



Интыкбаев А.М., Алыбаев Ж.А.

ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА И ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ



**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

**КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ имени К. И. САТПАЕВА**

Интыкбаев А.М., Алыбаев Ж.А.

**ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА И ПРИМЕРЫ
РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ**

Учебное пособие для химических и металлургических
специальностей

Рекомендовано Научно-методическим советом
Университета в качестве учебного пособия

АЛМАТЫ 2011

УДК 553.2 (075.8)

ББК 33.2я73

И73

И73 Интыкбаев А.М., Алыбаев Ж.А. Основы подземного выщелачивания урана и примеры решения задач: Учеб. пособие для вузов. – Алматы: КазНТУ, 2011. – 193 с.

Ил. 40. Табл. 12. Библиогр. –34 назв.

ISBN 978-601-228-304-4

Учебное пособие составлено на основании действующих учебных программ. В нем рассматриваются основные вопросы технологии извлечения урана непосредственно из месторождения в виде растворов и их доставка на перерабатывающий комплекс. Технологические основы процессов, связанных с выщелачиванием урана из руд, рассматривались в ранее изучаемых дисциплинах. Основное внимание уделено физико-химическим и гидродинамическим характеристикам минералов рудного пласта в процессе выщелачивания, а также выбора различных схем подземного скважинного выщелачивания и соответствующих реагентов.

Кроме того, необходимо учитывать тот факт, что в Республике Казахстан основная добыча урана проводится исключительно подземным выщелачиванием, при котором отпадает необходимость строительства дорогостоящих рудников или карьеров и поэтому предлагаемое пособие может служить учебником для студентов, а также может быть полезна инженерам-технологам, занимающимся выщелачиванием металлов из рудных месторождений.

УДК 553.2 (075.8)

ББК 33.2я73

Рецензенты: Р.М. Чернякова, д-р техн. наук, проф., ин-т химии,
М.К. Буркитбаев, д-р хим. наук, проф., декан КазНУ
им. Аль-Фараби
Р.А. Казова, д-р хим. наук, проф., ин-т экологии.

Печатается по плану издания Министерства образования и науки
Республики Казахстан на 2011

ISBN 978-601-228-304-4

© Интыкбаев А.М., Алыбаев Ж.А., 2011

© КазНТУ, 2011

Предисловие

Уран является основным элементом, применяемым в настоящее время в качестве ядерного горючего, и для получения его соединений используется, в основном, способ подземного выщелачивания (ПВ) через систему буровых скважин, пробуренных с поверхности через рудоносные породы. Поэтому предлагаемое вниманию читателей учебное пособие имеет целью ввести их в круг вопросов, относящихся к технологии производства урана, способам подземного выщелачивания, применению соответствующего оборудования и его расчету.

Необходимым условием для применения способа ПВ является возможность движения выщелачивающего реагента в рудной зоне, т. е. рудоносные породы должны обладать естественной или искусственно созданной проницаемостью. Необходимо отметить, что с экологической позиции способ ПВ можно отнести к безотходным способам добычи полезных ископаемых.

Предприятия подземного выщелачивания включают в себя два основных комплекса: добычную и перерабатывающую технологическую установки.

Добычной комплекс – это технология и технические средства для извлечения из недр полезных ископаемых в виде растворов и их доставка на перерабатывающую установку. Добычной комплекс состоит из двух частей: подземной и поверхностной.

Подземная часть включает в себя технологические скважины и их оборудование, с помощью которых обеспечивается вскрытие продуктивного горизонта, подготовка рудного тела к выщелачиванию, сам процесс выщелачивания и подъем продуктивного раствора через скважины.

К оборудованию поверхностной части добычного комплекса относятся технологические трубопроводы для транспортирования растворов, реагентов, воздухопроводы, насосные станции для перекачки растворов, отстойники для очистки растворов от механических примесей.

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 содержанием урана. При этом коренным образом улучшаются условия труда, сводятся к минимуму потери урана при добыче и переработке, извлекается металл из забалансовых руд.

Часть учебного пособия посвящена методике определения параметров выщелачивания и гидродинамических характеристик рудного пласта, а также методикам гидродинамических расчетов для различных схем скважинного подземного выщелачивания ураносодержащей среды. Даны примеры решения задач по основным разделам и включены также задачи для самостоятельного решения.

Учебное пособие может служить для студентов, изучающих добычу и производство урана, а также может быть полезно инженерам-технологам, занимающимся подземным выщелачиванием металлов из руд.

Введение

Атомная энергетика в настоящее время обеспечивает около 17 % мирового энергопроизводства. Сегодня в мире эксплуатируется 430 энерготехнических ядерных реакторов.

Имеются страны, обеспечивающие за счет (атомных электростанций) более 50 % своего энергопотребления (Франция, Бельгия, Южная Корея и др.). К созданию собственных атомно-энергетических систем активно приступили такие развивающиеся страны, как Индия, Мексика, Пакистан, Бразилия, Китай и др.

Важным преимуществом АЭС, помимо отсутствия выбросов углекислоты, является низкая доля топливной составляющей в себестоимости производимой энергии, что делает их более конкурентоспособными в условиях неизбежного в будущем роста цен на все ископаемые энергоносители. В связи с этим роль атомной энергетики в мировом энергетическом балансе будет возрастать.

Проблема обеспечения атомной энергетики расщепляющимися ядерными материалами является сложной и многоплановой. В настоящее время в качестве такого материала используется исключительно уран, причем расход природного урана на производство 1 гВт/год энергии относительно невелик (20–150 г). Уран – редкий элемент, его кларк – $2,5 \cdot 10^{-4} \%$ – ниже кларков кобальта, ниобия, сурьмы, тогда как объем годового потребления составляет уже около 60 тыс. т, что значительно больше, чем у названных элементов [1].

Так, по прогнозам рабочей группы МАГАТЭ установленная мощность АЭС к 2000 г. по минимальному варианту достигнет – 2000 гВт и к 2005 г. по максимальному варианту – 4000 гВт. Такие гигантские масштабы развития атомной энергетики потребуют соответствующего обеспечения ее природным ураном. В 2000 г. эта потребность выражалась примерно в 400 тыс. т в год на мощность 2000 г. Вт и 800 тыс. т на мощность 4000 гВт [2].

В соответствии с этим возрастут потребности в уране, которые могут быть удовлетворены за счет добычи промышленных руд, разрабатываемый традиционными методами (подземными или открытыми горными работами), и вовлечения в эксплуата-

цию месторождений “бедных” по урану руд или месторождений, залегающих в сложных горно-геологических условиях. Эта задача решена в промышленном масштабе путем геотехнологической добычи урана, получившим название «метод подземного выщелачивания» (ПВ). Этот метод добычи урана основан на избирательном растворении урана химическими реагентами.

В урановой промышленности выполнено много теоретических исследований, учеными предложен ряд практических рекомендаций для извлечения урана на месте залегания руд. Метод скважинного подземного выщелачивания успешно применяется на месторождениях, сложенных плотными (массивными) породами и рыхлыми обводненными отложениями.

В настоящее время этот метод имеет небольшой удельный вес в общем объеме добычи цветных металлов. Частично это объясняется новизной процесса, малым количеством специальной систематизированной литературы по данному вопросу, а также недостаточным вниманием к запасам полезных ископаемых в забалансовых рудах.

По сравнению с обычным горно-технологическим комплексом отработки рудных залежей метод подземного скважинного выщелачивания имеет некоторые преимущества; исключаются дорогостоящие операции выемки руды, дополнительного дробления и измельчения, хранения радиоактивных рудных отвалов и хвостов гидрометаллургических заводов. Кроме того, подземное выщелачивание химическими реагентами открывает широкие возможности для комплексного использования урановых руд, что позволит рентабельнее использовать бедные руды. Поэтому в настоящее время сырьевую базу предприятий, добывающих уран методом ПВ, составляют главным образом бедные месторождения. Частично в эксплуатацию вовлечены забалансовые запасы месторождений, руды которых требуют подготовки – предварительного дробления на месте их залегания [3].

Настоящая работа является продолжением обобщения комплекса вопросов, частично рассмотренных коллективом авторов в книге “Основное оборудование в технологии производства урана”, часть I.

ГЛАВА I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ УРАНЕ

1.1 Краткая история урана и его применение в промышленности

Впервые химический элемент уран был открыт в 1789 г. немецким химиком Клаиортом в образце саксонской смоляной руды, а в 1841 г. был получен металлический уран путем восстановления соединения – тетрахлорида металлическим калием.

Затем, начиная с 1853 г., начали использовать соединения урана в стекольной промышленности для окраски стекол в красный и зеленый цвета для получения цветных эмалей, фарфора и красок.

После открытия явления радиоактивности, которое было сделано в 1896 г. Беккерелем, значительно возрос интерес к урану. С этого момента стали добывать урановую руду, главным образом для извлечения радия, а уран получали в качестве побочного продукта. Огромное значение урана для современной техники было выявлено после открытия явления деления ядра урана, при котором освобождается огромное количество энергии. На этом основании в 1942 г. ученый-физик Ферми создал первый атомный реактор, в котором удалось осуществить цепную реакцию деления ядер урана. Это дало толчок для быстрого роста производства урана, которое превратилось в крупную отрасль горно-металлургической промышленности.

Началом бурного развития добычи урана послужили первые американские атомные бомбы, которые были взорваны в 1945 г. в Японии. После этого развитие добычи урана из руд проходило быстрыми темпами. Так, например, за 10 лет (с 1950 по 1960 гг.) добыча урана увеличилась в 200 раз с 200 до 40000 т.

В годы наивысшего подъема добычи урана в зарубежных странах действовали многочисленные урановые заводы: в

США – 28, в Канаде – 19, в ЮАР – 17, в Австралии – 6, во Франции – 6 и т. д.

В бывшем СССР атомная наука и техника стала мощным фактором в обороне страны и системе народного хозяйства. В 1954 г. в городе Обнинске была построена первая в мире атомная электростанция на урановом топливе мощностью 5 тыс. кВт, а в 1957 г. был спущен на воду первый в мире атомный ледокол «Ленин». Таким образом, в мире создаются установки для непосредственного преобразования атомной энергии в электрическую, действуют и строятся другие мощные атомные электростанции.

Рассчитано, что современной атомной электростанции мощностью 1 млн. кВт на год работы требуется около 30–50 т слабообогащенного (3–5 %) уранового топлива. Чтобы произвести такое же количество электроэнергии на обычной топливной электростанции, требуются не менее 2 млн. т нефти или около 3 млн. т каменного угля. Это говорит о том, что атомные электростанции являются источником неисчерпаемой энергии, доказавшим свою реальность и экономичность. В настоящее время в мире работают около двухсот атомных электростанций и ежегодно вводят в строй новые. Результатом развития атомной энергетики является оживление геологических разведок урановых руд, их добыча и производство урана на территории Казахстана.

1.2 Химические и физические свойства урана.

Важнейшие химические соединения урана

Уран относится к шестой группе периодической системы элементов Д.И. Менделеева, к подгруппе хрома, молибдена и вольфрама. Порядковый номер урана 92, атомный вес 238,07. В химических соединениях валентность урана равна +2, +3, +4, +5 и +6.

Металлический уран является очень активным элементом; он легко реагирует со всеми неметаллами, а со многими метал-

лами образует интерметаллические соединения. В ряду напряжений уран находится вблизи алюминия, являясь сильным восстанавливающим, особенно в водных растворах. Поливалентность урана широко используется в производстве урана для его отделения от многих элементов.

Наиболее устойчивой валентной формой является уран (VI). В кислых и нейтральных растворах он находится в виде иона уранила UO_2^{2+} , а в щелочных растворах – в виде иона диуранита $[\text{U}_2\text{O}_7]^{2-}$. В растворах уран (IV) окисляется в уран (VI) большинством обычных окислителей.

Обычные соли уранила и их растворы окрашены в желтый цвет, а соли урана (IV) и их растворы имеют темно-зеленую окраску.

В азотной кислоте уран растворяется с образованием азотнокислого уранила. Соляная кислота бурно взаимодействует с металлическим ураном, образуя четырехвалентную соль.

Разбавленная серная кислота слабо реагирует с ураном даже при температуре кипения, при этом добавка окислителей несколько ускоряет процесс растворения.

Концентрированная плавиковая кислота реагирует с ураном медленно, т. к. на его поверхности образуется пленка из фторида урана.

Органические кислоты не растворяют урана, и действует на него только в присутствии катализатора, например, хлористого водорода или соляной кислоты.

Растворы гидроокиси натрия, калия и других металлов слабо реагируют с ураном.

Щелочные растворы, содержащие перекись водорода, растворяют уран и многие его соединения, образуя перуранаты.

Важными соединениями урана, играющие значительную роль в производстве урана, являются окислы, нитриды, карбиды, гидриды и галогенидные соли урана.

К наиболее часто применяемым солям уранила относятся нитраты, сульфаты, ацетаты и перхлораты, которые обладают хорошей растворимостью в воде. Диуранаты, например, диуранат аммония и диуранат натрия, практически нерастворимы.

Физические свойства урана

Плотность урана составляет порядка $18\text{--}19\text{ г/см}^3$, температура плавления, $1132\text{ }^{\circ}\text{C}$. Уран сравнительно мягкий металл, хорошо поддается механической обработке. На воздухе при обычной температуре металлический уран медленно окисляется, покрываясь черной пленкой оксида, тормозящей коррозию и при $t \geq 150\text{ }^{\circ}\text{C}$ – быстро окисляется. Природный уран состоит из смеси трех изотопов: U^{238} , U^{235} , U^{234} . Они радиоактивны, причем изотоп U^{238} является родоначальником естественного радиоактивного семейства. U^{234} образуется в результате радиоактивного распада U^{238} , а U^{235} является гелий и стабильные изотопы свинца Pb^{206} и Pb^{207} [3].

В настоящее время с помощью ядерных реакций получено искусственных радиоактивных изотопов урана с массовыми числами 227, 228, 229, 230, 231, 232, 233, 236, 237, 239, 240 [4].

1.3 Распределение урана в природе. Минералы урана. Принцип классификации месторождений урана

Уран принадлежит к числу редких и рассеянных элементов и поэтому его распространение в природе незначительное. Среднее содержание урана в земной коре (так называемый весовой Кларк) $3 \cdot 10^{-4}\text{ } \%$ (по Виноградову), по другим данным $4 \cdot 10^{-4}\text{ } \%$. На этом основании можно заключить, что общее содержание урана в земной коре около 10^{15} т .

В настоящее время известно более 200 урановых и уран-содержащих минералов, примерно в 100 из них содержание около $1\text{ } \%$ урана.

Система классификации урановых минералов рассматривается с точки зрения технологии их производства. Промышленное значение имеют следующие урановые минералы: уранит, настуран, урановые черни, коффенит, карнотит и др.

Особенность урана заключается в различном поведении в земной коре его четырех и шестивалентных соединений, спо-

способность входить в виде примесей в другие неурановые минералы, что создают широкий диапазон геологических условий его концентрации. Это разнообразное образование урановых месторождений дает возможность с большей эффективностью использовать метод подземного выщелачивания. Известно, что при подземном выщелачивании 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.

Без естественных или искусственно создаваемых условий, обеспечивающих поступление реагента к выщелачиваемым рудным минералам с последующим перемещением продуктивных растворов на поверхность, невозможно использование ПВ как метода добычи урана. Поэтому проницаемость рудных тел в предлагаемой классификации месторождений служит основным определяющим фактором [3].

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 титанитами. Выщелачивание мономинеральных настурановых соединений особых затруднений не вызывает.

В настоящее время по условиям применения способа подземного скважинного выщелачивания в основу деления систем разработки этим способом на типы и классы положены наиболее важные признаки: способ вскрытия и характер предварительной подготовки руд к ведению процесса [5, 6, 7, 8]. По способу вскрытия все системы разработки месторождений подземным выщелачиванием разделены на три типа: скважинные, когда вскрытие и эксплуатация осуществляется при помощи скважин пробуренных с поверхности; подземные, когда вскрытие осуществляется подземными горными выработками; комбинации со скважинами, пробуренными с поверхности. По характеру предварительной подготовки руд к ведению процесса. Рассмотрим первый тип – скважинный, когда вскрытие и эксплуатация руд-

ного массива осуществляется при помощи скважин, пробуренных с поверхности. С этой целью с учетом геолого-технологических типов руд, подвергаемых выщелачиванию, системы подземного выщелачивания подразделяются на восемь классов [9]. В табл. 1 приведены данные только по 2-м классам систем ПВ, которые будут рассмотрены ниже подробно.

Выделение двух групп месторождений – с благоприятными и неблагоприятными условиями для ведения работ по ПВ урана – обосновано в работе [10].

В первую группу входят месторождения с рудами, проницаемыми для выщелачивания растворов в их естественном залегании, с коэффициентом фильтрации более 0,1 м/сут; рудные залежи таких месторождений могут отрабатываться методом ПВ без предварительного дробления. К этой группе относятся гидrogenные урановые месторождения с высокой поровой и порово-трещинной проницаемостью руд, с рудными залежами в песках или углистых песках и в песчаниках.

Во вторую группу включены месторождения урановых руд, проницаемых для выщелачивающих растворов после их предварительного дробления. К этой группе отнесены гидrogenные и гидротермальные месторождения урана с ограниченной порово-трещинной проницаемостью – менее 0,1 м/сут.

В этих рудах процесс подземного выщелачивания в массиве естественного залегания протекает медленно и неэффективно. Кроме того, руды второй группы обладают неоднородными фильтрационными свойствами, что приводит к неравномерному выщелачиванию отдельных участков рудных тел. Это обстоятельство затрудняет получение кондиционных продуктивных растворов в течение всего периода процесса. Поэтому для эффективного выщелачивания урана из указанных руд иногда достаточно искусственно повысить степень их водопроницаемости

Таблица 1
Классификация систем разработки месторождений урана

Группа (по режиму выщелачивания)	Подгруппа (по характеру подготовительных работ, способу разрушения массива)	Характеристика области применения	
		Геологические и горнотехнические условия залегания рудных тел	Гидрогеологические особенности рудоносных пород
Класс 1. Скважинные системы выщелачивания урана из руд с естественной проницаемостью			
Фильтрационным потоком реагента	С ячеистым (площадным) расположением откачных и заканных скважин	Различная мощность, преимущественно осадочные породы горизонтального или слабонаклонного залегания	Пористые или сильно трещиноватые ($K_F=0,5 \div 2,0 \text{ м/сут}$) обводные породы
То же	С линейным расположением откачных и заканных скважин	То же	Пористые или сильно трещиноватые, относительно проницаемые ($K_F=2,0 \div 10 \text{ м/сут}$) обводненные породы
Инфильтрационным потоком реагента	С ячеистым (площадным) расположением откачных и оросительных скважин или с помощью гидроразрыва пород для орошения руды	Средняя и большая мощность осадочных пород с различными элементами залегания	Пористые или сильно трещиноватые, относительно равномерно проницаемые ($K_F > 0,5 \text{ м/сут}$) породы, залегающие выше уровня подземных вод
Фильтрационным, инфильтрационным потоком реагента	С противифильтрационными завесами вокруг зоны разработки и различным расположением скважин	Различная мощность, преимущественно к осадочным породам горизонтального или слабонаклонного залегания	Пористые или сильно трещиноватые, однородные и неоднородные, проницаемые ($K_F > 0,5 \text{ м/сут}$)
Класс 2. Скважинные системы выщелачивания урана из руд с искусственной проницаемостью			
Фильтрационным потоком реагента или в пульсационно-статическом режиме	С созданием искусственной трещиноватости массива буровзрывными работами и различным расположением скважин	Средняя и большая мощность с различными элементами залегания	Преимущественно слабопроницаемые ($K_F=0,01 \div 0,5 \text{ м/сут}$), слаботрещиноватые, а также непроницаемые породы
То же	С разрушением массива специальными методами и различным расположением скважин	То же	То же

буровзрывным или гидравлическим способами. При этом будет образована искусственная трещиноватость рудного массива, обеспечивающая доступ раствора реагента к минералам урана.

При организации переработки месторождений способом подземного выщелачивания, одним из важных факторов является присутствие полезного компонента в рудах в легкорастворимой форме, способной переходить в слабые растворы минеральных или органических кислот, соды, солей. С этой точки зрения все урановые руды можно разделить на минеральные группы [10]:

1) руды, в которых уран находится в восстановленной (четырёхвалентной) форме в виде окислов UO_{2+x} (уранит, урановая смолка), а также в виде кристаллического силиката – коффинита $\text{U}(\text{SiO}_4)_{1-4}(\text{OH})_4$ и др. Из этих руд извлечение урана в раствор при подземном выщелачивании без применения окислителей затруднительно;

2) руды, в которых уран находится в основном в шестивалентном состоянии и при подземном выщелачивании легко переходит в кислые и щелочные растворы. Уран в них содержится в виде гидроокислов $[\text{UO}_2(\text{OH})_2 \cdot \text{H}_2\text{O}]$, окисленных соединений [минералы уранила: ванадаты – карнотит $\text{K}_2(\text{UO}_2)_2(\text{VO}_4)_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, тюямунит $\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{VO}_2)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ и др., фосфаты – отенит $\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{PO}_4)_2 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$, силикаты – уранофон $\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{Si}_2\text{O}_7) \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и др.];

3) руды, содержащие практически не растворимые в кислотах и щелочах урановые минералы: давидит $(\text{Fe}^{2+}, \text{Fe}^{3+}, \text{U}, \text{Ce}, \text{Zn})_2(\text{Ti}, \text{Fe}^{3+}, \text{Cr}, \text{V})_5\text{O}_{12}$, браннерит $(\text{U}^{4+}, \text{Ca}, \text{Th}, \text{V}) \cdot [(\text{Ti}, \text{Fe})_2\text{O}_7] \cdot n\text{H}_2\text{O}$ и др.

1.4 Оценка некоторых факторов при разработке рудных месторождений подземным выщелачиванием

Существенным отличием процесса подземного выщелачивания металлов от гидрометаллургических процессов обогащения и переработки руд является то, что они протекают при есте-

ственной температуре горных пород, не превышающих обычно 10–20 °С, и при отсутствии целого ряда интенсифицирующих факторов (измельчение, перемешивание, подогрев руды и т. п.). Поэтому процесс выщелачивания в недрах протекает значительно медленнее, чем на обогатительных предприятиях.

