Извлечение урана из бедной силикатной руды с помощью тионовых бактерий.-.--Атомная энергия, 1972, т. 32, вып. 2.
66. Кузьмичева Е. У., Дунаева К. М., Ковба Л. М., Ипполитова Е. А. Взаимодействие окислов урана различного состава с серной кислотой. — Радиохимия, 1965, т. 7, вып. 1.
67. Кульчицкий Л. И., Гольдберг В. М. Влияние минерализации воды на

фильтрационные свойства песчано-глинистых пород. М., ВсЕГИНГЕО, 1969.
68. Кунин Р., Райс П. Общий обзор типов и характеристик ионообменных смол, используемых при извелечении урана. — В кн.: Труды 1 Междунар. конф. по мирному использованию атомной энергии (Женева, 1955 г.). Т. 8. М., Металлургиздат, 1958.
69. Ласкорин Б. Н., Токарев Н. Н., Водолазов Л. И. Непрерывные методы сорбционного извлечения редких и цветных металлов из пульп. — В кн.: Ионообменная технология, М., Наука, 1965.
70. Ласкорин Б. Н., Токарев Н. Н., Илюшин Л. М., Шаталов В. В. — В кн.: Экстракция и сорбция в металлургии молибдена, вольфрама и рения. М., Цветметинформация, 1971.
71. Латимер В. М. Окислительные состояния элементов и их потенциалы в водных растворах. Пер. с англ. М., Изд-во иностр. лит., 1954. 72. Лейбензон Л. С. движение природных жидкостей и газов в пористых средах. М. — Л., Гостехиздат, 1947.
73. Ломтадзе В. Д. Особенности и природа свойств скальных и полускальных пород. — В кн.: Влияние геологических факторов на свойства и состояние массивов скальных пород. — Материалы научного симпозиума (г. Апатиты) 18—20 июня 1974 г.). Апатиты, изд. Кольского фвлиала АН СССР,
74. Лунев Л., Рудаков И. Е. Бесшахтные системы выщелачивавия металлов. Обзорная информация; сер. Горное дело. М., Цветметинформация, 1974.
75. Лунев Л. И., Грабовников В. А., Толкунов Б. Л. Инженерные расчеты П Лунев Л. И., Рудаков И. Е. Подземные системы выщелачивания металлов. Обзорная информация; сер. Горное дело. М., Цветметинформация, 1974.
77. Луценко И. К., Вахуров В. Г., Мещерская Р. С. Физико-химические условия процесса ПВ урана из скальных руд. — Атомная энергия, 1969, 27.
78. Мак-Клейн Л., Баллвинкель Е., Хиггннс Дж. Химия карбонатных соединении урана. Теория и применение. — В кн.: Труды 1 Междунар. конф. по мирному использованию атомной энергии (Женева, 1955 г.). Т. 8. М. Металлургиздат, 1958, с. 38.
79. Маскет М. Течение однородных жидкостей в пористой среде. М., Гостоптехиздат, 1949.
80. Мельников Н. В. Горная наука. М., Недра, 1964.
81. Невский Б. В., Бахуров В. Г. Основные принципы процесса ПВ металла из проницаемых руд пластовых месторождений. — Атомная энергия, 1969, т. 27, вып. 6.
82. Несмеянова Г. М., Алхазашвили Г. М. Исследование роли окислительновосстановительных процессов при растворении окислов урана в кислых средах. —Атомная энергия, 1960, т. 8, вып. 4.
83. Новик-Качан В. П., Губкин Н. В., Десятников Д. Т., Чесноков Н. И.

Добыча металлов способом выщелачивания. М., Цветметинформация, 1970.
84. Новик-Качан В. 11. Об особенностях подсчета запасов урана в осадочныХ породах при подземном выщелачивания. — Атомная энергия, 1970, т. 29, вып. 1.
85. Орадовская А. Е. фильтрационное выщелачивание горных пород. М., Госстройиздат, 1957.
86. Орадовская А. Е. Опыт изучения фильтрациовного выщелачивания загипсованных пород. Инф. мат. 13. М., ВНИИ ВОдГЕО, 1958.
87. Орнатский И. В., Сергеев Е. М., Шехтман Ю. М. Исследование процесса кольматации песков. М., Изд-во МГУ, 1955.
88. Основы законодательства СССР и союзных республик с недрах. М., Известия, 1975.
89. Пат. США 3860289, кл. 299-4 (Е 21 в 43/28), заявл. 26,10.72, опубл. 14.01,75.
90. Пат. США Хе 3617562, ил, 210-48 (С02-5/04), заявл. 08.05.70, опубл. 02,11,71. –
91. Пат. США Хе 3713698, ил. 299-4 (Е—21 в 43/28), заяВл. 30.71, опубл. 30.01.73.
92: Пат. ЮАР З4Ъ 7307598, МКИ С22в 3/00, с. 22 в 61(04, Е-21 в 43(28, заявл. 26.09.73 Хе 7598. Приор. 26,10,72 4 300956, США, опубл. 01.10.74. Аналог.: Франция, Хе 22047755.
93. Патравев А. Н. Гидромеханика. М., Военное. изд-во, 1953.
94. Петросьянц А. М. От научного поиска к атомной промышленности. М., Атом издат, 1970.
95. Плаксин И. Н., Юхтанов д. М. Гидрометаллургия М., Металлургиздат, 1949.
96. Поляков Ю. А.. Диффузии в почвах и методы ее определения. — В кн.: физико-химические методы исследования почв. М., Наука, 1968.
97, Попов Г. Н., Лобанов Д. П. Разработка месторождений радиоактивных руд. М., Атомиздат, 1970.
98. Прибытков П. В. Классификация промышленных урановых руд по технологическим признакам и оценка влияния текстур и структур на процессы переработки. — В кн.: Текстуры и структуры урановых руд эндогенных несторождений. М., Атомиздат, 1977.
99. Приклонский В. А., Окнина Н. А. диффузивное вьицелачнвание глинистых пород и его влияние на их физико-механические свойства. — В кн.: Растворение и выщелачивание горных пород. М., ГосстройИздат, 1956.
100. Рафальский Р. П. Гидротермальные равновесия и процессы минералообразования. М., Атомиздат, 1973.
101. Розе А. В. О роли начального градиента в процессах фильтрации через растворимые горные породы. — В кн.: Растворение и выщелачивание горных пород. М., Госстройиздат, 1956.
102. Сердюк В. И., Выродов Н. П., Малашихин К. М. Описание процесса