Для обеспечения добычи полезного компонента на уровне обычных горнодобывающих предприятий необходимо рассмотреть и учесть некоторые факторы, влияющие на процесс подземного выщелачивания. Рассмотрим некоторые из них.

1 Формы нахождения и распределение полезного компонента. Одной из важнейших предпосылок при организации разработки месторождений подземным выщелачиванием является присутствие полезного компонента в руде в легко растворимой форме, способной переходить в слабые растворы минеральных или органических кислот, щелочей, солей. Так, например, все урановые руды с точки зрения их переработки подземным выщелачиванием можно разделить на пригодные и непригодные для этих способов [6].

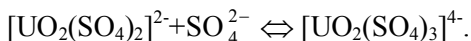
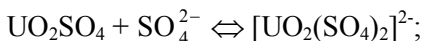
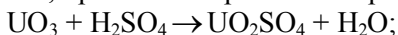
К пригодным относятся руды, в которых уран находится в шестивалентном состоянии в виде вторичных окисленных минеральных образований: урановая чернь (аморфное вещество переменного состава – уранит и настуран); отенит ($\text{CaO} \cdot 2\text{UO}_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$); карнотит ($\text{K}_2\text{O} \cdot 2\text{UO}_3 \cdot \text{V}_2\text{O}_5 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) и некоторые другие. При выщелачивании таких руд не требуется дополнительного окисления, т. к. соединения шестивалентного урана легко переходят в кислые и щелочные растворы с образованием подвижного катиона уранила. К непригодным относятся руды, содержащие первичные минералы урана (уранит, настуран и мн. др.) в которых уран находится в четырехвалентном состоянии. Извлечение его в раствор прямым путем невозможно. Требуется применение промежуточных операций, способствующих его переходу в хорошо растворимые соединения (добавка окислителей). К числу трудно вскрываемых относятся руды, в которых значительная часть урана связана с углеродом, т. к. они не разрушаются ни кислыми, ни щелочными растворами. Трудно вскрываемыми являются фосфатные руды, а также

руды, приуроченные к глинистым породам, в которых уран находится в тонкодисперсном, рассеянном состоянии.

2 Минералогический состав руд (особенно содержание в них карбонатов, сульфидов, окислов железа и др.) играет существенную роль при выборе выщелачивающих реагентов. При подземном выщелачивании в зависимости от типа руд и свойств полезного компонента могут быть применены растворы минеральных (серной, азотной, соляной) и органических (уксусной и др.) кислот или щелочей.

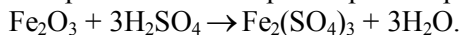
3 Выбор выщелачивающего реагента. В настоящее время хорошо изучены процессы подземного выщелачивания с применением слабых растворов серной кислоты. При этом концентрация серной кислоты в выщелачивающих растворах в ходе процесса не является постоянной величиной. Так, например, в период “закисления” ураноносных пород она должна быть большой (40–100 г/л или 4–10 %); в дальнейшем достаточно поддерживать величину pH растворов на выходе в пределах от 1 до 2. В некоторых случаях целесообразно добавлять в растворы серной кислоты небольшие количества азотной кислоты, которая является хорошим окислителем, интенсифицирующим процесс перехода урана в раствор.

Наиболее распространенным методом извлечения урана является сернокислотное выщелачивание, при котором шестивалентный уран в продуктивном растворе, наряду с сульфатом уранила, при избытке реагента образует комплексный анион:



Естественно, соотношение их в растворах определяется pH среды, концентрациями сульфат-иона и урана. Если же в рудах преобладает четырехвалентный уран, то его извлечение в продуктивный раствор затруднено, т. к. скорость растворения четырехвалентного урана в разбавленных растворах серной кислоты значительно ниже скорости растворения шестивалентного урана.

В этих случаях используют окислители для четырехвалентного урана и наиболее вероятным окислителем являются ионы трехвалентного железа, т. к. железо обычно присутствует в урансодержащих рудах. Окись трехвалентного железа выщелачивается разбавленными растворами серной кислоты



В присутствии ионов трехвалентного железа окисление четырехвалентного урана начинается уже при значении окислительно-восстановительного потенциала 350–400 мВ (температура 20 °C), что соответствует примерно соотношению $\text{Fe}^{3+} : \text{Fe}^{2+} = 1:4$. Практически полное окисление достигается при отношении $\text{Fe}^{3+} : \text{Fe}^{2+} \geq 1$, которое определяется уравнением Нернста [5].

При наличии вторичных (гипергенных) урановых месторождений применяются карбонатные методы извлечения урана в раствор.

В качестве реагентов для карбонатного метода могут быть использованы карбонаты и бикарбонаты щелочных металлов и аммония, бикарбонаты щелочноземельных металлов и углекислоты, а в качестве окислителей – перекись водорода, кислород. Основные реакции процесса карбонатно-бикарбонатного выщелачивания урана, например, солями аммония, сводится к следующему:



Процесс карбонатного выщелачивания является более мягким (избирательным), чем кислотного, т. к. образование растворимых карбонатных соединений нехарактерно для примесей, содержащихся в рудной залежи.

4 Оценка степени пригодности месторождения для подземного выщелачивания может быть выдана при условии рассмотрения технологических показателей процесса. Среди главных, входящих в расчеты геолого-гидрогеологических параметров месторождений, следует указать: запасы добываемого металла в проницаемых рудах, общие запасы, содержание металлов в руде, мощность и коэффициент фильтрации рудных тел и вовлекаемой в процесс части водоносного горизонта, глубину

залегания руды и уровень подземных вод. Кроме того, необходимо определить основные технологические показатели: степень извлечения, расход реагента и съем продуктивных растворов (отношение Ж:Т, т. е. отношение объема откачных растворов к массе выщелачиваемых пород).

По данным работы [5] в наибольшей степени поставленной задаче отвечает среднее содержание металла в продуктивном растворе (мг/л), которое определяется по формуле

$$C_{\text{ср}} = \frac{\sum \cdot C \cdot M_p \cdot K_p}{M \cdot K \cdot Ж / T_p} \cdot 10^2, \quad (1.4.1)$$

где $\sum$ – степень извлечения, %;

C , M_p , K_p и $Ж/Т$ – соответственно среднее содержание металла в руде, %, мощность залежи, K , коэффициент фильтрации м/сут, и объем раствора, отнесенной к массе руды;

M и K – соответственно мощность и коэффициент фильтрации, вовлекаемой в процесс части водоносного горизонта.

По величине $C_{\text{ср}}$ условия месторождения могут быть разделены на четыре группы:

I – менее 10 мг/л – неблагоприятные для подземного выщелачивания;

II – 10–30 мг/л – мало благоприятные;

III – 30–100 мг/л – благоприятные;

IV – более 100 мг/л – весьма благоприятные.

По ряду затрат подземное выщелачивание становится неэкономичным. К таким условиям относятся; добыча металлов из месторождений состоящих из глинистых отложений, а также из плотных кристаллических пород, при наличии упорных к выщелачиванию рудных минералов, при большой глубине залегания (свыше 700 м) вследствие высоких затрат на бурение и оборудование скважин.

5 Одним из важных свойств руды, влияющих на выбор системы разработки месторождений подземным выщелачиванием, является её водопроницаемость. От водопроницаемости ру-

ды зависят скорость и характер движения раствора, интенсивность процесса и выбор способа подготовки руд к выщелачиванию.

Водопроницаемость выражается коэффициентом фильтрации (K_f , м/сут) и с учетом этого урановые руды можно условно разделить на четыре группы: руды с K_f равным 0,05–10; 0,05–0,005; менее 0,005 и более 10 м/сут [6]. Такая разница проницаемости рудоносных пород, как по мощности, так и по площади объясняется неравномерной их трещиноватостью, а также тектоническими нарушениями. Различие фильтрационных свойств характеризуется коэффициентом фильтрационной неоднородности K_n , который показывает какая часть месторождения сложена рудами, имеющими одинаковый коэффициент фильтрации. Если $K_n \approx 1$, то это руды весьма однородные, при ($K_n \approx 0,75$) – однородные, при ($K \approx 0,5$) неоднородные и при ($K \approx 0,25$) весьма неоднородные горные породы [7]. Этот коэффициент также имеет определяющее значение при выборе систем разработки урановых месторождений методом подземного выщелачивания.

Наиболее подходящими для подземного выщелачивания являются горные породы с коэффициентом фильтрации K_f более 1 м/сут. При коэффициенте фильтрации менее 1 м/сут для создания требуемых скоростей движения растворов необходим значительный напорный градиент, что является неблагоприятным фактором, т. к. может привести к забиванию трещин и пор руды наиболее крупными частицами механических примесей.

Однако в процессе подземного выщелачивания урана происходит заметное снижение фильтрационных свойств за счет кольматации пор руды. Это наблюдается уже в начальной стадии закисления руд и продолжается некоторое время после замещения реагентом подземных вод, содержащихся в порах. Различают следующие виды кольматации [10, 11, 12]:

- 1) “химическую” – за счет выпадения в осадок в порах руд нерастворимых солей;
- 2) “газовую”, обусловленную образованием в порах углекислого газа и сероводорода;

3) “ионообменную”, связанную с незначительным уменьшением объема пор при наличии в рудах органических веществ и глинистых минералов за счет изменения рН среды;

4) “механическую”, вызванную закупоркой поровых каналов реагента.

Общая водопроницаемость коэффициента трещиновато-пористых руд представляет собой сумму трещинной $K_{тр.}$ и поровой $K_{пор.}$ водопроницаемости:

$$K = K_{тр.} + K_{пор.}$$

При этом $K_{пор.}$ определяется лабораторными исследованиями, $K_{тр.}$ – расчетным путем с использованием результатов замеров параметров трещин по зависимости, найденной Е.С. Ромом [13].

6 Иногда при подземном выщелачивании металлов через пробуренные с поверхности скважины для увеличения проницаемости рудного тела применяют жидкие взрывчатые вещества. В этом случае через скважину определенными порциями подают взрывчатые вещества. После чего в скважину вновь закачивается выщелачивающий раствор. Последний оттесняет взрывчатые вещества от скважины к периферии участка. Последовательное чередование подачи в скважину взрывчатых веществ и растворов приводит к образованию вокруг скважины нескольких зон, насыщенных взрывчатыми веществами и разделенных промежутками, заполненными выщелачивающими растворами.

Одновременное взрывание всех насыщенных зон позволяет разрушить значительные объемы руд [14].

Схема дробления руды жидкими взрывчатыми веществами приведена на рис. 1.

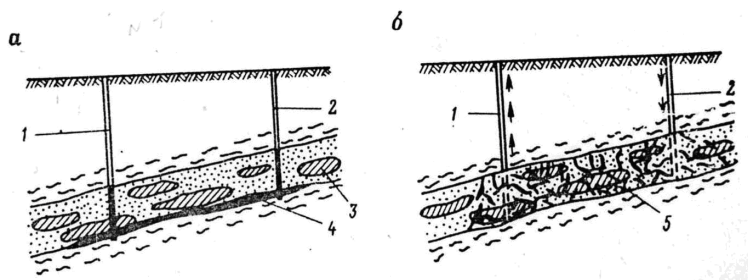


Рис. 1. Схема дробления руды жидкими ВВ:
а – положение до взрыва пласта; б – после взрыва;
1 – откачная скважина; 2 – нагнетательная скважина;
3 – рудная залежь; 4 – жидкое ВВ;
5 – раздробленная рудная зона

Из рис. 1 видно, что разрушенный участок рудного тела подвергают дальнейшему подземному выщелачиванию.

Повышение проницаемости рудных залежей можно достичь путем подачи жидкости под определенным давлением, раскрывающим имеющиеся в породе трещины. Затем в скважину подается второй поток жидкости, содержащий во взвешенном состоянии песок или мелкие стеклянные шарики. Проникая в трещины, эти материалы препятствуют закрытию трещин при снятии давления жидкости.

1.4.1 Примеры решения задач

Пример 1. Определить ориентировочно степень пригодности уранового месторождения к отработке методом скважинного подземного выщелачивания по следующим данным: среднее содержание урана в руде – 0,1 %; мощность рудной залежи – 4,5 м; коэффициент фильтрации – 1 м/сут; объем раствора, отнесенный к массе руды принять равным Ж:Т = 8:1, а степень извлечения – 60 %.

Решение. Ориентировочная степень пригодности месторождения к скважинному подземному выщелачиванию определяется по содержанию металла в продуктивном растворе (мг/л) из формулы (1.4.1)

$$C_{cp} = \frac{\sum \cdot C \cdot M_p \cdot K_p}{M \cdot K \cdot Ж / T_p} \cdot 10^2,$$

где M и K – соответственно мощность и коэффициент фильтрации, вовлекаемой в процесс части водоносного горизонта (принимаем $M = 1,5 M_p$ и $K = 1,5 K_p$). Теперь подставляя значения параметров в формулу, получим

$$C_{cp} = \frac{60 \cdot 0,1 \cdot 4,5 \cdot 1 \cdot 10^2}{1,5 \cdot 4,5 \cdot 1,5 \cdot 1 \cdot 8} = 31,5 \text{ мг/л.}$$

Величина $C_{cp} = 31,5$ мг/л находится в пределах благоприятных для подземного выщелачивания, следовательно, месторождение пригодно для отработки.

Пример 2. Определить ориентировочно пригодность уранового месторождения к отработке методом скважинного подземного выщелачивания по следующим данным: среднее содержание урана в руде – 0,06 %; степень извлечения – 65 %; мощность рудной залежи – 5 м; коэффициент фильтрации – 0,5 м/сут, объем раствора, отнесенный к массе руды принять равным Ж:Т = 8:1.

Решение. Ориентировочно степень пригодности месторождения к отработке скважинным подземным выщелачиванием определяем по формуле, из которой находим содержание урана в продуктивном растворе, мг/л (формула 1.4.1)

$$C_{cp} = \frac{\sum \cdot C \cdot M_p \cdot K_p}{M \cdot K \cdot Ж / T_p} \cdot 10^2,$$

где M и K – соответственно мощность и коэффициент фильтрации, вовлекаемой в процесс части водоносного горизон-

та (принимая $M = 1,5M_p$ и $K = 1,5K_p$). Подставляя значения параметров в формулу, получим:

$$C_{cp} = \frac{65 \cdot 0,06 \cdot 5 \cdot 0,5 \cdot 10^2}{1,5 \cdot 5 \cdot 1,3 \cdot 0,5 \cdot 8} = 25 \text{ мг/л.}$$

Величина $C_{cp} = 25$ мг/л находится в области малоблагоприятных условиях, следовательно, месторождение непригодно к отработке.

1.4.2 Задачи для самостоятельного решения

Задача 1. Оценить степень пригодности месторождения урана с содержанием 0,1 % в руде для скважинного подземного выщелачивания. Лабораторные исследования нескольких проб руды, доставленный с помощью пробуренных пробных скважин, показали следующее: мощность залежи 8 м, коэффициент фильтрации 1,5 м/сут, при этом необходимо достичь степени извлечения урана в продуктивный раствор не менее 70 %. Принять объем раствора, отнесенный к массе руды Ж:Т равным 6:1.

Задача 2. Определить степень пригодности залежи урановой руды к скважинному подземному выщелачиванию с содержанием урана в руде – 0,05 %, мощности – 4 м и коэффициенте фильтрации, равным 0,5 м/сут. Принять к сведению, что извлечение урана в продуктивный раствор должен быть не ниже 65 %, а объем раствора, отнесенный к массе руды Ж:Т должен быть 7:1.

ГЛАВА II

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНОВОГО СЫРЬЯ, ОБЩИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ

Для получения достаточно богатых и чистых урансодержащих концентратов используют химическое концентрирование, заключающееся в селективном выщелачивании урана из рудного сырья с последующим селективным осаждением из растворов достаточно чистых соединений урана – урановых химических концентратов.

Переработка урановых руд повсеместно производится гидрометаллургическим методом. Основная операция в гидрометаллургии – выщелачивания металлов в виде тех или иных соединений. Основная цель выщелачивания – наиболее полное и селективное растворение урана в растворителе.

Несмотря на многообразие минералов и руд, содержащих уран, большая часть их растворяется в минеральных кислотах и растворах карбонатов щелочных металлов. В соответствии с этим существуют два основных метода выщелачивания урановых руд: кислотное и карбонатное (содовое), а по способу, т. е. по аппаратному оформлению процесса имеются следующие:

- 1 обычное выщелачивание (в агитаторах, пачуках);
- 2 подземное выщелачивание;
- 3 кучное выщелачивание;
- 4 бактериальное выщелачивание.

Процесс выщелачивания сопряжен с переработкой больших количеств сырья. Стоимость выщелачивающего реагента в значительной степени определяет стоимость конечного продукта. Исходя из этого, можно сказать, что наиболее дешевым выщелачивающим реагентом является серная кислота. Соляную кислоту и карбонат аммония из-за высокой стоимости редко используют для выщелачивания урановых руд.

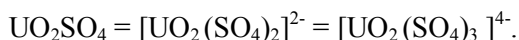
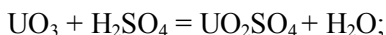
Для выщелачивания богатых урановых руд и рудных концентратов часто используют азотную кислоту. Благодаря сильным окислительным свойствам азотная кислота является универсальным выщелачивающим реагентом для урана.

2.1 Кислотное выщелачивание урановых руд

Как было отмечено выше, в производстве урана наиболее широкое применение имеет кислотное выщелачивание из-за его экономичности. Около 90 % всех урановых руд перерабатывается выщелачиванием разбавленными растворами серной кислоты.

В гидрометаллургии урана процесс выщелачивания урана серной кислотой сопровождается химическим взаимодействием нерастворимых в воде урансодержащих минералов с реагентами.

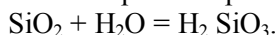
Выщелачивание более дешевого реагента считается предпочтительнее. Выщелачивание считается наиболее удовлетворительным, если извлечение урана составляет 90–98 %, такое извлечение обеспечивается при переработке руд, содержащих U^{6+} . При сернокислотном выщелачивании наряду с сульфатами уранила пульпа содержит комплексные сульфаты уранила:



Соотношение их в водных растворах определяется кислотностью, избыточной концентрацией сульфат-иона и концентрацией урана.

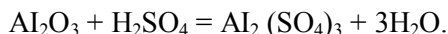
При наличии в рудах U^{4+} его извлечение серной кислотой затруднено. Для повышения извлечения используют окислители (HNO_3 , пиролюзит, хлорнокислый натрий и др.). Обычно количество окислителя составляет 1–2 % от веса руды.

Расход кислоты на выщелачивание определяется параллельно с выщелачиванием урана, вскрываются и условиями применения соединений и минералогическим составом сырья, и в процессе выщелачивания. Например: при повышенных температурах серная кислота частично вскрывает кремнезем по реакции



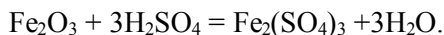
Образовавшаяся кремневая кислота переходит в раствор в виде коллоида, что затрудняет переработку пульпы и растворов в связи с возникающими трудностями при фильтрации геля кремневой кислоты, всего около 1 % кремнезема переходит в раствор.

Весьма упорным к разбавленной H_2SO_4 является глинозем Al_2O_3 . Вскрытие идет по реакции

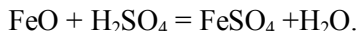


В раствор переходит не более 3–5 % от исходного содержания в руде.

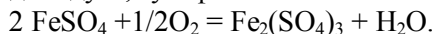
Трудно вскрывается разбавленной кислотой H_2SO_4 и окись Fe^{3+} - Fe_2O_3 . Количество прореагировавшего оксида железа не превышает 5–8 % по реакции



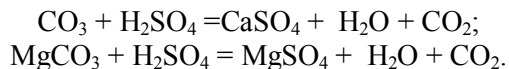
Значительно лучше (на 50 %) растворяется в разбавленной кислоте H_2SO_4 окись Fe^{2+}



Однако при наличии окислителя, в качестве которого может служить и кислород воздуха, сульфат Fe^{2+} окисляется до Fe^{3+}

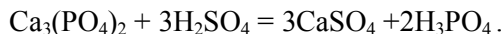


Карбонаты Ca и Mg образуют сульфаты соответственно:



Фосфор присутствует в урановых рудах в виде апатита $\text{Ca}_5\text{F}(\text{PO}_4)_3$ и фосфорита $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$.

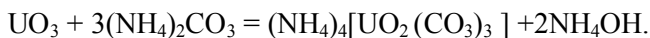
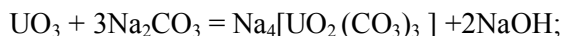
Во всех случаях при выщелачивании образуется кислота H_3SO_4



Остальные примеси (Cu, Ni, Cr, Mn, Ti, As, Sb) присутствуют в силикатных урановых рудах в небольших количествах и почти не загрязняют технологические растворы.

2.2 Карбонатное выщелачивание урановых руд

Вскрытие урановых руд карбонатными растворами – довольно распространенный метод переработки сырья. Основан он на взаимодействии соединений U^{6+} шестивалентного урана с водными карбонатными растворами, в результате чего образуются устойчивые соли уранилтрикарбоната со щелочными металлами и аммонием:



Все урановые минералы, а также UO_3 , образовавшиеся в результате окислительного обжига урановых руд, легко вскрываются карбонатными растворами. В этом случае при выщелачивании в раствор переходит U^{6+} , а U^{4+} не переходит.

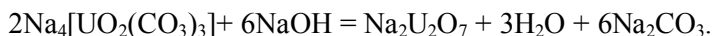
Извлечение урана в раствор составляет 90–95 %. Применимость карбонатного выщелачивания для вскрытия урановых руд определяется целым рядом факторов. Однако карбонатное выщелачивание дает более низкое извлечение, чем кислотное.

Другим важным фактором, ограничивающим применение карбонатного выщелачивания, является стоимость реагентов. Сода более чем в 4 раза дороже серной кислоты. Поэтому при прочих равных условиях кислотное (сернокислотное) выщелачивание считается более экономичным. Кроме того, вопросы коррозии аппаратов при оценке методов выщелачивания также имеют значение. С этой точки зрения карбонатное выщелачивание более выгодно, чем кислотное, т. к. карбонатные растворы коррозионно неактивны. Отличие растворов карбонатного выщелачивания от кислотного заключается в том, что карбонатные щелока нельзя использовать для экстракционного извлечения

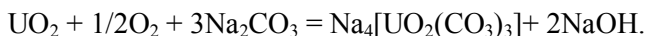
урана, возможна лишь сорбционная переработка карбонатных растворов и пульп с применением анионообменных смол.

2.2.1 Содовое выщелачивание урановых руд при атмосферном давлении

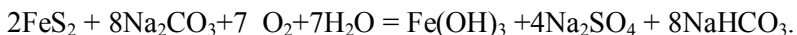
Растворение U^{6+} в содовых растворах сопряжено с повышением щелочности растворов, которая способствует осаждению диураната натрия:



Содержащийся в настуране и уранините U^{4+} растворяется в карбонатных растворах лишь в присутствии окислителей

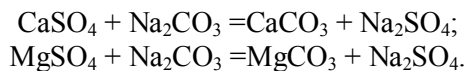


При этом образуется щелочь. В качестве окислителей могут быть использованы перманганат калия и кислород воздуха. В первом случае скорость окисления большая и процесс может проходить при комнатной температуре. Окисление урана U^{4+} до U^{6+} кислородом воздуха – сравнительно медленный процесс, но его можно ускорить каталитически. Например, за счет добавки ионов меди либо за счет повышения парциального давления кислорода. Другие минералы, присутствующие в урановых рудах, могут взаимодействовать с содовыми растворами, степень их вскрытия невелика. Однако некоторые из них могут повысить эффективность содового выщелачивания, например, пирит

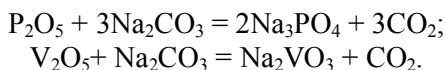


В результате происходит частичная нейтрализация соды. При содержании сульфидной серы более 2–4 % карбонатное выщелачивание становится экономически невыгодным, необходимо либо удалять сульфиды (обжигом или флотацией), либо использовать кислотное выщелачивание. Нежелательными при-

месяцами при содовом выщелачивании являются сульфат кальция и магния, т. к. при их взаимодействии с содой имеет место большой расход последней:



Фосфор и ванадий в виде их пятиокисей, подобно урану, вскрываются содовыми растворами с образованием растворимых ванадатов и фосфатов:



Метод содового выщелачивания при атмосферном давлении нашел применение для переработки урановых руд на заводах США и Канады. Так, на Канадском заводе в г. Эльдорадо, содовому выщелачиванию подвергается смолковая урановая руда. Измельчение проводится в 5 %-ном содовом растворе при – 200 меш. Сгущенная пульпа с содержанием 50–60 % твердого остатка выщелачивается в пачуках при температуре 75 °С в течение 96 ч, после чего пульпа поступает на фильтрацию.

2.3 Кучное выщелачивание урановых руд

Кучное выщелачивание все шире применяется для извлечения урана из бедных забалансовых руд, а также из старых отвалов хвостов обогащения урановой руды. Штабели руды высотой около 10 м, уложенные на специальные площадки, покрытые полиэтиленовой пленкой, орошаются раствором серной кислоты, подаваемым насосом. Получаемые растворы по системе дренажа поступают в зумфы, откуда их перекачивают для сорбционного извлечения урана, при Fe^{2+} кучное выщелачивание составляет около 80 % [14].

1 Бактериальное выщелачивание

Растворы для бактериального выщелачивания готовят в специальном бассейне, куда подают воздух и где с помощью бактерий часть закисного железа превращается в окисное железо. Затем растворы с $\text{pH}=2,5\text{--}2,9$ с содержанием $\text{Fe}^{2+} \sim 0,2$ г/л и $\text{Fe}^{3+} \sim 2$ г/л закачивают насосами в скважины, через которые они поступают в рудоносный пласт при подземном выщелачивании систему орошения при кучном выщелачивании.

После извлечения урана из продуктивных растворов их возвращают в бактериальный бассейн для регенерации. Обзор литературы по бактериальному выщелачиванию урановых руд показывает, что данный способ стал широко применяться в последнее время. Так, Канадская фирма «МайнзЛимитед» применяла бактериальное выщелачивание урана в отработанных шахтах. Сущность метода заключалась в том, что периодически рудоносный пласт, выщелоченный микроорганизмами, вымывался водой под высоким напором. Промывание забоев проводилось до тех пор, пока содержание урана в растворе не составляло 3 мг/л, затем промывание прекращалось и возобновлялось через определенный промежуток времени (3–4 мес.). За это время бактерии окисляли новые порции пирита и образовывали достаточное количество выщелачивающих агентов, вновь обеспечивающих достаточно высокое содержание урана в растворах от 90,7 до 450 мг/л. Так, по данным завода Бихер (Индия) бактериальное выщелачивание бедной урановой кварц-хлоритовой руды, содержащей 0,04 % U_3O_8 и 0,05 % S, производят при температуре 20–30 °С что является оптимальной для условий Индии при окислении сульфидов.

При бактериальном выщелачивании железа сероокисляющие микроорганизмы *ferrooxidus* встречаются во всех кислых растворах скважин, что позволяет заключить, что они являются дешевым регенератором для Fe^{3+} , что способствует повышению степени извлечения урана из руд при полном и селективном растворении урановых минералов. Поэтому при серноокислотном выщелачивании в растворы извлекаются U^{6+} , а U^{4+} остается в

пластах. Для того чтобы перевести U^{4+} в растворимую форму, требуется применение окислителей. Сравнение различных окислителей по стоимости показывает, что использование $Fe_2(SO_4)_3$, Cl_2 , O_3 , O_2 , HNO_3 или MnO_2 гораздо дешевле, чем $NaClO_3$. В некоторых случаях бактерии могут быть выгодно использованы в качестве окислителей вместо неорганических окислителей.

Подземное и кучное бактериальное выщелачивание отличается от химического метода выщелачивания тем, что выщелачивающие растворы и рудный материал содержат микроорганизмы, которые интенсифицируют процесс выщелачивания. При этом основная роль микроорганизмов состоит в окислении сульфидных минералов, элементарной серы и закисного железа. В окислении Fe^{2+} , сульфидных минералов и серы принимают участие главным образом тионовые железобактерии (*Thiobacillus ferrooxidans*) – одноклеточные микроорганизмы диаметром 0,25 мкм и длиной 1 мкм.

Реакция окисления железа протекает по схеме



При подземном выщелачивании ведущая роль, как известно, принадлежит Fe^{3+} валентному, которое окисляет U^{4+} до U^{6+} , последний легко растворяется в растворах. Роль бактерии в данных случаях заключается в регенерации Fe^{3+} при окислении Fe^{2+} или FeS_2 . Наилучшая температура для процесса бактериального выщелачивания минералов 25–40 °C и pH=1,8–3,5.

2.4 Подземное выщелачивание

В настоящее время широкое промышленное использование нашли геотехнологические методы добычи полезных ископаемых, в частности методы подземного выщелачивания не только в уранодобывающей отрасли, но и при добыче других полезных ископаемых. В результате возник ряд новых терминов и понятий, которые нуждаются в уточнении применительно к методу

подземного скважинного выщелачивания. Ниже приводится перечень и раскрывается содержание терминов и понятий, которые широко пользуются работниками, занятыми на добыче урана методом подземного выщелачивания [3].

1 Продуктивный водоносный горизонт – это обводненный горизонт, включающий в себя рудные тела.

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

3 Выщелачиваемая площадь – это площадь продуктивного водоносного горизонта, на которой происходит движение технологических растворов.

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

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

б) Продуктивный раствор – раствор, сформировавшийся в недрах рудного тела в результате физико-химического взаимодействия рабочего раствора с выщелачиваемой горной массой и содержащий полезный компонент в концентрации выше минимально промышленной.

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

г) 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.

д) Сбросной раствор – маточный или непромышленный (бедный) продуктивный раствор, который не может быть использован для приготовления рабочего раствора.

5 Скважины подземного выщелачивания – это 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.

а) Скважины закачные – скважины, через которые в рудные тела подается рабочий раствор.

б) Скважины откачные – скважины, через которые из продуктивного горизонта выдается на поверхность продуктивный раствор.

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

г) Скважины контрольные – используются для вскрытия в заданном месте отрабатываемого рудного тела с целью определения вещественного состава рудного тела и степени извлечения из него полезного компонента.

6 Пористостью называют пустоты в горной породе, не заполненные твердым веществом. Пористость оценивают коэффициентом пористости m_n – отношением суммарного объема пустот породы (образца) V_H ко всему объему образца V (в долях единицы или процентах)

$$m_n = V_H/V. \quad (2.4.1)$$

Чем однороднее пласт по составу, размерам слагающих частиц, тем выше его пористость. Чем крупнее частицы слагающие пласт, тем больше размеры пор. Пористость продуктивных пластов колеблется от 5 до 40 %.

7 Проницаемостью называют способность горной породы пропускать через себя жидкость, газ или смесь под действием перепада давления.

Проницаемость характеризуется коэффициентом проницаемости K , который определяется в соответствии с линейным законом фильтрации Дарси [4].

$$K = Q \cdot \mu \cdot L / \Delta p \cdot F, \quad (2.4.2)$$

где Q – объемный расход жидкости в единицу времени;
 μ – динамический коэффициент вязкости жидкости;
 L – длина пористой среды;
 Δp – перепад давления;
 F – площадь фильтрации.

Размерность коэффициента проницаемости $K - M^2$. Установлено, что проницаемость повышается с увеличением пористости горных пород. Проницаемость пористой среды зависит преимущественно от размера поровых каналов, которые формируют поровое пространство.

Зависимость проницаемости от размера пор имеет вид

$$R = 2,86K/m,$$

где R – средний радиус пор идеальный пористой среды, мкм;
 K – проницаемость, мкм²;
 m – пористость, доли единицы.

2.5 Сущность подземного скважинного выщелачивания металлов из руд

Подземное выщелачивание – это гидрометаллургический процесс, основой которого является избирательное выщелачивание полезного компонента из руды на месте его залегания. На поверхность выдается не руда, а химический раствор (продуктивный раствор), содержащий ионы металлов, которые затем избирательно выделяются сорбционным методом. В процессе подземного выщелачивания движение растворителя осуществляется по порам и капиллярам рудного пласта или скального монолита под воздействием искусственного создаваемого потока раствора реагента и специальной системы нагнетательных и дренажных устройств. В обводненных рыхлых осадочных отложениях проникновение растворителя происходит практически по всем поровым каналам и капиллярам [5].

Этот способ исключает ряд дорогостоящих и трудоемких процессов: очистную выемку и транспортировку руды на значительные расстояния, обогащение ее на фабриках, а также хранение отходов производства в специальных шламохранилищах и т. п. Кроме того, способ подземного выщелачивания частично или полностью избавляет человека от тяжелого труда под землей и представляет собой технологический процесс с высокой культурой производства.

Процессы подземного растворения солей и подземного выщелачивания металлов из руд имеют принципиальные различия [6]. Соли в природных условиях представляют собой растворимые горные породы, являющиеся водонепроницаемыми. Процесс растворения первоначально происходит вблизи этих выработок. Это приводит к образованию подземных полостей различного размера. Движение вида (растворителя) при растворении солей осуществляется по тем же законам, что и движение ее в трубах и каналах.

При подземном выщелачивании металлов из пористых рудоносных пород (водопроницаемых, но нерастворимых) необходимо обеспечить движение реагента непосредственно по трещинам, порам, капиллярам рудоносных пород. В этом случае извлечение металла происходит не путем пористого растворения, а путем химических реакций ионного обмена при капиллярно-диффузионных процессах [6].

Под термином "подземное выщелачивание" (ПВ) в отличие от термина "подземное растворение" понимают разработку рудных месторождений избирательным переводом полезного компонента в жидкую фазу путем управляемого движения раствора реагента по руде естественного залегания, предварительно разрушенной или замагазинированной в недрах, т. е. без образования значительных пустот.

Главными условиями успешного применения способа скважинного подземного выщелачивания металлов из руд являются:

а) присутствие полезного компонента в руде в минералах растворимых растворами минеральных или органических кислот, щелочей или солей;

б) наличие достаточной естественной пористости и проницаемости руд или возможности практически целесообразными способами осуществить извлечение металлосодержащих растворов из руды.

По характеру движения растворов в горнорудной массе различают три принципиальные геотехнологические схемы:

- гидродинамическая, применяемая при выщелачивании изотропных и анизотропных руд направленным напором потока раствора реагента;

- инфильтрационная, применяемая при капиллярном выщелачивании изотропных руд;

- гидростатическая (иммерсионная).

Эти схемы в равной мере включают выщелачивание металлов как из руд естественного залегания, так из руд разрушенных или отбитых и замагазинированных в камерах. Рассмотрим подробнее условия применения этих схем.

1 Гидродинамическая схема подземного выщелачивания металлов из руд основана на использовании постоянного потока раствора реагента, заполняющего все трещины и поры рудоносных пород. Движение потока происходит за счет разности напоров у растворопадающих и дренажных устройств по законам подземной гидравлики.

Физико-химические основы и механизм процесса подземного выщелачивания металлов в принципе аналогичен перколяционному процессу [7, 8], сущность которого заключается в выщелачивании металлов путем просачивания растворителя сплошным потоком через слои предварительно измельченных руд.

Эта схема может применяться к рудам с коэффициентом фильтрации $K_{\phi} > 0,5$ м/сут. Если фильтрационная способность $K_{\phi} < 0,5$ м/сут, то необходимо искусственное создание проницаемости массива. Это достигается предварительной подготовкой рудоносных пород к выщелачиванию путем разрушения

массива руд обычными или ядерными взрывчатыми веществами, химической обработкой, подземным обжигом пород, отбойкой и магазинированием руд в камерах или другими методами. Метод подземного выщелачивания по гидродинамической схеме работает в основном при помощи скважин, пробуренных с поверхности. Эта же схема выщелачивания в настоящее время применяется при выщелачивании в рудниках, как из руд естественного залегания, так и из руд отбитых, и замагазинировании в камерах. При этом выщелачивание металла производится одновременно в группе блоков направленным потоком раствора реагента, подаваемого в каждый из них под некоторым избыточным давлением по отношению к кровле рудоносных пород. Необходимым условием применения гидродинамической схемы выщелачивания в рудниках является наличие в почве руд водопорных пород.

2 Инфильтрационно-капиллярная схема основана на использовании инфильтрационного потока раствора реагента, движение которого по горнорудной массе происходит под действием сил гравитации от оросительных устройств к дренажным. Эта схема применима только при выщелачивании металлов из руд изотропных в фильтрационном отношении. Поэтому она получила наибольшее распространение при подземном капиллярном выщелачивании предварительно отбитых и замагазинированных руд в камерах, а также при кучном выщелачивании. При этом раствор не заполняет полностью пустоты в руде, как при выщелачивании по гидродинамической схеме, а лишь смачивает и покрывает тонкой пленкой поверхность отдельных кусков и стенки капилляров. Только в нижней части камер формируются гидродинамические зоны.

Важным фактором в этом процессе выщелачивания является скорость проникновения раствора реагента внутрь рудного куска, т. к. она определяет продолжительность выщелачивания. Так, например, выщелачивание урана из руды происходит в несколько этапов:

- смачивание поверхности рудного монолита раствором реагента;

- проникновение его внутрь пор и капилляров монолита;
- химическая реакция раствора с минералами урана и образование в порах химического раствора;
- диффузия ионов уранила из пор и капилляров к внешней границе рудного куска;
- отвод ионов уранила с поверхности рудного куска в общий объем раствора реагента [6].

Инфильтрационно-капиллярное выщелачивание металлов протекает более эффективно, если орошение руд производят периодически (циклично) чередуя периоды орошения с периодами выстаивания. В период выстаивания создаются благоприятные условия для аэрации рудной массы и развития окислительных процессов, способствующих переходу металлов из труднорастворимой формы в легкорастворимую. Например, уран под действием окислительных процессов с регенерацией сульфата окиси железа $[\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3]$ переходит из трудно растворимой четырехвалентной формы в легкорастворимую шестивалентную. Продолжительность периодов орошения и выстаивания изменяется в широких пределах (от нескольких часов до нескольких суток) и зависит от вещественного состава и физического состояния руд.

Подачу раствора реагента на орошение руд при выщелачивании по инфильтрационно-капиллярной схеме можно осуществить несколькими способами:

- путем равномерного разбрызгивания раствора с помощью специальных оросительных установок, смонтированных над горной массой;
- с помощью скважин оросителей, пробуренных в горно-рудной массе или в массиве рудоносных пород естественного залегания;
- закачкой растворов через скважины в трещины, искусственно созданные путем гидравлического разрыва пород или буровзрывным способом.

Орошение с помощью оросительных установок наиболее эффективно при выщелачивании крупнокусовой рудной массы, обладающей высокой водопроницаемостью ($K_\phi \approx 10\text{-}20$ м/сут).

При этом создаются условия для равномерного пленочного просачивания растворов через горную массу.

3 Гидростатическая схема заключается в периодическом затоплении (заполнении) выщелачивающим реагентом участков рудоносных пород естественного залегания отработанных пространств в рудниках или специально подготовленных камер с замагазинированной рудой с последующим сбором продуктивных растворов. Такой метод в практике технологии обогащения руд известен под названием иммерсионного. Здесь необходимым условием при выщелачивании по гидростатической схеме металлов из отбитых и замагазинированных руд в камерах является наличие водонепроницаемых пород, вмещающих рудные тела. При выщелачивании металлов из руд, приуроченных к водопроницаемым породам, будут происходить утечки продуктивных растворов за пределы камер. Поэтому гидростатическая схема при подземном выщелачивании металлов применяется крайне редко.

Рассмотренные принципиальные геотехнологические схемы подземного выщелачивания металлов из руд могут иметь различное конструктивное оформление. Целесообразность применения той или иной схемы зависит от физико-механических свойств рудоносных пород, их элементов залегания и других факторов.

В качестве примера можно привести схему подземного скважинного выщелачивания металла из рыхлых осадочных отложений, заключающуюся в том, что в рудное тело через закачные скважины вводят реагент продуктивных растворов способные перевести минералы полезного компонента в растворимую форму. Раствор реагента, подаваемый в закачные скважины, проходит по рудному телу и движется по нему в направлении откачных скважин, из которых он выдается на поверхность с частью выщелоченного полезного компонента (рис. 2).

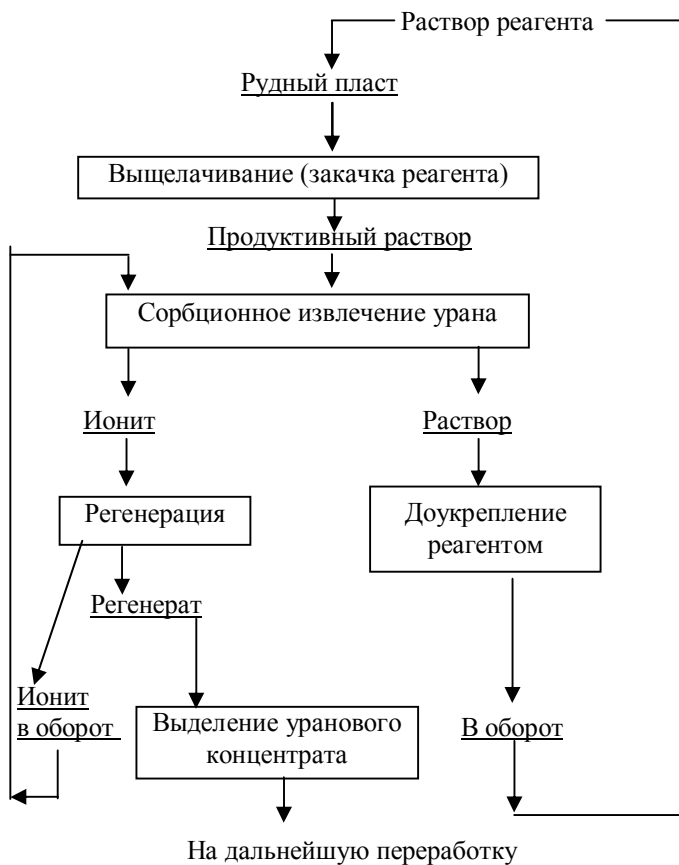


Рис. 2. Схема подземного выщелачивания урана из рыхлых осадочных отложений

2.6 Физико-химические основы процесса подземного выщелачивания руд

Подземное выщелачивание металлов, в частности, урана является одной из разновидностей гидрометаллургического передела руд. Основной ее специфической чертой является осуществление первой стадии передела – извлечение полезного компонента из руд в условиях их естественного залегания. Для обеспечения такой возможности руды должны обладать достаточной проницаемостью и минеральным составом, не требующими создания жестких условий (высокие концентрации растворителя, высокие температуры или давления).

Физико-химическую суть взаимодействия при подземном выщелачивании составляют те же гетерогенные химические реакции, что и при заводском гидрометаллургическом переделе. Научной основой изучения этих реакций является диффузионно-кинетическая теория гетерогенных процессов, развитая в трудах ряда русских и европейских исследователей.

Под подземным выщелачиванием полезного компонента из рудного тела следует понимать процесс его избирательного растворения химическим реагентом и последующего удаления образовавшихся химических соединений из зоны реакции с помощью движущегося потока растворителя [8]. 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 выбор растворителя обуславливается формой урановой минерализации и вещественным составом рудных залежей. Для ПВ урана мало пригодны руды, содержащие труднорастворимые урановые минералы, т. к. выщелачивание их обычно требует поддержания высокой концентрации кислоты и температуры. Как отмечалось выше, руды с первичной и вторичной минерализацией (первого и второго класса) могут подвергаться, как кислотному, так и карбонатному выщелачиванию [15].

2.6.1 Общая характеристика процесса подземного выщелачивания урана из руд

При выщелачивании урановых руд главная цель заключается в наиболее полном и селективном растворении урановых минералов. Поэтому выщелачивание является основной операцией при извлечении урана на месте залегания руды, т. к. оно определяет стоимость конечного продукта [10, 16]. Несмотря на многообразие типов минералов и руд, содержащих уран, для выщелачивания последнего используют обычно водные растворы минеральных кислот или солей карбонатов щелочных металлов.

К растворителю при подземном выщелачивании предъявляются следующие требования:

- 1) обеспечение относительно полного перевода урана в раствор;
- 2) низкая стоимость реагента;
- 3) селективность в процессе выщелачивания;
- 4) обеспечение коррозионной стойкости, применяемой аппаратуры и материалов.