экстракции из пористых сред с учетом адсорбционных явлений. — В кн.: Труды Краснодарского НИИ пищевой промышленности. Вып. 5, Краснодар, изд. Краснодар. НИИ пищевой промышленности, 1969.
103. Смирнов В. И. Гидротермальные месторождения. ВСЭ. Т. 6. М., 1971.
104. Смирнов В. И. Геология полезных ископаемых, М., Недра, 1976.
105. Ват. СССР. Ант. свид. 263 135 от 11.02.67.
106. Строна П. А. О принципах классификации месторождений полезных ископаемых. Зап. Всесоюз. минерал. о-ва, 1975, ч. 104.
107. Техника проведения и методика обработки опытно-фильтрационных работ. Сер. 114. М., ВСЕГИНГЕО, 1969.
108. Технология атомного сырья. — В кн.: Труды II Междунар. конф. по мирному использованию атомной энергии (Женева, 1958 г.). Т. 3. М., Атомиздат, 1959.
109. Тихомирова Н. П., Луговой Н. Д., Иванов А. Я. Методические указания по определению нормативов подготовленных запасов и контроля за обеспеченностью ими при подземном способе разработки рудных месторождений. Л., ВНИМИ, 1963.
110. Труды 1 Междунар. конф. по мирному использованию атомной энергии (Женева, 1955 г.). Т. 8. М., Металлургиздат, 1958.
111. Турчанинов И. А. Основные факторы, определяющие свойства массивов скальных пород, и методические принципы их изучения. — В кн.: Влияние геологических факторов на свойства и состояние массивов скальных пород. Апатиты, Кольск. ФАН СССР, 1975.
112. Федулов Ю. Н., Алексеева В. В., Водолазов Л. И., Ласкоркин В. Н. Сорбционная колонна непрерывного действия с зажатым слоем ионита.-Цветные металлы, ‘4 2, 1970.
113. Филиппов А. П., Каневский Е. А. Окислительно-восстановнтельный потенциал и степень выщелачивания урана в сернокислых растворах. Атомная энергия, 1964, т. 17, вып, 3.
114. Философов В. Н., Мехтиев М. М. Определение коэффициента диффузии солей методом последовательной экстракции. — Почвоведение, 1950, З’е 3.
115. Харрингтон Ч., Рюзлле А. Технология производства урана. М., Госатомиздат, 1961.
116. Поллис Р. Ф., Мак-Артур К. К. Химия ядерного горючего. М., изд. ГНТЛ ХЛ, 1956, с. 36.
117. Чарный И.А. Основы подземной гидравлики. М., Гостоптехиздат, 1965.
118. Черняк А. С. Химическое обогащение руд. М., Недра, 1965.
119. Чернов В. А. Количественные закономерности диффузии анионов в почвах. —В кн.: Тр. Почненного ин-та АН СССР, т. 20, 1939. •
120. Чесноков Н. И., Петросов А. А. Системы разработки урановых руд. М., Атомиздат, 1972.
121. Шавыкный В. Л. Вопросы рудничной радиометрии. Т. 2. М., Атомиздат, 1968.
122. Шенченко В. Б., Суариков В. Н. Технология урана. М., Госатомиздат,

1961. •
123. IПемякин Ф. М., Степин В. В. Ионообменный хроматографический анализ металлов: М., Металлургиздат, 1965, с. 61—81.
124. Ширшов В. М., Токарев Н. Н., Шаталов В. В., Рыбалченко А. А. Математическое моделирование процессов сорбции в аппаратах с плотным слоем ионита. — В кн.: Труды ВНИИПРОЗолото. Вып. 3. М., изд. ВНИИГІРОЗ0- лото (ротапринт), 1976.
125. Ширшов В. М., Коростышевский Н. Б., Токарев Н. Н., Шаталов В. В. Применение аппаратов типа КНСПР для интенсификации процессов десорбции золота и металлов-примесей. — Там же.?
!26. Юрганов Н. Н., Зиновьев А. И. Скорость растворения кальцита, доломита и магнезита в кислотах различных концентраций. — В кн.: Труды Всесоюз. науч.-исслед. геолого-развед. ин-та. Вып. 155. Л., Готоптехиздат, 1960.
127. Япон. пат. К 49-26617, кл. 91 С 91 (С02 с 5/04), заявл. 08.04.70, опубл. 11.07.74.
128. Япон. пат. ‘е 49-31638, кл. 15А0 (СОІ 49/14), заявл. 01.07.68, опубл. 23.08.74.
129. Япон. пат. й 47-32503, кл. І5АО (СОТ), заявл. 02.07.70, опубл. 19.08.72.