Характеризуя два способа выщелачивания урановых руд можно констатировать следующее [3]:

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

- 1) сравнительно высокую агрессивность, что приводит к растворению помимо урана других компонентов руды, пустых пород и обуславливает повышенный расход кислоты;
- 2) невозможность применения способа для обработки рудных тел, в которых содержится более 2 % карбонатов (по CO_2);
- 3) необходимость использования в качестве конструкционных материалов при обсадке скважин на большие глубины труб из специальных дорогостоящих материалов (нержавеющая сталь, армированный полиэтилен);

карбонатный способ выщелачивания урановых руд имеет следующие преимущества:

1) высокую селективность процесса, в связи с чем расход реагента обычно невысок;

2) не требуются материалы и аппаратура в антикоррозионном исполнении;

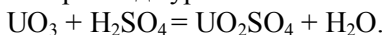
3) отсутствуют ограничения по содержанию карбонатов в руде; недостатком карбонатного способа является:

1) ухудшение проницаемости руд;

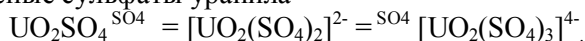
2) достижение приемного извлечения урана требует обязательного использования окислителей.

Процесс выщелачивания в недрах руды 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



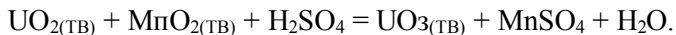
Наряду с сульфатом уранила в жидкой фазе содержатся комплексные сульфаты уранила



Содержание отдельных сульфатных комплексов в растворе зависит от сложного равновесия системы. Оптимальной кислотностью для выщелачивания настурана в окисленных урановых минералах является $\text{pH}=1,5-2,0$. Однако при наличии в выщелачиваемых рудах четырехвалентного урана, требуется добавление окислителя для процесса подземного выщелачивания. В качестве окислителя могут быть использованы кислород, перманганаты, перекись водорода, хлор и др.

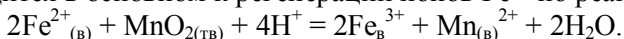
В промышленности применение нашли MnO_2 (в виде пиролюзита), азотная кислота (меланис), соли трехвалентного железа, хлорат натрия, кислород и др. [17].

Рассмотрим использование пиролюзита в качестве окислителя при выщелачивании урансодержащих руд, который добавляется до 10 г/т в виде природного с 40–70 % MnO_2 . Окисление U^{4+} в рудных минералах с помощью пиролюзита в растворе проходит по реакции



Эта реакция протекает медленно, однако в присутствии ионов Fe^{3+} скорость окисления U^{4+} и соответственно перевода урана в раствор возрастает в несколько раз, что обусловлено непрерывным контактированием ионов Fe^{3+} с реакционной поверхностью минералов четырехвалентного урана. При этом ионы Fe^{3+} являются непосредственным окислителем U^{4+} по реакции

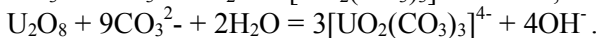
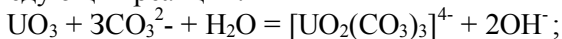
$\text{UO}_{2(\text{ТВ})} + 2\text{Fe}^{3+}_{(\text{В})} \rightleftharpoons \text{UO}_2^{2+}_{(\text{В})} + 2\text{Fe}_{(\text{В})}^{2+}$, а роль пиролюзита сводится в основном к регенерации ионов Fe^{3+} по реакции [3]



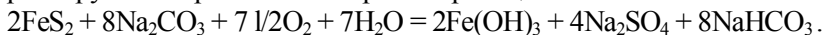
В процессе выщелачивания урана отношение концентрации ионов $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ поддерживают с помощью MnO_2 равным или больше единицы. Таким образом, в рассматриваемой реакции окисления U^{4+} ионы трехвалентного железа являются катализатором, выполняя роль передатчика электронов от U^{4+} к Mn^{4+} .

Карбонатное выщелачивание основано на взаимодействии минералов урана с водными растворами солей карбонатов и бикарбонатов, в результате которого образуются хорошо растворимые комплексные соединения урана, например, $\text{Na}_4[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]$ или $\text{NH}_4[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]$.

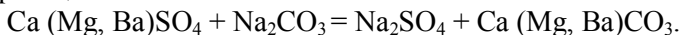
Образование комплексного иона уранила при растворении ряда минералов и окислов урана может быть представлено в виде следующих реакций:



Наличие примесей в исходной урановой руде таких, как FeS_2 , CuFeS_2 и других сульфидов, мешают процессу, т. к. они реагируют с карбонатом натрия по реакции



Поэтому, если содержание сульфидов в руде более 2–4 %, то карбонатное выщелачивание нерентабельно. Примеси сульфидов Ca, Mg, Ba также нежелательны в связи с тем, что они увеличивают расход карбоната натрия вследствие протекания реакций



2.6.2 Механизм процесса выщелачивания

В общем виде процесс выщелачивания определяется законами физико-химической гидродинамики и диффузионной кинетики. Известно, что руда является гетерогенной системой, состоящей из вещества и жидкости в порах. Массопередача во всякой гетерогенной системе протекает в несколько стадий. Первая стадия — это стадия переноса реагирующих частиц реагента к поверхности, на который происходит реакция. На второй стадии происходит собственно гетерогенная реакция; третья стадия заключается в отводе прореагировавших молекул от места реакции за счет движущегося потока растворителя.

Выщелачивание металла, заключенного внутри кусков руды происходит за счет молекулярной диффузии. В данном случае поверхность минералов не омывается непосредственно выщелачивающим раствором. В порах и мелких трещинах куска руды заключена поровая жидкость. При наличии разности концентраций уже растворенного в поровой жидкости полезного компонента и выщелачивающего раствора возникает явление молекулярной диффузии. Ионы растворенного минерала движутся из поровой жидкости в выщелачивающий раствор, постепенно насыщают его и вызывают одновременно падение концентрации в поровой жидкости.

Указанная последовательность стадий определяет в основном механизм процесса подземного выщелачивания. Для гетерогенных реакций в растворах поток вещества выражается общей формулой Нернста [18]

$$Q = D \cdot (C_{\text{нас}} - C_0) \cdot S / \sigma, \quad (2.6.1)$$

где D — коэффициент диффузии;

S — поверхность контакта;

σ — толщина диффузионного слоя.

Поскольку в уравнении не вычисляется значение толщины диффузионного слоя σ и его зависимость от скорости движения

жидкости, то эта формула не позволяет оценить количественное значение потока Q . В связи с этим для оптимизации процесса подземного выщелачивания требуется получение некоторых экспериментальных значений, в первую очередь, значение коэффициента растворения $K = D/\sigma$ [8].

В процессе выщелачивания, когда твердое тело (руда, минерал) неоднородно и состоит из растворимого вещества, растворение химическим реагентом происходит следующим образом. Вблизи внешней границы твердого тела возникает пористая зона частичного растворения. Толщина слоя частичного растворения увеличивается с течением времени, т. к. внутренняя граница зоны перемещается в глубь твердого тела. При этом диффузия тормозится вследствие сопротивления диффузионному потоку, оказываемому нерастворимой частью тела. Поэтому коэффициент диффузии растворимого вещества уменьшается от D до ηD , где η – коэффициент, зависящий от пористости этой зоны (η всегда меньше единицы).

Глубина зоны частичного растворения определяется по формуле

$$l = 2 DK\tau, \quad (2.6.2)$$

где K – параметр растворения, определяемый опытным путем;

D – коэффициент диффузии;

τ – время.

Таким образом, процесс подземного выщелачивания контролируется диффузионной массопередачей веществ независимо от того, осуществляется ли он в пластовых условиях или в подземных блоках, разница заключается лишь в кинетике процесса.

2.7 Кинетика выщелачивания руд осадочных месторождений в пластовых условиях

Кинетика подземного выщелачивания урановой руды в проницаемых осадочных месторождениях имеет много общего с

кинетикой перколяции. Потому скорость извлечения урана определяется преимущественно конвективной диффузией в отличие от молекулярной диффузии, которая контролирует общую скорость процесса извлечения урана из глинистых пластов. На практике выщелачивание с преобладанием какой-либо диффузии в "чистом" виде не встречается, обычно они происходят одновременно. В этом случае массопередача веществ состоит из непосредственного взаимодействия фильтрующегося растворителя с поверхностью рудного массива и из диффузионного перемещения веществ в поровом растворе при наличии градиента концентрации.

Фильтрация жидкости в пористой среде описывается следующим уравнением [8]:

$$Q = K_{np} d F \cdot Y / \gamma, \quad (2.7.1)$$

где Q – расход потока;
 K_{np} – коэффициент проницаемости;
 d – плотность жидкости;
 γ – вязкость жидкости;
 F – площадь поперечного сечения потока;
 Y – гидравлический уклон.

Если в уравнении величину $K_{np} \cdot d / \gamma$ заменить величиной коэффициента фильтрации K_{cp} , тогда уравнение принимает вид

$$Q = K_{cp} \cdot F \cdot Y. \quad (2.7.2)$$

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

Скорость потока рассчитывают по величине коэффициента фильтрации

$$V = Q / F = K_{\phi} Y. \quad (2.7.3)$$

При подземном выщелачивании обычно в пласт подают различные растворители, имеющие различную плотность и вязкость. В этом случае в результате химического взаимодействия

их с рудой могут изменяться фильтрационные свойства пласта и соответственно величина коэффициента фильтрации. Поэтому выбранный растворитель должен обеспечивать высокое извлечение урана в течение всего периода выщелачивания. Поскольку подземное выщелачивание осадочных руд в пластовых условиях аналогично процессу перколяции, то требования к рудному материалу при выщелачивании также должны быть одинаковыми. Основными характеристиками рудного материала, поступающего на перколяцию, являются следующие: скорость просачивания растворителя, степень заполняемости руды, высота загрузки в аппарат и др. Эти параметры в перколяционном процессе могут изменяться, но при подземном выщелачивании такое изменение ограничено. Величина давления растворителя в пласте и длина слоя руды (расстояние между закачной и откачной скважинами) могут также изменяться в определенных пределах.

Рассмотрим механизм выщелачивания при движении растворителя в пласте в направлении фильтрационного потока, где формируются три зоны: участок выщелоченной руды; участок, составляющий путь насыщения растворителя ураном и участок невыщелоченной руды. С течением времени выщелоченная зона возрастает, а невыщелоченная зона убывает. В этом случае массопередача урана характеризуется скоростью перемещения указанных зон, в частности скоростью продвижения зоны конца выщелачивания [19]. Зависимость содержания урана в продукционном растворе и скорости фильтрации раствора от продолжительности выщелачивания представлены на рис. 3.

Как видно из рис. 3, в начальный период подачи растворителя (раствор серной кислоты) происходит вытеснение поровой воды. Естественно что, чем больше длина рудного слоя, тем больше объем откачиваемых растворов с нейтральным значением pH. Во втором периоде наблюдается довольно быстрое изменение pH раствора, примерно с 4–5 до 1. При этом содержание урана в откачиваемых растворах резко возрастает и достигает максимума. Далее, после насыщения, концентрация урана в растворе уменьшается. В этом периоде выщелачивания массопере-

дача урана проходит в легкодоступных участках поверхности рудного слоя в условиях конвективной диффузии.

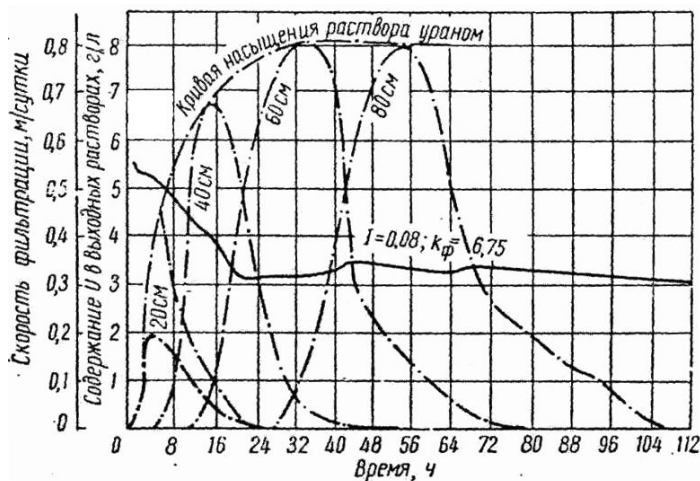


Рис. 3. Зависимость содержания урана в продукционных растворах скорость фильтрации раствора от продолжительности выщелачивания. Цифры у кривых — длина пути фильтрации [8]

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

Четвертый период выщелачивания характеризуется постепенным снижением содержания урана в откачиваемых растворах. Длительность этого периода определяется кинетикой перехода остаточного урана из руды в раствор в условиях образования ненасыщенных растворов, т. е. в условиях отсутствия равновесия. На основании приведенной схемы формирования растворов можно руководствоваться методом расчета расстояний между рядами скважин в зависимости от содержания компонента в руде и задаваемой концентрации металла в продуктивном растворе. Такая зависимость приведена на рис. 4, где длина пути фильтрации раствором серной кислоты зависит от времени наступления начала, максимума и конца выщелачивания.

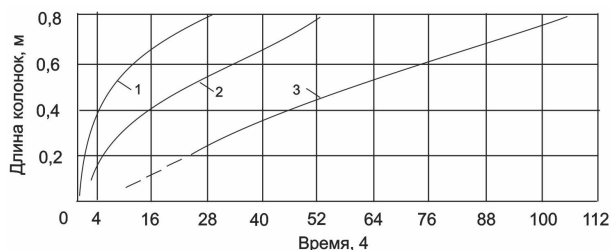


Рис. 4. Зависимость между длиной пути фильтрации и временем наступления начала, максимума и конца выщелачивания (раствор H_2SO_4) [8]:
 1 – начало выщелачивания; 2 – максимум концентрации урана;
 3 – конец выщелачивания

Так, скорость, отвечающая началу выщелачивания, значительно больше скорости передвижения границы конца выщелачивания. Величина скорости определяется наклоном прямолинейного участка кривой, т. е. $l=f(\tau)$ и фильтрация раствора протекает примерно в два раза быстрее, чем передвигается зона конца выщелачивания. Длина выщелачной зоны l на любой момент времени τ определяется по формуле

$$l = V\tau, \quad (2.7.4)$$

где V – значение скорости передвижения зоны конца выщелачивания (определяется экспериментально).

Обычно подземное выщелачивание руды включает две стадии: химическую подготовку (насыщение растворителем) и собственно выщелачивание (отмывка растворимых солей). Поэтому для насыщения растворителем рудного пласта следует в закачные скважины реагенты подавать с большей концентрацией, чем при последующей его отмывке. Здесь в момент насыщения пласта реагентом, когда интенсивно идут химические реакции с рудой, происходит максимальное изменение коэффициента фильтрации.

По мере продвижения раствора (в качестве растворителя применяется, например, H_2SO_4 или Na_2CO_3) и в результате химических реакций с рудой происходит выделение газов

(CO_2 , SO_2 , H_2S и др.), которые могут частично растворяться в растворе и частично выходить из рудного пласта. Кроме того, на скорость процесса выщелачивания влияет проницаемость руды, которая снижается в результате образования нерастворимых химических осадков, частично заполняющих поровое пространство, за счет набухания глинистых частиц и за счет изменения кинематической вязкости раствора [8].

На рис. 5 приведена примерная схема изменения среднего коэффициента фильтрации K_{ϕ} , если в качестве растворителя применена серная кислота.

Формирование зоны насыщения

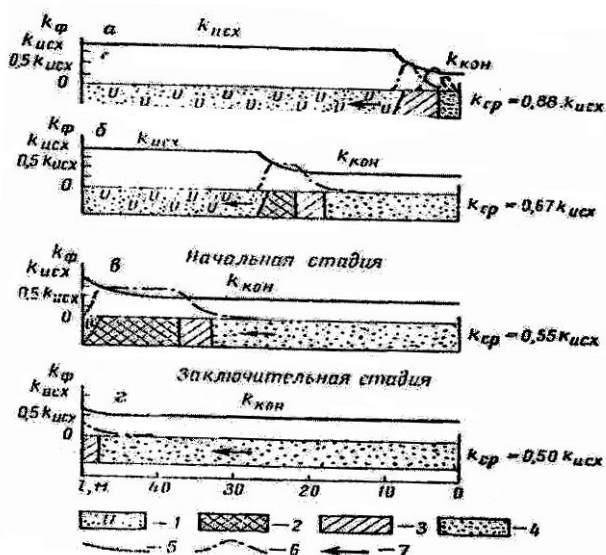


Рис. 5. Изменение коэффициент фильтрации пласта [8]:

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

Как видно из рис. 5 при расчетах, относящих к заключительному периоду выщелачивания, т. е. когда раствор уже дошел до дренажа, можно принимать $K_{cp} > 0,5K_{исх}$.

С целью интенсификации массопередачи урана при подземном выщелачивании большое значение имеет повышение скорости фильтрации раствора. Изменение скорости достигается изменением гидравлического уклона U , но только не превышением некоторой критической величины $U_{кр}$, при которой начинается движение частиц грунта. Эта критическая величина определяется по формуле [8]

$$U_{кр.} = U - \Pi_{эф} (d-1), \quad (2.7.5)$$

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

При скважинном подземном выщелачивании важную роль в кинетике процесса играет скорость проникновения реагентов в глубь куска рудного момента. Этот параметр определяет эффективность массопередачи растворенного урана из пор и капилляров в общий объем растворителя. Скорость проникновения раствора в породу зависит от количества и величины пор и капилляров в руде, что, в свою очередь, определяется физическими свойствами руды и раскрытием урановых минералов при предварительном разрушении. Проницаемость рудного монолита характеризуется пористостью, которая определяется по формуле

$$\Pi_{аб} = (P_n - P) \cdot 100\% / V \cdot d,$$

где P и P_n – соответственно вес сухого и насыщенного водой образца;

V – его объем и d – удельный вес воды.

Естественно, повышение проницаемости может быть связано только с увеличением пористости рудного тела и с изменением геометрии пор. Выщелачивание минеральными кислотами способствует увеличению эффективной пористости, иногда в 2–4 раза.

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

Подземное выщелачивание урана из глинистых пластов проходит в диффузионной области, из-за малой величины коэффициента фильтрации (около 10^{-8} см/с). Указанная величина коэффициента фильтрации характерна для диффузионного массообмена, которая зависит от влажности глины, природы растворителя и характера взаимодействия растворителя с отдельными составляющими глины [20]. На рис. 6 показана динамика выщелачивания урана из рудного монолита глины. Анализ рис. 6 показывает, что зависимость в основном линейная, характерная для уравнений нулевого порядка.

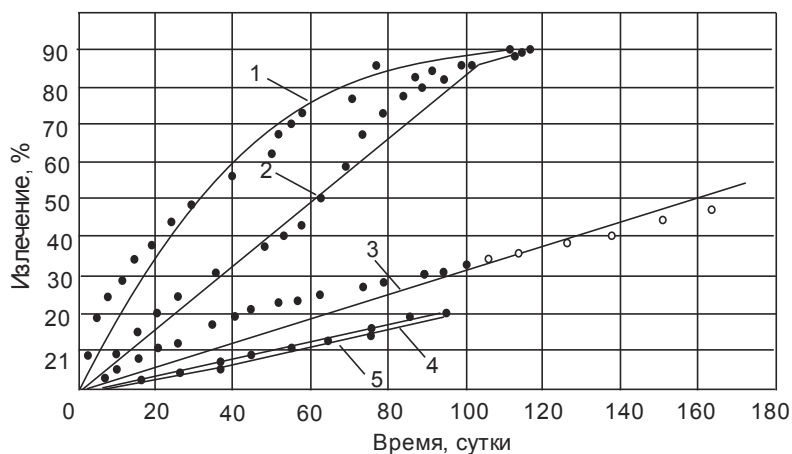


Рис. 6. Динамика выщелачивания урана из рудного монолита глины:
1 – раствор HCl – 10 г/л; 2 – раствор H_2SO_4 – 10 г/л; 3–5 – раствор H_2SO_4 – 5 г/л

При диффузионном выщелачивании содержание урана в продуктивных растворах теоретически не может быть выше его концентрации в поровом растворе, и практически оно определяется растворимостью образующегося уранового соединения. Как

правило, из-за большой влажности глинистого пласта (до 40 %) содержание урана в растворах всегда меньше, чем в растворах, полученных при фильтрационном выщелачивании.

Подземное выщелачивание руды в пластовых условиях – процесс экстенсивный, и общая длительность его определяется характером выщелачивания. При фильтрационном выщелачивании процесс выщелачивания ничем не отличается от обычного перколяционного процесса. В этом случае все физико-химические закономерности перколяционного метода справедливы и для подземного выщелачивания. Выщелачивание глинистых пластов протекает очень медленно и в практических условиях длится несколько лет [8]. Подземное выщелачивание в пластовых условиях лучше всего протекает в проницаемом водоносном рудном пласте. Метод химический добычи не подходит для выщелачивания фосфатных руд, упорных руд, требующих нагревания раствора, и значительно осложняется в условиях рудных пластов, в которых отсутствует водный горизонт.

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

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

ГЛАВА III

ПОДЗЕМНОЕ СКВАЖИННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНА ИЗ РУД ОСАДОЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Месторождения урановых руд имеют различные вещественные составы в зависимости от условий их залегания, а также различные физические свойства, поэтому для подземного выщелачивания могут применяться несколько технологических схем. Так, для месторождений, залегающих горизонтально или слабонаклонно-осадочного происхождения, с коэффициентом фильтрации более 0,5 м/сут наиболее эффективна технологическая схема, предусматривающая ведение процесса выщелачивания через пробуренные с поверхности скважины до рудной залежи. В этом случае, поданные выщелачивающие растворы в нагнетательные скважины, фильтруются через поры в руде до ближайших соседних скважин и по ним откачиваются на поверхность. Собственно, сам процесс выщелачивания металлов происходит по пути фильтрации растворов. Эффективность подземного выщелачивания в большей степени зависит от пористости среды. Обычно такая схема применяется при глубине залегания месторождений, не превышающих 300 м [14].

Если месторождение залегает в условиях слабоводопроницаемых или водонепроницаемых рудоносных пород, то для обеспечения доступа выщелачивающих растворов к минералам полезного ископаемого необходимо создание искусственной проницаемости рудного массива. Для этих целей в зависимости от крепости руд, элементов залегания рудного тела, физико-механических свойств руд применяют различные методы. К таким методам относятся буровзрывной, гидравлического разрыва или гидроразмыва струей жидкости с помощью гидромонитора, помещаемого в скважине.

Схемы вскрытия рудных тел, подготавливаемых к эксплуатации методом подземного выщелачивания можно подразделить на скважинные с поверхности, шахтные и комбинированные. По условиям движения растворов выделяются фильтрационная и

инфильтрационные схемы [21]. 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.

Инфильтрационная схема основана на использовании потока раствора реагента, движение которого по рудному телу происходит под действием сил гравитации от оросительных устройств к дренажным.

Все перечисленные системы разработки месторождений методом подземного выщелачивания взаимосвязаны. Необходимо отметить, что выбор схем движения растворов проводится на основе анализа условий залегания рудных тел, гидрогеологической обстановки, свойств руды. В свою очередь, этот выбор определяет и схему вскрытия рудных тел, т. е. их подготовки к выщелачиванию. Так, например, фильтрационную схему подземного выщелачивания применяют к относительно равномерно проницаемым рудам и вмещающим породам, так и неоднородным, слоистым. 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. В этом случае традиционная выемка руд и доставка их на поверхность заменяется избирательным переводом металла из рудных залежей в раствор на месте их залегания, и транспортированием, образовавшихся продуктивных растворов, к установкам переработки.

При выщелачивании урана из руд, предварительно раздробленных, а также при кучном или траншейном выщелачивании применяют инфильтрационную схему. При этом раствор не заполняет плотностью пустоты в руде, как при выщелачивании по фильтрационной схеме, а лишь смачивает и покрывает тонкой пленкой поверхность отдельных кусков и стенки капилляров. Только в нижней части камер формируются фильтрационные зоны.

Эта схема выщелачивания урана протекает более интенсивно при периодическом или цикличном орошении руд, чередуя периоды орошения с периодами выстаивания. В периоды выстаивания создаются благоприятные условия для аэрации отбитой рудной массы и развития окислительных процессов, способствующих переходу урана из труднорастворимой четырехвалентной формы в легкорастворимую шестивалентную форму. Продолжительность периодов орошения и выстаивания изменяется в широких пределах (от нескольких часов до нескольких суток) и зависит от вещественного состава и физических свойств руд.

При орошении руд по инфильтрационной схеме подачу раствора реагента можно осуществлять несколькими способами:

- 1) путем равномерного разбрызгивания раствора с помощью оросительных установок, смонтированных в камере;
- 2) закачкой растворов в трещины, искусственно созданные путем разрыва пород буровзрывным способом;
- 3) заполнением раствором прудков и канав на поверхности руд или на отвалах (при кучном выщелачивании).

Необходимо отметить, что рассмотренные принципиальные геотехнологические схемы подземного выщелачивания урана из руд могут иметь различные конструктивные оформления. Более подробно условия их использования, а также целесообразность применения той или иной схемы описаны в литературе [3, 8, 22]. С учетом перечисленных выше отличительных особенностей систем подземного выщелачивания и для практического использования накопленного опыта при изучении и широком внедрении все системы разделены на 5 классов в зависимости от схем вскрытия месторождений и их участков [3]. Следует подчеркнуть, что в предлагаемой классификации нашли отражение только те системы разработки подземного выщелачивания, которые в той или иной мере испытаны или внедрены в производство.

Подземное выщелачивание металлов скважинными системами в зависимости от конкретных условий может применяться по нескольким схемам.

3.1 Технологические схемы подземного выщелачивания

Технологическая схема подземного выщелачивания урана из пластовых осадочных месторождений заключается в том, что в рудное тело, через скважины, пробуренные с поверхности, вводят при обычной температуре химический реагент, способный переводить урановые минералы в растворимую форму. В первую скважину, называемую закачной подается растворитель, который проходит часть рудного пласта, а из другой, называемой откачной или разгрузочной на поверхность откачивается теми или иными средствами ураносодержащий раствор (рис. 7).

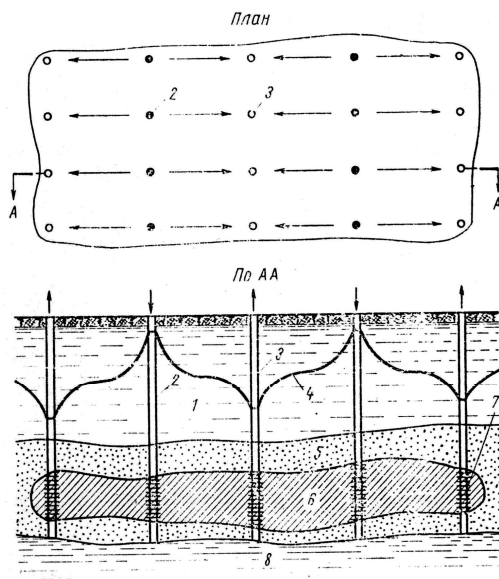


Рис. 7. Техническая схема выщелачивания (вариант I) [23]:
 1, 8 – водоупоры; 2 – нагнетательные скважины; 3 – разгрузочные скважины; 4 – кривая депрессии; 5 – водоносной горизонт;
 6 – рудное тело (залежь); 7 – фильтр

При использовании скважинной схемы в состав работ по подготовке месторождения к эксплуатации входят проходка и оборудование технологических и вспомогательных скважин, оборудование скважин системой раствороподдачи и раствороподъема, обвязки скважинного поля с узлами подготовки рабочих растворов сбора и переработки продуктивных растворов, оборудование систем контрольно-измерительных приборов и автоматики (рис. 8).

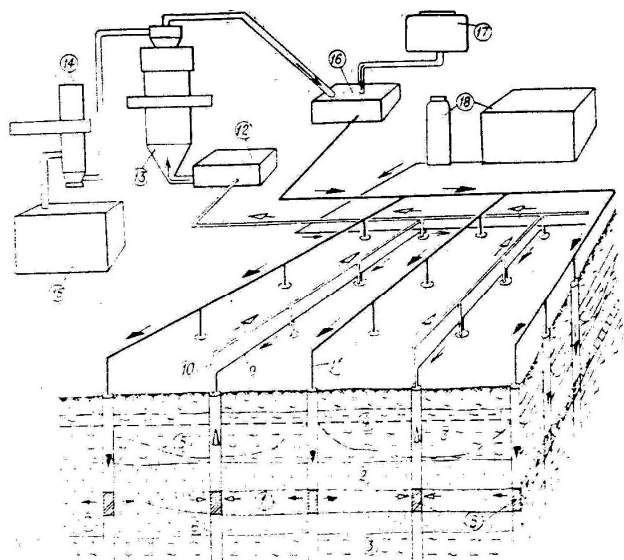


Рис. 8. Скважинная система разработки месторождения [1]:
1–3 – геологические элементы; 2 – рудовмещающие пески;
3 – глинистые водоупоры; 4, 5 – уровень подземных вод
(4 – статический, 5 – динамический после начала откачки);
6, 7 – эксплуатационные скважины: 6 – откачные, 7 – закачные;
8 – фильтры в скважинах; 9–11 – трубопроводы: 9 – сжатого воздуха, 10 – откачных растворов, 11 – закачных растворов; 12–18 – сооружения поверхностного технологического комплекса: 12 – отстойник, 13 – сорбционный узел, 14 – десорбционный узел, 15 – склад готовой продукции, 16 – узел подкрепления растворов реагентами, 17 – склад реагентов, 18 – компрессорная

К таким способам проведения скважинного подземного выщелачивания пригодны некоторые урановые залежи (см. гл. I), характеризующиеся следующими признаками: проницаемость рудных пластов, сравнительно неглубокое их залегание, возможность использования низкосортных, забалансовых руд. Как правило, осадочные месторождения содержат окисленные урановые минералы, что обуславливает сравнительно легкий переход урана в растворимую форму.

Технологическая схема процесса включает следующие операции [10]:

- 1 проведение предварительных геологических и гидрогеологических исследований;
- 2 разбуривание выбранной залежи по определенной схеме;
- 3 закачка растворов химического реагента и откачка ураносодержащих растворов;
- 4 переработка продуктивных растворов;
- 5 доукрепление маточных растворов и возврат их под землю на выщелачивание.

Указанная схема выгодно отличается от схемы подземного выщелачивания скальных пород тем, что не требует проведения подготовительного комплекса горных работ, связанного с разрушением руды, проходкой выработок и пр. С целью определения пригодности рудной залежи к проведению процесса подземного выщелачивания проводят геологические и гидрогеологические исследования. При этом выясняется характер рудомещающих пород, их расположение и размеры, содержание урана и других минералов. Кроме того, определяется проницаемость боковых пород и рудоносного пласта, пористость и др. Эти данные являются также основанием для выбора растворителя и порядка подачи его к рудному пласту.

Выщелачивание по варианту I (рис. 7) можно применять практически для любых месторождений и при любой практически достижимой глубине рудного пласта [23]. Нагнетательные и разгрузочные скважины здесь можно располагать по следующим геометрическим сеткам (рис. 9) рядами, по квадратной сетке, по треугольной, по сотовой, по кольцевой с центральной раз-

грузкой (рис. 9) или нагнетательной скважиной (рис. 10). При расположении по квадратной сетке нагнетательные скважины можно располагать или по углам, или в центре квадрата (см. рис. 9).

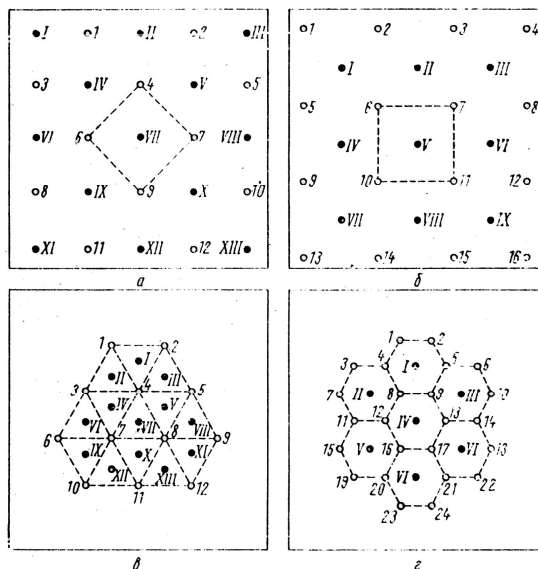


Рис. 9. Варианты линейного расположения скважин по I варианту [23]:
I – XIII – нагнетательные скважины, 1–24 – разгрузочные скважины

Если подлежащее выщелачиванию рудное тело располагается в водоносном горизонте, проницаемость пород которого значительно выше проницаемости рудного тела, то в заложенных с поверхности скважинах выщелачивающей установки (I вариант технический схемы) раствор должен циркулировать поперек рудного тела (нормально к простиранию рудного тела). Тогда в зависимости водоносного горизонта фильтры нагнетательных скважин можно располагать выше, а разгрузочных – ниже рудного пласта, либо наоборот (рис. 12).

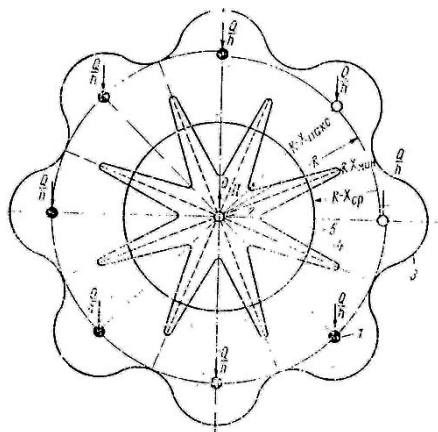


Рис. 10. Кольцевая схема расположения скважин с центральной разгрузкой [23]:

1 – нагнетательные скважины, 2 – разгрузочные, 3 – контур распространения растворителя, 4 – контур воронки депрессии, 5 – осредненный контур депрессии

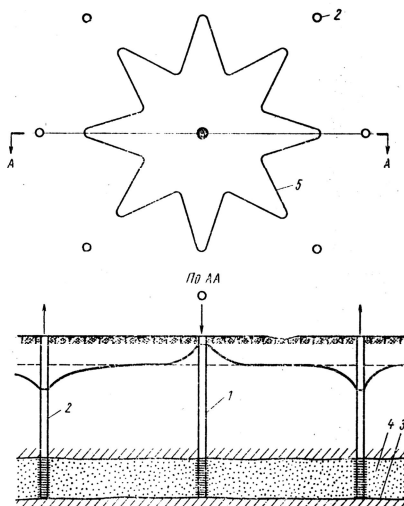


Рис. 11. Кольцевая схема скважин с центральной нагнетательной [23]:

1 – нагнетательные скважины, 2 – разгрузочные, 3 – водоупоры, 4 – рудный водоносный пласт, 5 – промежуточный контур распространения растворителя (или контур повышенного давления) в рудном пласте

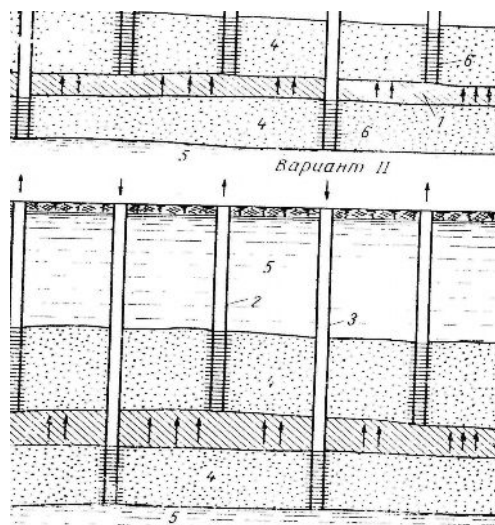


Рис. 12. Схема расположения скважин в горизонтальной или наклонной залежи, обеспечивающая вертикальную [23]:

1 — рудный пласт, 2 — разгрузочная скважина, 3 — нагнетательная скважина, 4 — песчаник (водоносный горизонт), 5 — водоупорный горизонт

Обычно для выщелачивания неглубоких месторождений на практике расстояние между скважинами в рядах колеблется в пределах $10 \div 30$ м, а между рядами $20\text{--}60$ м. Применение кольцевых батарей для выщелачивания (см. рис. 10, 11) ограничено большой продолжительностью предварительного периода работы системы, т. к. с увеличением радиуса батареи обогащенные металлом выщелачивающие растворы будут поступать в разгрузочные скважины за более продолжительное время.

В зависимости от фильтрационных свойств и однородности рудного массива расстояние между рядами и скважинами в ряду колеблется в широких пределах ($15 \div 50$ м и более). Добычная ячейка обычно состоит из двух закачных и одной откачной скважины, принадлежащих к трем последовательно расположенным рядам.

В настоящее время линейные системы расположения скважин нашли широкое применение, как за рубежом, так и в Казахстане.

Они наиболее эффективны при разработке протяженных гидрогенных урановых месторождений, с хорошо водопроницаемыми ($K_f > 1,0$ м/сут) рудами и породами. Так, в штате Техас (США) по такой схеме действует предприятие с годовой добычей урана 113 т. На площади 1200 м² пробурены 66 нагнетательных и 46 выпускных скважин [14].

Как показывают расчеты [23], производительность установок по выщелачиванию металла при помощи пробуренных с поверхности скважин чаще всего будет лимитироваться производительностью разгрузочных скважин, так как возможное понижение уровней в них всегда ограничено. В нагнетательных скважинах практически можно достичь очень высокого давления. Следовательно, количество разгрузочных скважин в системе обычно должно быть больше, чем нагнетательных.

Отработка горизонтальных и пологопадающих рыхлых (песчаных) рудных залежей, обладающих минимальной водопроницаемостью можно применять выщелачивающую установку по варианту II (система вертикальных нагнетательных и разгрузочных скважин, соединенных дренами, идущими по рудному пласту) (см. рис. 8). Эти соединительные дрена, направляемые по простиранию рудного пласта, могут создаваться бурением или размывом.

Известно, что вблизи нагнетательных скважин происходит максимальное растворение выщелачивающего вещества. Область растворения во времени будет расти медленно, т. к. по мере удаления от скважины скорость фильтрации снижается. Поэтому для ускорения процесса через определенные промежутки времени необходимо попеременно использовать скважины в качестве то нагнетательных, то разгрузочных, т. е. применять реверсирование потока растворителя.

При подземном выщелачивании большое значение имеют горизонтальные и вертикальные экраны ограничения движения растворов, т. к. отработка небольших рудных залежей шириной

до 50 м требует ограничения растекания рабочих растворов за пределы рудной залежи. В качестве примера можно привести рудное тело, которое отрабатывается комбинированным методом, т. е. с использованием противифльтрационных завес (рис. 13).

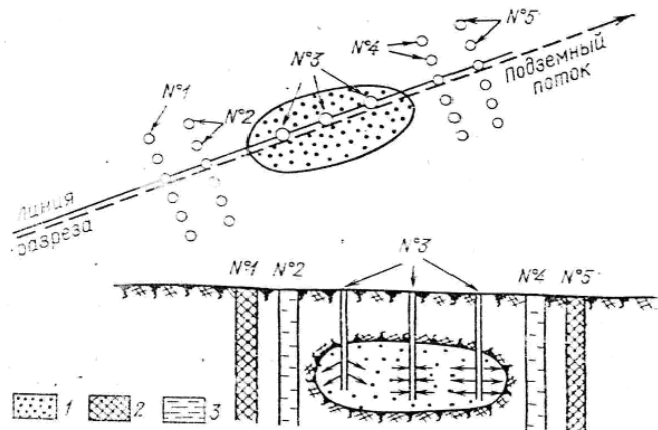


Рис. 13. Схема разработки месторождений с завесами [3]:
1 — рудная залежь, 2 — механическая завеса, 3 — химическая завеса.
Скважины: № 1, 5 — для механической завесы, № 2, 4 — для химической завесы, № 3 — для разработки рудной залежи

В этой схеме 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.). Нагнетанием в скважины внутренних рядов (№ 2, 4) веществ, которые затвердевают после взаимодействия друг с другом и пластовой водой, создается химический барьер. Эти барьеры могут быть образованы и вокруг всей рудной залежи; они будут препятствовать растеканию рабочих растворов за контуром обработки, а также разубоживанию продуктивных растворов.

3.2 Вскрытие продуктивных горизонтов

Одной из важнейших и сложнейших задач является выбор и применение способа вскрытия продуктивных горизонтов технологическими скважинами. Качество вскрытия определяется способом бурения.

На выбранной залежи бурение скважин можно производить по различным системам в зависимости от морфологии рудных тел и физико-механических свойств руды.

Как правило, при добыче урана способом выщелачивания через пробуренные с поверхности скважины должен соблюдаться замкнутый цикл, заключающийся в том, что весь объем откаченного на поверхность продукционного раствора, после извлечения из него металла сорбционным или иным способом вновь полностью закачивается в выщелачиваемую рудную залежь.

Растворы в процессе выщелачивания со временем загрязняются нерастворимыми и неулавливаемыми ионообменными смолами различными минеральными частицами. Эти частицы, попадая вместе с растворами в скважину и осаждаясь в рудной зоне, уменьшают проницаемость рудного массива и снижают приемную способность скважин.

Для повышения приемной способности скважин иногда применяют специальные приемы – это взрывание в скважине специально изготовленных кумулятивных зарядов. Другой известный метод – гидравлический разрыв пласта, который осуществляется путем нагнетания в плотно закрытую у устья скважину воды под большим давлением.

Как отмечалось выше, расстояние между скважинами выбирают в зависимости от времени, необходимого для насыщения пласта реагентом, проницаемости рудного пласта, растворяющей способности применяемого реагента, вещественного химического состава рудного пласта, его рельефа и пр. При этом для каждой рудной залежи расстояние между скважинами обычно проверяется расчетным путем по радиусу депрессионной воронки. В случае волнистой подошвы рудного пласта, скважины располагают друг от друга на меньших расстояниях.

Скважины бурятся с учетом движения грунтовых вод. Диаметр разгрузочных скважин, как правило, больше нагнетательных. Это объясняется тем, что скважины большого диаметра вмещают больше раствора, поэтому возможна непрерывная и более эффективная откачка из них. При большей площади сечения увеличивается приток раствора в скважину, и сокращаются потери раствора из-за миграции.

Естественно, скважины большего диаметра бурить значительно дороже, и поэтому только небольшая часть скважин используется в качестве разгрузочных. Больше бурится нагнетательных скважин меньшего диаметра, причем иногда одному ряду разгрузочных скважин соответствуют два параллельных ряда нагнетательных скважин [8].

При кольцевой системе бурения (рис. 14) центральные разгрузочные скважины выполняются с большим диаметром (до 900 мм), причем каждая из них окружается нагнетательными скважинами диаметром от 31 до 62 мм, образуя, таким образом, на рудном полигоне ячеистые ряды. Наиболее удобное устройство, когда шесть нагнетательных скважин размещены в вершинах правильного шестиугольника вокруг каждой разгрузочной скважины.

В этом случае между двумя соседними разгрузочными скважинами располагаются две нагнетательные скважины, которые образуют общую сторону нагнетательных шестигранников, окружающих соседние разгрузочные скважины. При таком расположении каждая разгрузочная скважина питается несколькими потоками от нагнетательных скважин, что делает скважину более мощной и повышает эффективность откачки.

При скважинном подземном выщелачивании из песчаных руд естественного залегания особое значение имеет выбор такого режима нагнетания, при котором не происходило бы перемещение тонких фракций в рудном пласте. Производственные исследования показали, что увеличение напорного (гидравлического) градиента (Y) выше определяющей критической величины приводит к выигрышу в скорости фильтрации в соответствии с законом Дарси лишь в самый начальный момент. Затем рас-

твороприемистость нагнетательных скважин резко снижается, т. к. мельчайшие частицы в пласте сдвигаются с места, перемещаются, происходит закупорка ими некоторой части пор, и проницаемость рудоносных пород в целом резко снижается. Непрерывное падение скорости фильтрации наблюдается в рудном массиве при гидравлическом градиенте $Y=1,5$. При $Y \leq 1$ уменьшение скорости фильтрации не происходит [8].

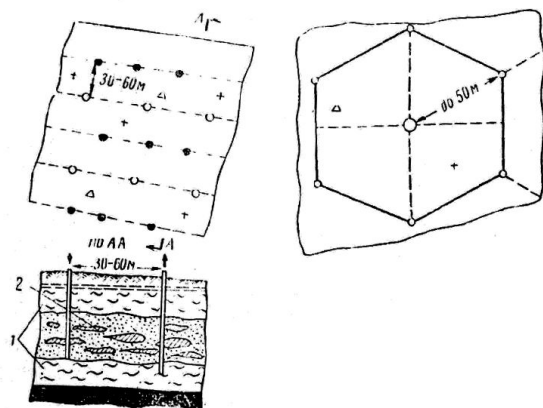


Рис. 14. Линейная и кольцевая (ячеистая) системы расположения скважин [8]:

- 1 – глины; 2 – рудные тела; ● – нагнетательные скважины;
○ – разгрузочные скважины; + – наблюдательные скважины;
Δ – контрольные скважины

Следует обратить внимание на скважины, расположенные по границам системы и испытывающие гидродинамическое влияние законтурных вод. При использовании этих скважин в качестве нагнетательных происходит отток выщелачивающего раствора за пределы зоны разработки, что сопровождается потерей химических реагентов, а также загрязнением подземных вод. При откачке же имеет место приток воды из области питания, что приводит к снижению концентрации металла в продукционных растворах. Дебит каждой из нагнетательных скважин,

расположенных по границе системы, определяется как сумма количества раствора, поступающего от нее в ближайшие откачные скважины и количества раствора, уходящего за пределы системы. Дебит каждой из откачных систем, расположенных по границам, аналогичным образом определяется как сумма количества раствора, поступающего в нее от ближайших нагнетательных скважин, и количества воды, притекающей из области влияния системы. Поэтому при расчетах необходимо учитывать дебит скважин по раствору, как нагнетательных, так и откачных скважин.

3.3 Разработка месторождения с помощью скважин-оросителей

При разработке месторождения водопроницаемой урановой руды, залегающей выше естественного или пониженного уровня подземных вод, применяются скважины-оросители (рис. 15, 16).

На площади распространения рудной залежи, расположенной в верхней части разреза выше статического уровня подземных вод, с поверхности по определенной сетке бурят скважины-оросители, вскрывающие лишь верхнюю часть водопроницаемых вмещающих залежь пород [6].

Эти скважины служат для подачи выщелачивающего раствора. Для приема продуктивных растворов бурят скважины, которые проходят в более глубокую водоносную часть толщи рудовмещающих пород. Количество тех и других скважин определяют расчетом.

При непрерывной подаче раствора реагента в скважины-оросители образуются зоны орошения, под влиянием которых формируется постоянный инфильтрационный поток. В этом случае выщелачивающий раствор инфильтрационного потока обогащается металлом. Этот метод является наиболее эффективным на месторождении, где рудные тела, приуроченные к водопроницаемым породам, залегают выше и ниже уровня подземных вод (рис. 16). Здесь выщелачивание металла из рудных залежей, расположенных выше уровня подземных вод, можно

сочетать с выщелачиванием металла из рудных залежей, залегающих ниже уровня подземных вод, гидродинамическим потоком. Это уменьшает степень разбавления металлосодержащего раствора. Для этого на участке выщелачивания дополнительно бурят глубокие нагнетательные скважины. Как было отмечено ранее, при крупных масштабах выщелачивания рудное поле делится на локальные участки, из которых в наиболее выгодном положении находятся участки в центральной части месторождения, т. к. приток подземных вод будет сказываться на водопроницаемости в значительно меньшей степени, чем на периферийных участках.

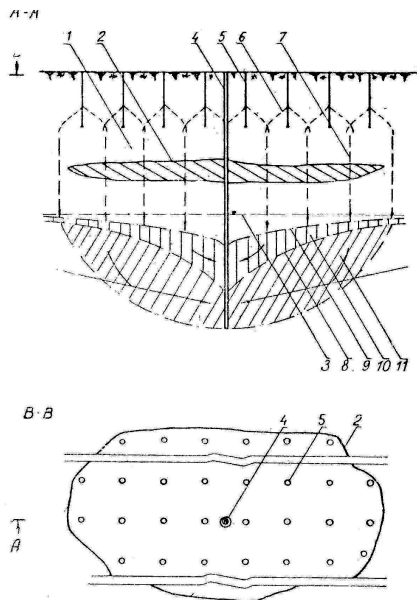


Рис. 15. Схема расположения скважины [6]:

1 – водопроницаемые вмещающие породы; 2 – водопроницаемые руды залежи; 3 – статический уровень грунтовых вод; 4 – откачная скважина; 5 – скважины-оросители; 6 – локальные зоны орошения; 7 – линия тока; 8 – депрессионная воронка; 9 – повышенное положение депрессионной поверхности; 10 – зона с повышенным содержанием металла; 11 – зона раствора; 12 – нагнетательные скважины

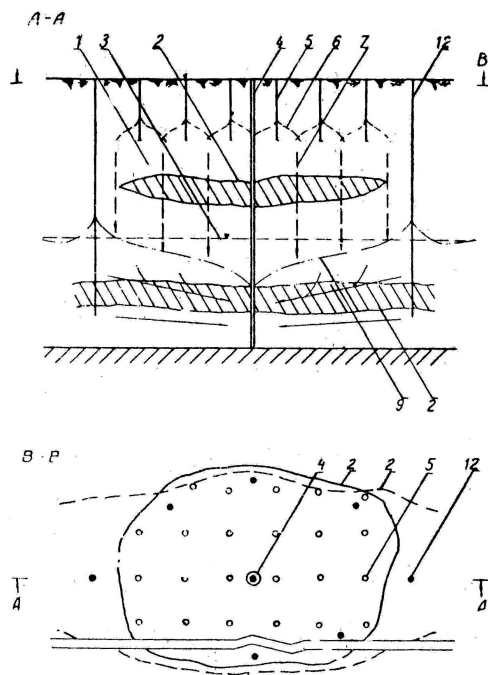


Рис. 16. Схема расположения скважин [6]

3.4 Растворители для подземного выщелачивания

Подбор оптимального растворителя при подземном выщелачивании имеет первостепенное значение в технологии извлечения урана в продуктивный раствор.

Введение и циркуляция растворителя в рудном пласте, а также извлечение из пласта обогащенных растворителей осуществляются различными системами нагнетательных (орошающих) и разгрузочных (эксплуатационных) выработок. В зависимости от взаимного расположения этих выработок выщелачивающая жидкость по рудному пласту будет двигаться в виде

плоскорадиального потока (при кольцевых схемах расположения скважин), либо в виде плоского нерадиального потока (при линейных схемах выщелачивания) [23].

При подборе растворителей, прежде всего, следует исходить из следующих требований к ним:

- 1) максимально возможное избирательное выщелачивание урана из руд;
- 2) отсутствие вторичных реакций между породами и раствором.

В зависимости от вещественного состава руд и характера связи ценных компонентов, содержащихся в них, в качестве растворителей можно применять следующие соединения:

- а) природные, подземные и поверхностные пресные воды;
- б) природные воды с добавлением некоторых газовых ускорителей (кислород, воздух, двуокись углерода хлор и др.);
- в) кислые растворители;
- г) кислые растворители с добавкой окислителей;
- д) карбонатные растворители;
- з) растворы различных солей и хлор.

Самым главным и дешевым растворителем является вода, в ней растворяются многие минералы. При различных формах связи металла (или другого полезного компонента, подлежащего выщелачиванию) следует подбирать такой растворитель, который мог бы извлекать металл, находящийся во всех формах связи. Если этого добиться не удастся, то нужно подбирать растворитель отдельно для каждой формы связи металла. В табл. 2, составленной по литературным источникам А.И. Калабиным, приводится краткая характеристика некоторых урановых минералов и их растворимости.

Прежде, чем приступить к процессу подземного выщелачивания рудной залежи необходимо провести ее подготовку, которая заключается в следующем:

- 1 На выбранном участке рудный пласт изолируют в напорных пластах созданием по контуру участка вертикальных цементационных, воздушных или гидродинамических завес.

Таблица 2
Краткая характеристика некоторых урановых минералов и их растворимости

Минерал	Формула	Примерный состав, %	Плотность г/см ³	Цвет	Характеристика растворимости
Настуран (урановая соль)	UO ₂ ·UO ₃ ·PbO	(UO ₂ +UO ₃), 65-85	5-7,7	От черного до серого	Растворяется в HNO ₃ , HCl и H ₂ SO ₄
Уранинит	xUO ₂ ·yUO ₃ ·zPbO	(UO ₂ +UO ₃), 66-93	8-10	Черный до бурого	Хорошо растворяется в разбавленной HNO ₃ и концентрированной HCl
Бранерит	U·Th и V	UO ₂ -29, UO ₃ -42, TiO ₂ -31-43; ThO ₂ -8, CaO-1-3.4; Fe ₂ O ₃ -4	4,5-5,4	Черный	Разлагается горячей HNO ₃ и концентрированной H ₂ SO ₄
Карнотит	K ₂ O·2UO ₃ ·V ₂ O ₅	UO ₃ -63, V ₂ O ₅ - 20, K ₂ O-10,5, примеси: Na ₂ O, MgO, CaO, CuO	3,7-4,5	Ярко-желтый или зеленоватый	Легко растворяется в кислотах
Урановые черни	Рыхлые вещества переменного состава	-	-	-	Растворяются в воде, кислотах, щелочах
Давидит	Ti, Fe, содержащий редкие земли и уран	Окислы U, Fe, Ti и много скандия	4,1-5,3	Темно-бурый красноватого, желтоватого	-
Уранофан	CaO·2UO ₃ ·2SiO ₂ ·6H ₂ O	UO ₃ -60-67, SiO ₂ -14-18, CaO-7, H ₂ O-14	3,8-3,9	Желтовато- зеленый	Растворяется в кислотах с выделением студенистого кремнезема

Утечку растворителя за контур выщелачивания можно предотвратить, создав компенсационную гидродинамическую схему взаимодействия нагнетательных и дренажных устройств (скважин), при которой подаваемый через нагнетательные скважины растворитель почти целиком будет выводиться из пласта разгрузочными (дренажными) скважинами. Такую схему взаимодействия можно создать соответствующим количеством и расположением скважин на основе расчетов.

2 Заполнение рудного пласта растворителями осуществляют следующими приемами:

а) подземную пластовую воду вытесняют растворителями нормальной рабочей концентрации, подаваемыми через нагнетательные скважины; при этом работают и разгрузочные скважины;

б) введением через нагнетательные и разгрузочные скважины кислот или щелочей высокой концентрации для постепенного превращения пластовой подземной воды, приуроченной к рудной залежи, в кислый или щелочной раствор требуемой концентрации.

3.5 Закачка и откачка растворов

Для выщелачивания урана в подземных условиях служат химические реагенты в виде растворов кислот (серной, соляной, азотной) с $\text{pH}=0,1-1,5$ или растворов соды ($2,5-10\%$ $\text{Na}_2\text{CO}_3+1,0-2,5\%$ NaHCO_3) обычно применяемых в гидрометаллургии урана [24].

Растворитель вводят в рудный пласт через скважину свободным наливом или под давлением. Иногда для улучшения движения раствора по рудной массе рекомендуется вакуумировать соседнюю разгрузочную скважину [8].

Урансодержащий раствор, получаемый в рудном пласте, откачивают через разгрузочные скважины и направляют на дальнейшую переработку. В отдельных случаях при неглубоком залегании рудного тела урансодержащий раствор может быть

извлечен из пласта путем дренажа в подходящих местах с устройством гидроизоляционного водоотвода, дренажных траншей, лотков и т. д.

В качестве примера рассмотрим цикл закачки и откачки растворов при кольцевом расположении скважин, который заключается в следующем. Растворитель вводят в центральную скважину до тех пор, пока он не появится в периферийных скважинах, т. е. происходит предварительная стадия насыщения пласта химическим реагентом. По истечении некоторого времени в эти скважины вновь подают растворитель и одновременно осуществляют откачку урансодержащего раствора из центральной скважины – рабочий цикл. На показатели процесса выщелачивания большое влияние оказывает природа растворителя, т. к. он обеспечивает высокое извлечение урана в раствор и имеет достаточную селективность. Отсюда следует, что растворитель не должен содержать тонких твердых взвесей (коллоиды) перед подачей в рудный пласт и не образовывать осадков, которые могли бы кольматировать (забивать) поры и капилляры пласта. Выбранный в соответствии с этими условиями для выщелачивания конкретного рудного тела растворитель способен извлекать уран. Этим условиям наиболее соответствуют растворы кислот.

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

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

способности используемого растворителя. Разгрузочные скважины следует держать под вакуумом, чтобы свести к минимуму нежелательную миграцию в боковые породы. В этом отношении удобным способом поддержания вакуума в разгрузочных скважинах при одновременной откачке продуктивного раствора устанавливается устройство, называемое – пакером.

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

3.6 Перетекание растворителей через водоупоры

Решение задач по перетеканию растворителей и обогащенных растворов при подземном выщелачивании имеет огромное значение. Для пресечения или уменьшения этого перетекания проводят расчет гидродинамических и аэродинамических завес, при этом должны решаться следующие задачи [23]:

а) увеличение потока растворителей в смежные водоносные горизонты в радиусе действия нагнетательных скважин;

б) снижение потока воды из смежных водоносных горизонтов в выщелачиваемый рудный пласт;

в) расчет утечек растворителей, а также гидродинамических и аэродинамических завес, препятствующих указанным утечкам.

Перетекание растворов даже через слабопроницаемые породы практически может достигать значительных величин. Рассмотрим пример. Если водоносный горизонт, к которому приурочен рудный пласт, изолирован глинистыми породами мощностью 20 м с очень низким коэффициентом фильтрации $K=0,0005$, давление в рудном пласте при выщелачивании на 30 м превышает давление в смежном водоносном горизонте, а площадь выщелачивания 1 км^2 , то по формуле Дарси получим расход выщелачивающего раствора

$$a_n = K \cdot J \cdot F = 0,0005 \cdot \left(\frac{30}{20} \right) \cdot 10^6 = 750 \text{ м}^3/\text{сут},$$

K – коэффициент фильтрации;

J – скорость потока;

F – площадь сечения потока.

Практически это будет недопустимое количество теряемых при утечке растворителей. Поэтому для изоляции рудного тела от утечек растворителя и получаемого раствора проводят специальные мероприятия, которые подробно описаны в литературе [20]. Рассмотрим один из способов предотвращения недопустимых ядовитых и других опасных стоков, закачиваемых в пласты-коллекторы, в смежные водоносные горизонты через несовершенные водоупоры, который был предложен А.И. Калабиным. Этот способ предполагает создание гидравлических и аэродинамических завес и может быть целиком применен для ограничения недопустимых вертикальных утечек растворителей и растворов при подземном выщелачивании полезных ископаемых из пластовых осадочных месторождений. Схема гидродинамической завесы для этой цели показана на рис. 17.

Сущность действия гидродинамической (аэродинамической) завесы против вертикального перетекания растворителей и растворов заключается в том, что в смежных водоносных горизонтах, лежащих выше или ниже рудного пласта, на участке выщелачивания создается область несколько повышенного давления. Это достигается тем, что на площади выщелачивания сооружают нагнетательные скважины, через которые и создается избыточное давление

$$P = \Delta H + C, \quad (3.6.1)$$

где C – запас давления, а $\Delta H = H_l + \Delta P - H_3$ (см. рис. 17).

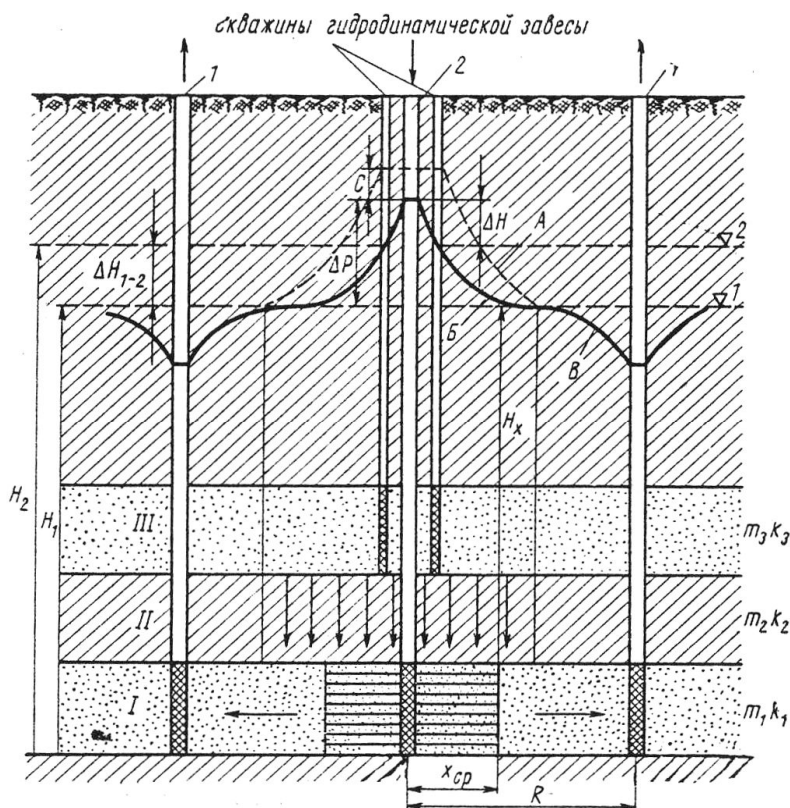


Рис. 17. Расчетная схема перетекания [23]:

A – воронка напоров гидродинамической завесы; *B* – воронка действующих напоров от нагнетательных скважин; 1 – разгрузочные скважины; 2 – нагнетательные скважины; I – рудный пласт; II – водоупор; III – верхний водоносный горизонт. Стрелками указано направление движения жидкости

Эти скважины должны располагаться в непосредственной близости от скважин, нагнетающих растворители в рудный пласт. Из рис. 17 видно, что условная воронка действующих напоров, развивающихся в рудном пласте нагнетательными сква-

жинами, при закачке растворителей должна несколько перекрывать воронкой напоров, развивающихся в гидродинамической завесе (рис. 18). Этого можно достичь при условии, если

$$H = H_1 + P - H_3 + C. \quad (3.6.2)$$

Таким образом, при действии гидродинамической (или аэродинамической) завесы может создаваться перетекание (просачивание) воды из смежных горизонтов в выщелачиваемый рудный пласт под напором, равным величине C . Поэтому величина C в выражениях (3.1 и 3.2) в соответствии с расчетами, должна быть минимальный (3–5 м). Необходимость устройства гидродинамической завесы в каждом конкретном случае определяется в зависимости от величины утечек растворителя.

3.7 Извлечение металлов из недр на поверхность

Практические данные, а также экспериментальные работы на полигоне [5] показали, что среднее содержание металла в растворах C_{cp} находится из отношения его добытого количества A к общему объему откачных (или намеченных к откачке) продуктивных растворов V

$$C_{cp} = A/V. \quad (3.7.1)$$

Величина V может быть определена по данным работы скважин или расчетным путем

$$V = q \cdot N \cdot t, \quad (3.7.2)$$

где q – дебит раствора;

N – число потоков;

t – время с начала выщелачивания до заданного извлечения металла из залежи.

Удельный расход реагента P (кг/кг) подсчитывается относительно добытого полезного компонента или отработанной горнорудной массы. В первом случае

$$P = (C_{исх} \sum^n \Delta V - \sum^n C_p \Delta V) / \sum^n C_{ПК} \Delta V, \quad (3.7.3)$$

где $C_{исх}$ и C_p – содержание реагента в растворах соответственно в закачной и откачной скважинах;

$C_{ПК}$ – содержание полезного компонента в продуктивном растворе;

ΔV – объем растворов с определенным содержанием полезного компонента.

Расчет по второму варианту

$$P = (C_{исх} \sum^n \Delta V - \sum^n C_p \Delta V) / m, \quad (3.7.4)$$

где m – масса выщелачиваемых пород.

Обычно выбранный участок подземного скважинного выщелачивания отличается от месторождения в целом. Поэтому при определенных исходных данных для проектирования промышленного комплекса по отработке всего месторождения должен быть выполнен соответствующий пересчет результатов, полученных на опытном полигоне. В этом случае среднее содержание в растворе извлекаемого из недр металла (мг/л) при отработке месторождения определяется по формуле

$$C_{cp} = \varepsilon \cdot Z \cdot 10^3 / V_p, \quad (3.7.5)$$

где ε – степень извлечения, доли единицы;

Z – запасы металла по площади рудной залежи или месторождения, кг;

V_p – объем подлежащего откачке раствора, который определяется на основании установленного опытным путем отношения Ж:Т и массы подвергаемых обработке реагентом руд, м³. В этих условиях удельный расход реагента (кг/кг металла) вычисляется по формуле

$$P = V_p(C_{исх} - C_p)/(\varepsilon \cdot Z). \quad (3.7.6)$$

Необходимо отметить, что при скважинном подземном выщелачивании поток растворов имеет довольно сложный гидродинамический путь. И от точности оконтуривания зоны циркуляции растворов в значительной степени зависит правильность оценки основных геотехнологических параметров процесса на полигонах подземного выщелачивания. Этот контур определяет вовлеченный в процесс объем горно-рудной массы, запасы и степень извлечения металлов из недр, удельный расход реагента [5].

В основе определения характера фильтрации растворов используется сетка течения жидкости, полученная с помощью цифровых или аналоговых установок по усредненным дебитам технологических скважин за весь рассматриваемый период.

В качестве примера можно привести сетку течения жидкости для чередующихся рядов скважин в прямоугольном варианте опытного полигона. В зависимости от соотношения расстояний между рядами L и скважинами в ряду d используются сетки с преобладанием прямолинейного потока жидкости. Поэтому оптимальным считается размещение скважин в отношении $d:L$ в пределах от 1:2 до 1:4 (например, 15х30; 25х50; 10х40 м). При достаточно больших размерах полигона число закачных скважин превышает число откачных в два раза. Дебит одной откачной скважины Q_0 шестиугольной сетки может быть определен по формуле [25]

$$Q_0 = 2Q_3 = 2 - K \cdot M \cdot S / \ln(0,8a/r_c), \quad (3.7.7)$$

где Q_3 – дебит закачной скважины, м³/сут.;
 K – коэффициент фильтрации, м/сут.;
 M – мощность водоносного горизонта, м;
 S – понижение уровня подземных вод, м;
 a – расстояние между скважинами, м;
 r_c – радиус скважины, м.

Исследования, проведенные авторами работы [5] по расположению закачных и откачных скважин, позволили выявить следующие основные положения:

1 Предельные значения расстояний между закачными и откачными скважинами колеблется от 10 до 100 м (оптимальные – от 30 до 80 м). При меньшей длине пути фильтрации легко могут возникнуть «проходящие» каналы, по которым и будут в основном проходить растворы реагента, минуя рудное тело. Кроме того, резко повышаются капитальные затраты на бурение скважин за счет увеличения их количества;

При большем расстоянии чрезвычайно затягивается время на выщелачивание элементарных ячеек, повышается расход реагента на взаимодействие с безрудными породами и значительно увеличиваются эксплуатационные затраты;

2 Небольшие расстояния между рядами скважин способствуют усилению гидродинамического взаимодействия откачных и закачных скважин, позволяют получать большие дебиты при тех же пониженных уровнях и проводить процесс более интенсивно и в сокращенные сроки;

3 Большие расстояния между рядами скважин (50 м и более) целесообразно использовать на глубоко залегающих месторождениях (свыше 200 м). Для выбора схем расположения скважин рекомендуется следующая схема расчета с учетом высказанных выше общих соображений.

Сначала определяют дебит откачной скважины ($\text{м}^3/\text{сут}$) при условии одновременной работы нескольких (не менее трех) рядов скважин по формуле А.И. Чарного[21]

$$Q = \frac{6,28 \cdot K \cdot M \cdot S}{2,3 \lg [0,5 \cdot \sigma / (\pi \cdot r_0)] + 1,57 L / \sigma}, \quad (3.7.8)$$

где K – коэффициент фильтрации пород водоносного горизонта, полученный по данным опытных откачек, $\text{м}/\text{сут}$;

M – мощность проницаемой части водоносного горизонта, м ;

S – понижение уровня воды, считая от статического (естественного) его положения, м;

L и σ – расстояние соответственно между скважинами и рядами, м;

r_0 – радиус скважины, м.

Средняя скорость потока в элементарной ячейке

$$V_{cp} = 0,5Q/F, \quad (3.7.9)$$

где F – площадь поперечного сечения ($\sigma \cdot M$).

Далее расчет может быть выполнен с помощью введения величины a , характеризующий скорость продвижения выщелоченной зоны для заданных извлечений и средней исходной концентрации реагента. Величина A определяется из соотношения

$$A = \beta \cdot V, \quad (3.7.10)$$

где β – коэффициент, постоянный для данной руды, вычисляемый по данным лабораторных исследований.

$T = L/a$, – время (сут) отработки элементарного блока a – объем подлежащих откачке растворов (m^3) с учетом периода закисления определяется

$$V = T \cdot Q. \quad (3.7.11)$$

Тот же расчет может быть выполнен исходя из величины отношения Ж:Т, определенного для заданного извлечения при той же средней концентрации реагента

$$V = \sigma \cdot L \cdot M \cdot \delta \cdot (Ж/Т), \quad (3.7.12)$$

где δ – масса пород.

Соответственно время отработки ячейки составит $T = V/Q$.

Средняя концентрация металла в откачиваемых растворах за время T составит $C = \varepsilon \cdot Z/V$, где ε – извлечение; Z – запасы в проницаемых рудах ячейки.

Расход реагента определяется из соотношения $P = p \cdot B$, где p – удельный расход реагента на 1 т породы; B – массы пронизываемых пород элементарного блока ячейки

$$B = \sigma \cdot L \cdot M \cdot \delta. \quad (3.7.13)$$

По результатам проведенных расчетов составляется сводная таблица, где указываются основные показатели различных вариантов отработки рудной залежи (сетка скважин). Затем для эксплуатационной отработки выбирается наиболее экономичный вариант.

В качестве примера на рис. 18 показаны кривые, построенные по данным показателей для одного из полигонов скважинного подземного выщелачивания при условии, что рудная залежь отрабатывалась по всей площади одновременно. Во всех вариантах скважины равно дебитные, так что количество добываемых растворов прямо пропорционально числу технических скважин.

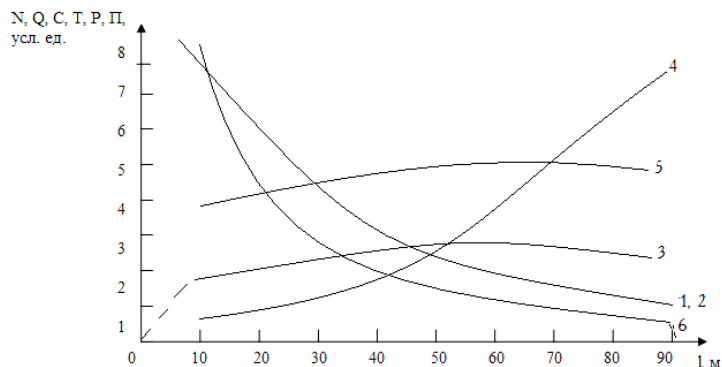


Рис. 18. График изменения параметров процесса подземного выщелачивания: число скважин L (1), их суммарного дебита Q (2), среднего содержания извлекаемого металла в продуктивных растворах C (3), времени отработки T (4), удельного расхода реагента P на единицу горнорудной массы (5) и производительности полигона Π (6) при разном расстоянии между рядами скважин L и при одинаковой площади отработки

Из приведенного совмещенного графика (рис. 19) следует, что для принятых условий с увеличением расстояний между рядами скважин (при сохранении интервала между скважинами в рядах) резко увеличивается время отработки, но сокращаются число скважин, суммарный дебит растворов и производительность полигона. С увеличением расстояний между рядами скважин в 10 раз, удельный расход реагента возрастает, как правило, всего на 10–20 %. Среднее содержание извлекаемых из недр металлов в растворах изменяется при этом незначительно. Как отмечалось ранее, на месторождении с глубоким залеганием руды, где затраты на бурение каждой скважины высоки, целесообразно применение редкой сетки скважин, а на месторождении небольшой глубины – густой сетки скважин.

3.7.1 Примеры решения задач

Пример 1. На опытном полигоне подземного скважинного выщелачивания в течение месяца работы получено 42 кг урана в расчете на продуктивный раствор. Определить среднюю концентрацию его в продуктивном растворе, если суммарный дебит откачных скважин составил $q = 10 \text{ м}^3/\text{час}$, при числе тока раствора в расчетном полигоне $N = 1$.

Решение. 1) Среднее содержание урана в продуктивном растворе определяется по формуле (3.7.1)

$$C_{cp} = A/V.$$

2) Определяем количество продуктивных растворов, полученных за месяц работы по формуле (3.7.2)

$$V = q \cdot N \cdot t = 10 \cdot 1 \cdot 24 \cdot 30 = 7200 \text{ м}^3.$$

Тогда среднее содержание (концентрация) урана в продуктивном растворе составит

$$C_{cp} = A/V = 42000/7200 = 5,85^2/\text{м}^3 = 5,85 \text{ мг/л}.$$

Пример 2. Для проектирования промышленного комплекса скважинного подземного выщелачивания урана предварительно на опытном полигоне получены следующие данные: среднее

содержание урана в продуктивном растворе $C_{cp} = 15$ мг/л, степень извлечения в раствор – 80 %. Определить годовой объем подлежащего откачке продуктивного раствора при отработке 40000 т залежи в год со средним содержанием урана в ней – 0,2 %.

Решение. 1) Определяется количество урана, находящегося в залежи, при содержании 0,2 %

$$Q = \frac{40000 \cdot 0,2}{100} = 80 \text{ т урана.}$$

2) Объем продуктивных растворов определяется из формулы (3.7.5)

$$C_{cp} = \varepsilon \cdot Z \cdot 10^3 / V_p; V_p = \frac{\varepsilon \cdot Z \cdot 10^3}{C_{cp}},$$

где ε – степень извлечения урана, доли единицы;

Z – запасы урана по площади рудной залежи, кг;

C_{cp} – среднее содержание в растворе урана (мг/л).

Тогда, подставляя значения в формулу, получим

$$V_p = \frac{0,8 \cdot 80 \cdot 10^3 \cdot 10^3}{15} = 4,3 \cdot 10^6 \text{ м}^3 = 4300000 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Пример 3. На одном из зарубежных рудников производительностью 3,1 кг/сут урана, степень извлечения металла в продуктивный раствор составляет 70 %. Определить удельный расход реагента разбавленной серной кислоты с начальной концентрацией 5 г/л при общем среднем дебите откачки продуктивного раствора 5,7 м³/час и концентрацией серной кислоты 3,8 г/л.

Решение. Удельный расход реагента (разбавленной серной кислоты, концентрации 5 г/л) кг/кг урана вычисляем по формуле (3.7.6)

$$P = V_p(C_{исх} - C_p) / (\varepsilon \cdot Z).$$

Подставим значения в формулу, получим

$$P = 5,7 \cdot 24(5 - 3,8) \cdot 10^3 / 0,7 \cdot 3,1 \cdot 10^3 = 75,6 \text{ кг/кг.}$$

Пример 4. По данным практики дебит откачной скважины при прямоугольной схеме расположения составляет – 11,3 м³/час, коэффициент фильтрации рудного материала K – 10 м/сут. Мощность проницаемой части водоносного горизонта равна 12 м, а понижение уровня воды, считая от статического (естественного) его положения, $S = 2$ м. Определить оптимальное расстояние L между рядами скважин, если расстояние между скважинами в ряду $\sigma = 15$ м, радиус скважины – 127 мм.

Решение. Воспользуемся формулой (3.7.8), которая достаточно точно описывает дебит откачной скважины при условии одновременной работы нескольких рядов скважин.

$Q = \frac{6,28 \cdot K \cdot M \cdot S}{2,31 \lg[0,5 \cdot \sigma / (\pi \cdot r_0)] + 1,57 L / \sigma}$, тогда преобразовав эту формулу, имеем $24 \cdot 11,3 [2,31 \lg(0,5 \cdot \sigma / \pi \cdot r_0) + 1,57 \cdot L / \sigma] = 6,28 \cdot K \cdot M \cdot S$;

$$271 [2,31 \lg \frac{0,5 \cdot 15}{3,14 \cdot 0,12} + \frac{1,57 \cdot L}{15}] = 6,28 \cdot 12 \cdot 10 \cdot 2.$$

Решая это равенство относительно L , получим $L = 25$ м. Тогда расстояние между рядами скважин составит 25 м.

Пример 5. Определить среднюю скорость потока выщелачивающего раствора в элементарной ячейке при скважинном выщелачивании, если дебит откачной скважины равен 95 м³/час, расстояние между соседними закачными скважинами составляет 10 м при мощности проницаемой части водоносного горизонта залежи – 8 м.

Решение. Средняя скорость раствора в элементарной ячейке определяется из формулы (3.7.9)

$V_{cp} = 0,5 Q / F$, где F – площадь поперечного сечения рудной залежи, м².

Подставив значения в искомую формулу, имеем

$$V_{cp} = 0,5 \cdot \frac{95 \text{ м}^3}{10 \cdot 8 \text{ м}^2 \cdot \text{час}} = 0,595 \text{ м/ч} \approx 0,6 \text{ м/ч}.$$

Пример 6. Месторождение по геолого-технологическим условиям, годное для скважинного подземного выщелачивания содержит в среднем 0,15 % урана. Какова возможная степень извлечения урана в продуктивный раствор при отработке 100 т/сут рудной залежи, если принять, что среднее содержание урана в растворе – 20 мг/л и общий дебит продуктивных растворов составляет 200,8 м³/час.

Решение. 1) Определяем количество урана, которое должно перейти в раствор

$$Q = \frac{100 \cdot 0,15}{100} = 0,15m = 150 \text{ кг/сут}$$

2) Степень извлечения урана в продуктивный раствор определится из формулы (3.7.5)

$$C_{cp} = \varepsilon \cdot Z \cdot 10^3 / V_p, \text{ откуда } \varepsilon = \frac{C_{cp} \cdot V_p}{Z \cdot 10^3}.$$

Подставив значения в формулу, определим

$$\varepsilon = \frac{20 \cdot 208,8 \cdot 24}{150 \cdot 10^3} = 0,67 \text{ или } 67 \text{ \%}.$$

3.7.2 Задачи для самостоятельного решения

Задача 1. На опытном полигоне скважинного подземного выщелачивания получено 30 кг урана в продуктивном растворе в течение месяца. Определить среднюю концентрацию его в растворе при примерном дебите откачных скважин $q = 12$ м³/час, при $N = 1$.

Задача 2. Определить годовой объем продуктивного раствора при отработке рудной залежи 50000 т со средним содержанием урана в нем 0,15 %. Принять степень извлечения урана в продуктивный раствор при скважинном подземном выщелачивании равной 75 % и содержанию его в растворе около 20 мг/л.

Задача 3. При скважинном подземном выщелачивании урансодержащего месторождения в качестве выщелачивающего раствора применен разбавленный раствор серной кислоты со

средней концентрацией – 5 г/л. Найти удельный расход реагента 1 кг на 1 кг урана, если производительность установки составляла 5,2 кг/сутки урана, степень извлечения в продуктивный раствор – 69 %. Общий дебит откачки раствора 9,6 м³/час с концентрацией серной кислоты – 3,6 г/л.

Задача 4. Определить оптимальное расстояние между скважинами σ при расстоянии между рядами скважин $L = 30$ м и радиус скважины $r_0 = 120$ мм. Принять прямоугольную схему расположения скважин, при этом дебит откачной скважины составил – 9,8 м³/час, коэффициент фильтрации рудной залежи $K = 8$ м/сут, мощность залежи – 10 м, а понижение уровня воды $S = 3$ м.

3.8 Оборудование и средства подъема растворов

Оборудование, применяемое для откачки продуктивных растворов, является важной составляющей эффективности подземного выщелачивания. Имеется два способа подъема продуктивных растворов – с помощью эрлифтов и погружных насосов. Выбор того или иного способа подъема раствора определяется геолого-гидрогеологическими условиями месторождений (фильтрационные свойства, характеристика пород продуктивного горизонта), применяемые для выщелачивания реагенты (кислоты, щелочи) и технико-экономические показатели себестоимости 1 м³ поднятого из скважины раствора [26].

Эрлифты широко применяются благодаря их преимуществам над электронасосами для подъема раствора. К преимуществам можно отнести возможность работать в средах с большим количеством твердой фазы, использование в качестве растворителей кислот, при высоких температурах откачиваемой среды, а также относительную простоту технического обслуживания. Эрлифт состоит из воздухоподающих и раствороподъемных труб, смесителя и компрессора.

На рис. 19 приведены две системы монтажа эрлифта – с центральным («внутри») и параллельным («рядом») расположением воздухоподающих и раствороподъемных труб.

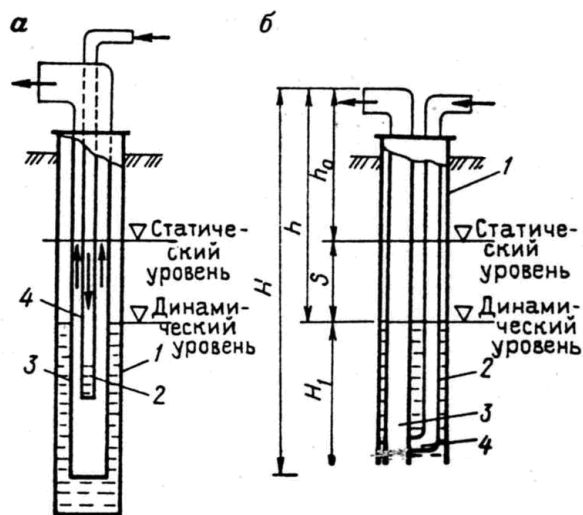


Рис. 19. Системы эрлифта [26]:

а – с параллельным расположением воздухоподающих и раствороподъемных труб; б – с центральным расположением раствороподъемной трубы; 1 – обсадная труба; 2 – воздушная труба; 3 – раствороподъемная труба; 4 – смеситель

Откачка раствора при центральном расположении труб наиболее часто осуществляется через обсадную колонну скважины. Эрлифт с параллельным расположением труб применяют в скважинах большого диаметра.

Глубина погружения смесителя эрлифта зависит от динамического уровня раствора в скважине и определяется по формуле [26]

$$H = Kh, \quad (3.8.1)$$

где H – глубина погружения смесителя от уровня излива раствора, м;

h – глубина динамического уровня в скважине, м;

K – эмпирический коэффициент погружения $K = 2 - 2,5$.

Количество воздуха, необходимое для подъема 1 м^3 раствора

$$V = K_l - \frac{h}{12 \lg[(H_1 + 10)/10]}, \quad (3.8.2)$$

где $K_l = 2,17 \div 1,64$ – коэффициент, зависящий от высоты подъема раствора;

H_1 – глубина погружения смесителя эрлифта при откачке.

Пусковое давление сжатого воздуха определяется по формуле

$$P_0 = 0,01(h \cdot K - h_0 + 2), \quad (3.8.3)$$

где P_0 – пусковое давление, МПа;

h – глубина динамического уровня, м;

K – эмпирический «коэффициент погружения» эрлифта;

h_0 – глубина статического уровня, м.

При откачке раствора из скважины производительность эрлифта регулируется путем увеличения или уменьшения количества подаваемого в скважину воздуха или глубины погружения смесителя. Иногда, при откачке эрлифтом понижение уровня раствора в скважине ввиду малых зазоров между трубами не всегда можно определить. Тогда понижение уровня можно измерить с помощью манометра, установленного на компрессоре или воздухоподающей трубе эрлифта у устья скважины.

Величина понижения уровня определяется по формуле

$$S = 100(P_u - P_p), \quad (3.8.4)$$

где S – понижение, м;

P_u и P_p – соответственно пусковое и рабочее давление на манометр, МПа.

Несмотря на простоту конструкции, эрлифты имеют следующие недостатки:

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

2) необходимость сооружения мощных компрессорных станций и протяженность воздухопроводов.

Поэтому в последнее время для откачки растворов стали применять погружные скважинные электрические насосы, которые имеют ряд преимуществ перед эрлифтами: из технологической схемы исключаются компрессорные станции, воздухопроводы, при этом качественно меняются условия эксплуатации скважин [3].

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

Электронасос представляет собой моноблок, объединяющий центробежный насос и поружной электродвигатель (рис. 20).



Рис. 20. Схема установки электронасоса [3]:

- 1 – датчик протока; 2 – станция управления; 3 – труба водоподъемная ПВХ 40х3,7;
- 4 – стойка с регулировочными винтами;
- 5 – мерные метки на кабеле; 6 – обсадная труба ПВХ 140х12,0; 7 – электрод верхнего уровня; 8 – трос (нержавеющая сталь), $d=7,14$ мм; 9 – электрод нижнего уровня;
- 10 – насос; 11 – фильтр скважины;
- 12 – компенсационный стакан электродвигателя; 13 – электрод контроля защитной жидкости; 14 – электродвигатель;
- 15 – направляющий стакан (кожух) электродвигателя

Раствор из скважины на поверхность подается по колонне раствороподъемных труб из нержавеющей стали с помощью насоса. В качестве примера на рис. 20, приведен эксплуатационный насос типа УЭЦНКУ-100-80. При его эксплуатации: средняя наработка составляет 9 тыс. ч, максимальная 15–16 тыс. ч. По сравнению с эрлифтами расход электроэнергии снижен в 4–6 раз. Кроме того, эти насосы облегчают автоматизацию процесса подъема растворов. В зимних условиях, когда нередки случаи замерзания воздухопроводов, насосы создают условия для бесперебойной работы объектов подземного выщелачивания. Необходимо отметить, что на месторождениях, занимающих большие площади, возможно применение двух способов подъема растворов из скважины, насосного и эрлифтного [26].

3.9 Основы гидродинамических расчетов различных схем скважинного подземного выщелачивания

Расчеты схем подземного выщелачивания проводятся с целью установления эффективной системы нагнетательных и разгрузочных скважин, включая определение расстояния между ними, чтобы обеспечить заданный режим фильтрации выщелачивающего жидкого раствора по рудному пласту. Указанный режим фильтрации (эффективная скорость, расходы растворителя и др.) определяют на основе теории растворения и вымыва солей из горных пород жидкими растворителями [20].

Гидродинамические расчеты схем подземного выщелачивания сводятся к решению следующих основных задач:

- 1 определение расстояния между нагнетательными и разгрузочными скважинами (выработками). Эта задача сводится к нахождению по заданной скорости движения растворителя наиболее эффективного расположения скважин и напоров в пласте;

- 2 определение основных гидродинамических характеристик систем нагнетательных и разгрузочных скважин (выработка), которые обеспечивают процесс выщелачивания при принятом технологическом режиме. Затем при заданных расходах растворителей, закачиваемых в нагнетательные скважины, оп-

ределяют расчетные напоры в нагнетательных и разгрузочных скважинах, которые должны поддерживаться в процессе выщелачивания;

3 при найденных расчетных напорах в системе скважин определяют величину перетекания растворителей в соседние горизонты. Если имеются недопустимые утечки, то рассчитывают горизонтальные гидродинамические и аэродинамические завесы.

Для создания вокруг зоны активного выщелачивания специальных завес в настоящее время используют твердеющие растворы синтетических смол [27]. Современные серийно выпускаемые синтетические смолы, например, на мочевиноформальдегидной основе (типа М, МФА, МФ-17, МФС-7 и др.), обладают небольшой вязкостью и хорошей проникающей способностью. Под действием катализаторов (отвердителей) – органических и неорганических кислот и их солей – смолы превращаются в камнеподобную массу, обладающую большой плотностью и прочностью. В зависимости от типа применяемой смолы эта масса может быть нерастворима в воде, кислотах и щелочах.

Сущность способа химического закрепления горных пород при создании противofильтрационных завес заключается в следующем. В породы через скважины, расположенные по линии будущей завесы, нагнетают смесь водного раствора синтетической смолы. Через заданный (расчетный) промежуток времени после нагнетания эта жидкая смесь проникает в поры и трещины, необратимо связывает частицы пород (песка) в прочный водопроницаемый монолит. Этот способ можно применять для сухих и водонасыщенных пород, в т. ч. для мелкозернистых песков с коэффициентом фильтрации 0,5–5 (и более) м/сут [6].

Расстояние между скважинами в ряду определяют в зависимости от фильтрационных и физико-механических свойств пород с таким расчетом, чтобы образовалась сплошная стенка – завеса. Расход растворов синтетических смол при нагнетании их в горные породы основан на теории фильтрации жидкости в

пористых и трещиноватых средах. Рекомендуются следующая формула для трещиноватых горных пород [6]:

$$Q = \frac{2\pi \cdot h \cdot K \cdot \gamma}{\mu} \sqrt{\frac{h}{3\left(\frac{1}{r_0} - \frac{1}{r_H}\right)}}, \quad (3.9.1)$$

где Q – расход жидкости, см³/с;

K – коэффициент проницаемости, дарси;

γ – объемный вес жидкости, г/см³;

h – напор при нагнетании, см;

μ – вязкость жидкости, сп;

r_H – радиус влияния скважины (радиус растекания), см;

r_0 – радиус скважины, см.

Полагая, что $h = \frac{P_H}{\gamma}$ (P_H – давление у устья скважины, ат)

и $\gamma = \frac{P_H}{h}$, за счет некоторых преобразований можно определить предельное давление жидкости при нагнетании

$$P_{\text{пред}} = \frac{n \cdot h_H \cdot \gamma_n \cdot \beta}{10}, \quad (3.9.2)$$

где h_H – глубина нагнетательной скважины, м;

γ_n – объемный вес породы, т/м³;

n – коэффициент, равный 1,5–2,5;

β – коэффициент вязкости смолы.

Обычно радиус растекания рабочего раствора в породах колеблется от 0,5 до 1–2 м и зависит от фильтрационных свойств пород.

Давление нагнетания определяется расчетным путем и не превышает 20–50 ат.

Для гидродинамических расчетов системы нагнетательных и разгрузочных скважин, закладываемых в рудные пласты для

выщелачивания, можно применять метод фильтрационных потоков [28, 29]. Если в пласте действует группа скважин, то повышение давления в какой-либо точке пласта $\Delta P = P - P_0$ определяется суммой изменения давлений, создаваемых в этой точке отдельными потоками, заменяющими соответственно разгрузочные и нагнетательные скважины. Выполняя такой расчет, авторы работы [29] нашли, что

$$\Delta P = \frac{\mu}{4\pi \cdot m \cdot c} \sum_{i=1}^n Q_i \ell n \frac{2,25a(t-t_i)}{r_i^2}, \quad (3.9.3)$$

где n – число скважин;

Q_i – объемный дебит разгрузочной (-) или нагнетательной скважин (+);

i – номер;

m – мощность пласта;

a – пьезопроводность пласта;

c – коэффициент проницаемости пласта;

μ – вязкость жидкости (абсолютная);

r_i – расстояние данной точки пласта от скважины;

t – время.

Вместо изменения давления ΔP удобно ввести напор S , отсчитываемый от естественной пьезометрической поверхности пласта. Если принять

$$\Delta P = \gamma \cdot S \text{ и } \frac{c\gamma}{\mu} = k, \quad (3.9.4)$$

где γ – плотность воды, а k – коэффициент фильтрации породы пласта, тогда получим окончательно

$$S = \frac{1}{4\pi \cdot k \cdot m} \sum_{i=1}^n Q_i \ell n \frac{2,25 \cdot a \cdot (t-t_i)}{r_i^2}. \quad (3.9.5)$$

Для оценки размеров области распространения нагнетаемого растворителя в рудном пласте в зависимости от времени необходимо знать действительные скорости движения этой жидкости по пласту или скорость фильтрации V , которая определяется по формуле

$$V = \frac{Q_H}{2\pi \cdot r \cdot m}, \quad (3.9.6)$$

где m – мощность пласта и r – расстояние от точки, в которой определяется V_1 до нагнетательной скважины, при этом

$$r \cong \sqrt{\frac{Q}{\pi \cdot m \cdot n} \cdot t}. \quad (3.9.7)$$

Это выражение можно применять не только для одиночной нагнетательной скважины, но и для кольцевой горизонтальной с центральной нагнетательной скважиной. Для кольцевой батареи скважин с центральной разгрузочной в это выражение надо вводить поправочный коэффициент $1,3 \div 1,5$. В случае действия одной нагнетательной скважины

$$V = \frac{Q_H}{2\pi \cdot r \cdot m} e^{-\frac{r^2}{4at}}, \quad (3.9.8)$$

где m – мощность пласта;

Q_H – расход закачиваемого растворителя;

t – время закачки.

Расход Q представляет собой суммарный расход группы поглощающих скважин, а расстояние r отсчитывается от центра группы.

При работе кольцевой батареи разгрузочных скважин с центральной нагнетательной скважиной в напорном пласте (рис. 22), значения S вычисляются по приближенной формуле [23]:

$$S_n = \frac{Q_H}{2\pi \cdot K \cdot m \cdot n} \ln \left[\left(\frac{R}{R-r} \right)^u - 1 \right]. \quad (3.9.9)$$

Величина перетекания растворителей на единицу поверхности слабопроницаемого пласта q_2 на расстоянии r от нагнетательных скважин, согласно закону Дарси q_2 , будет [23]

$$q_2 = K_2 \frac{h - H_2}{M_2}, \quad (3.9.10)$$

где K_2 – коэффициент фильтрации; M_2 – мощность слабопроницаемой породы; h – пьезометрический уровень рудного пласта; H_2 – пьезометрический уровень смежного водоносного горизонта, в которой протекает из рудного пласта закачиваемая жидкость.

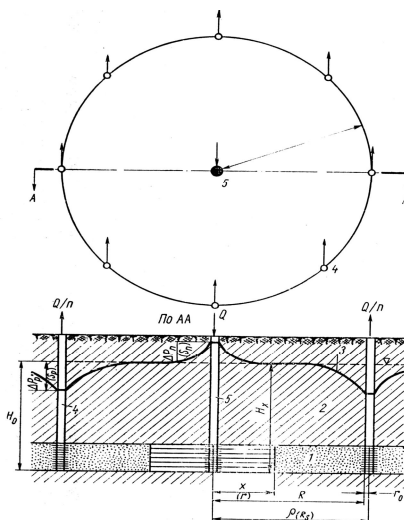


Рис. 21. Гидродинамическая схема работы кольцевой батареи разгрузочных скважин с центральной нагнетательной при подземном выщелачивании [23]:

1 – рудный пласт; 2 – водоупор; 3 – кривая депрессии; 4 – разгрузочные скважины; 5 – нагнетательная скважина

Полный расход перетекания растворов из пласта определяется по формуле

$$Q_u = \frac{K_2 R^2}{M_2} \left[\pi(h_c - H_2) - \frac{Q}{2K_1 M_1} (\ln R - \ln r_c - 0,5) \right] \quad (3.9.11)$$

Величину R можно определить по формуле

$$R = \sqrt{\frac{Q \cdot t}{\pi \cdot n_0 \cdot M_1}}, \quad (3.9.12)$$

где R – радиус зоны распространения закачиваемого растворителя;

t – продолжительность закачки;

n_0 – эффективная пористость пород водоносного горизонта;

r_c – радиус поглощаемых скважин;

h_c – пьезометрический уровень на поверхности нагнетательной скважины.

3.10 Расчет инфильтрационного скважинного выщелачивания по методике Л.И. Лунаева

По данным работы [27] методы расчета режима выщелачивания в системах ПВ с подачей растворов в скважины практически ничем не отличаются от расчетов систем ПВ с орошением руд в открытых камерах. Однако число скважин должно быть обосновано расчетами.

Рассмотрим методику расчета для системы с подачей выщелачивающего раствора в вертикальные или наклонные скважины.

При применении скважин для образования сложного инфильтрационного тока реагента необходимо достичь смыкания локальных зон растекания, формирующихся вокруг каждой

скважины. Это может быть выполнено за счет подачи реагента в камеру (блок) под некоторым напором. Для того чтобы достичь сплошного орошения руды при расположении скважин, например, по треугольной сетке с расстоянием между ними δ (рис.22) может быть достигнута при:

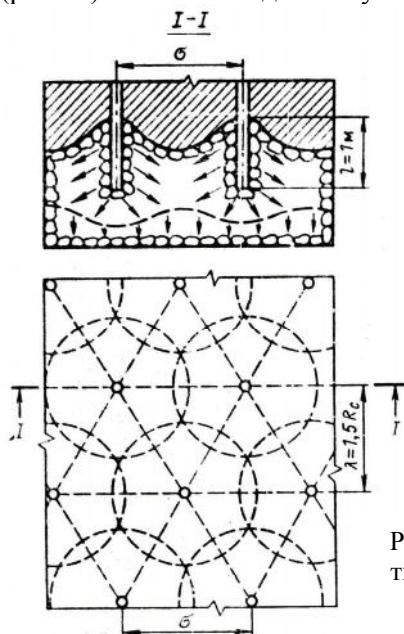


Рис. 22. Расчетная схема подачи раствора при инфильтрационном выщелачивании руд [27]

$$R_c = 0,577\delta \text{ и } \lambda = 1,5R_c,$$

где δ – расстояние между скважинами в ряду, м;

λ – расстояние между рядами скважин, м;

R_c – радиус влияния одной скважины (радиус растекания выщелачивающего раствора) с расходом q_c , м.

Пропускная способность фильтрующей среды (рудной массы) у забоя скважины ($q_{\text{заб}}$ м³/сут), при $\ell = 1M$ может быть определена по формуле [27].

$$q_{заб} = \pi d_{CKB} (0,5 \cdot d_{CKB} + 1) K \cdot H_{заб} / R_c, \quad (3.10.1)$$

где d_{CKB} – диаметр скважины, м;

$H_{заб}$ – напор раствора у забоя скважины, м. Следовательно, для обеспечения пропускной способности в орошаемой среде у забоя скважины необходимо иметь напор, который определяется из равенства

$$H_{заб} = H_{маг} + H_{скв}, \quad (3.10.2)$$

где $H_{маг}$ – напор в магистральном трубопроводе, м;

$H_{скв}$ – высота столба выщелачивающего раствора в скважине, м.

После достижения сплошности инфильтрационного потока (смыкания локальных зон растекания с радиусом R_c) подача растворов с реагентами в скважины под напором прекращается, и раствор движется под действием гравитации

$$q_{раств} = K \cdot F_c \cdot \ell = K \pi R_c^2, \quad (3.10.3)$$

где $q_{раств}$ – расход потока в зоне растекания площадью F_c и радиусом R_c , м³/сут;

ℓ – гидравлический градиент потока, равный единице.

Таким образом, число скважин n_c , исходя из условий, что $q_{заб} = q_{раств} = q_c$ определяют через отношение площади F_K K – площади зоны растекания, формируемой вокруг каждой скважины F_c .

$$n_c = F_K / F_c = F_K / \pi R_c^2, \quad (3.10.4)$$

где $R_c = \sqrt[3]{d_{CKB} (0,5 d_{CKB} + 1) \cdot H_{заб}}$.

K – коэффициент фильтрации ориентировочно можно определить по формуле

$$K \approx (0,5 \div 0,6) K_{\text{ф.исх}}, \quad (3.10.5)$$

где $K_{\text{ф.исх}}$ для урановых руд при подземном выщелачивании изменяется в пределах $0,05 \div 10$ м/сут.

Продолжительность времени (τ_R , сут), необходимого для контакта локальных зон растекания может быть определена в соответствии с действительной скоростью V_g движения раствора при нагнетании.

$$\tau_R = R_c / V_g; \quad V_g = K\ell / \mu = KH_{\text{заб}} / \mu R_c, \quad (3.10.6)$$

где V_g – действительная скорость движения раствора, м/сут;

ℓ – гидравлический коэффициент, равной отношению забойного напора к длине пути фильтрации раствора $H_{\text{заб}} / R_c$;

μ – активная пористость (пустотность) руды, доли единицы.

При обосновании необходимого числа скважин оросителей, их диаметра и величины забойного напора раствора по результатам расчетов строят графики зависимостей

$$\delta = f(H_{\text{заб}}) \quad \text{и} \quad q_{\text{заб}} = f(H_{\text{заб}}).$$

Анализ расчетных зависимостей показывает, что пропускная способность фильтрующей среды $q_{\text{заб}}$ и расстояние δ между скважинами увеличиваются пропорционально увеличению забойного напора $H_{\text{заб}}$ раствора реагента. Это увеличение более ясно выражено на графике для скважин, имеющих большой диаметр. Таким образом, увеличивая напор раствора, можно разрядить сетку скважин и тем самым снизить расходы на их сооружение. При больших размерах камер (блоков) полный цикл разового орошения определяется участками (секциями) по группам скважин. Число групп, приравняемое к продолжительности периодов выстаивания блока (паузам между двумя

циклами орошения), определяется в каждом конкретном случае на основании предварительных технологических расчетов.

Суточная (разовая) норма расхода выщелачивающего раствора (в м³/сут) может быть определена по формуле

$$Q_{\text{сут.р.}} = Q_0 / T_{\text{ц}}, \quad (3.10.7)$$

где Q_0 – расход раствора реагента на один цикл орошения камеры (блока);

$T_{\text{ц}}$ – пауза между двумя очередными циклами орошения одного и того участка, сут, а расход реагента на каждую скважину составит

$$q_{\text{сут.скв.}} = Q_{\text{сут.р.}} / n_1. \quad (3.10.8)$$

3.10.1 Примеры решения задач

Пример 1. Определить пропускную способность скважины (производительность) при пропускании выщелачивающего раствора, содержащего 5 % H₂SO₄, на глубину 180 м, если расстояние между скважинами 15 м, диаметр скважины – 0,07 м.

Решение. Пропускная способность фильтрующей среды у забоя скважины ($q_{\text{заб}}$, м³/сут), при $\ell = 1M$ определяется по формуле (3.10.1)

$$q_{\text{заб}} = \pi d_{\text{СКВ}} (0,5 \cdot d_{\text{СКВ}} + 1) K \cdot H_{\text{заб}} / R_c,$$

где $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважины, м;

K – коэффициент фильтрации, м/сут;

$H_{\text{заб}}$ – напор выщелачивающего раствора у забоя скважины, м;

R_c – радиус растекания выщелачивающего раствора, м.

$$R_c = 0,577 \cdot \delta,$$

где δ – расстояние между скважинами в ряду, м. Для обеспечения пропускной способности скважины необходимо определить напор $H_{заб.}$, который определяется из уравнения (3.10.2)

$$H_{заб.} = H_{маг} + H_{скв.},$$

где $H_{маг}$ – напор в магистральном раствороподающем трубопроводе, м. Поскольку в условии задачи нет данных по потерям давления на раствороподающем трубопроводе, то примем $H_{маг} = 1M$, тогда $H_{заб.} = 1 + 180 = 181$ м.

Пропускная способность скважины по формуле (3.10.1)

$$q_{заб.} = 3,14 \cdot 0,07(0,5 \cdot 0,07 + 1)K \cdot 181/R_c,$$

K – коэффициент фильтрации, м/сут, определим из формулы $K \approx (0,5 \div 0,6)K_{ф.исх}$ или $K \approx 0,6 \cdot 10 = 6$ м/сут,

где $K_{ф.исх.}$ для урановых руд $K_{ф.исх.} = 0,05 \div 10$ м/сут.

$$R_c = 0,577 \cdot \delta = 0,577 \cdot 15 = 8,65 \text{ м},$$

тогда $q_{заб.} = 3,14 \cdot 0,07(0,5 \cdot 0,07 + 1)6 \cdot 181/8,65 = 28$ м/сут.

Пример 2. Найти площадь рудной залежи для условий при обеспечении сплошности инфильтрационного потока растекания раствора, т. е. $q_{заб.} = q_{раств.} = q_c$, если на поверхности месторождения пробурить 50 скважин.

Решение. Количество скважин, зависит от площади залегания рудной залежи и определяется по формуле (3.10.4)

$$n_c = F_K / F_c = F_K / \pi R_c^2,$$

где F_K – площадь камеры (блока), m^2 ;

F_c – площадь зоны растекания каждой скважины, m^2 ;

R_c – радиус смыкания локальной зоны раствора, м.

Определяется по формуле

$$R_c = \sqrt[3]{d_{CKB}(0,5d_{CKB} + 1) \cdot H_{заб.}}.$$

Теперь подставим значения в формулу (данные примеры 1 и примеры 2).

$$R_c = \sqrt[3]{0,07(0,5 \cdot 0,07 + 1) \cdot 181} = \sqrt[3]{13,2} = 2,37 \text{ м}^2$$

тогда, площадь рудной залежи должна составить:

$$n_c = F_K / \pi R_c^2 \quad F_K = n_c \cdot \pi \cdot R_c^2 = 50 \cdot 3,14 \cdot 2,37^2 = 880 \text{ м}^2.$$

Пример 3. Определить время (период смыкания) локальных зон растекания раствора под действием гравитации в рудной залежи. Пористость руды равна 0,7, радиус растекания раствора от скважины 2,8 м при напоре выщелачивающего раствора у забоя скважины 50 м.

Решение. Период времени (τ_R , сут), необходимый для смыкания локальных зон растекания раствора может быть определен в соответствии с действительной скоростью V_g движения раствора при нагнетании из формулы (3.10.6).

$$\tau_R = R_c / V_g, \text{ но}$$

$$V_g = K \cdot \ell / \mu = K \cdot H_{заб} / \mu \cdot R_c,$$

где V_g – действительная скорость движения раствора, м/сут;

ℓ – гидравлический градиент, равный отношению забойного напора к длине пути фильтрации раствора $H_{заб} / R_c$;

μ – активная пористость (пустотность) рудной массы, доли единицы.

K – коэффициент фильтрации, м/сут.

$$K \approx (0,5 \div 0,6) \cdot K_{ф.исх.}, \text{ примем}$$

$$K_{ф.исх.} = 1 \text{ м/сут, тогда } K = 0,5 \cdot 1 = 0,5 \text{ м/сут.}$$

Скорость движения раствора составит, при $\mu = 0,7$

$$V_g = K \cdot H_{заб} / \mu \cdot R_c = 0,5 \cdot 50 / 0,7 \cdot 2,8 = 12,7 \text{ м/сут,}$$

тогда период времени τ_R будет

$$\tau_R = R_c / V_g = 2,8 / 12,7 = 0,22 \text{ сут.}$$

Пример 4. Пропускная способность фильтрующей среды у забоя скважины составляет $20 \text{ м}^3/\text{сут}$ растворителя, глубины скважины – 110 м, а диаметр ее – 0,05 м. Найти необходимое расстояние между скважинами в одном ряду и между рядами скважин, если коэффициент фильтрации рудного тела равен $K=4 \text{ м/сут}$.

Решение. Расстояние между скважинами в одном ряду для инфильтрационного скважинного выщелачивания определяется по методике Л.И. Лунева по формуле [21]

$$R_c = 0,577 \cdot \delta \text{ и } \lambda = 1,5 \cdot R_c,$$

где δ – расстояние между скважинами в ряду, м;

λ – расстояние между рядами скважин, м;

R_c – радиус растекания выщелачивающего раствора, м.

Так как в условии задачи нет данных по потерям давления на раствороподающем трубопроводе, то примем по формуле (3.10.2), что $H_{\text{маг}}=1 \text{ м}$, тогда $H_{\text{заб}} = 1+110=111 \text{ м}$. Поскольку, пропускная способность скважины определяется по формуле (3.9.13), то

$$R_c = \frac{\pi \cdot d_{\text{СКВ}} (0,5d_{\text{СКВ}} + 1) \cdot K \cdot H_{\text{заб}}}{q_{\text{заб}}} = \frac{3,14 \cdot 0,05 (0,05 \cdot 0,5 + 1) \cdot 4 \cdot 111}{20} = 3,6 \text{ м.}$$

Расстояние между рядами скважин составит

$$\lambda = 1,5 \cdot R_c = 1,5 \cdot 3,6 = 5,4 \text{ м, принимаем } \lambda = 6 \text{ м.}$$

Пример 5. Установка по промышленному выщелачиванию одного из осадочных месторождений имеет мощность водоносного пласта $m = 20 \text{ м}$. При установке 10 скважин необходимый расход нагнетаемого в скважины растворителя составляет $Q=800 \text{ м}^3/\text{сут}$. Определить скорость фильтрации по рудному пласту, если продолжительность выщелачивания составит 1 год.

Решение. Для определения действительной скорости фильтрации раствора по рудному пласту воспользуемся формулой (3.9.6)

$$V = \frac{Q_H}{2\pi \cdot r \cdot m}, \text{ но в этой формуле } r - \text{расстояние от точки,}$$

в которой определяется скорость фильтрации до скважины, неизвестно и может быть определено по формуле (3.9.7), т. е.

$$r = \sqrt{\frac{Q}{\pi \cdot m \cdot n}} \cdot t = \sqrt{\frac{800 \cdot 305}{3,14 \cdot 20 \cdot 10}} = 21,4 \text{ м,}$$

тогда скорость фильтрации будет

$$V = \frac{800}{2 \cdot 3,14 \cdot 21,4 \cdot 20} = 0,3 \text{ м/сут.}$$

Пример 6. Найти суммарную величину перетекания закачиваемого растворителя и пластовой воды под влиянием давления, вызванного закачкой, если мощность пласта слабопроницаемых пород кровли (члены) $M_2=15$ м, а коэффициент фильтрации их $K_2 = 2,75 \cdot 10^{-5}$ м/сут. Мощность водоносного горизонта, к которому приурочен рудной пласт, $M_1=15$ м, эффективная пористость пород горизонта, $U_0 = 0,15$; радиус поглощающих скважин $r_c = 0,1$ м; дебит при закачке $630 \text{ м}^3/\text{сут}$, дополнительное давление (действующий напор) при закачке равно 5 ат. Коэффициент фильтрации пород рудного пласта $K=10$ м/сут, продолжительность закачки $t=730$ сут (2 года), а пьезометрические уровни обоих горизонтов одинаковы, т. е. $H_1=H_2$ и имеют отметку 100 м (рис.14).

Решение. Суммарное количество перетекания определяется по формуле (3.9.11)

$$Q_n = \frac{K_2 R^2}{M_2} \left[\pi(h_c - H_2) - \frac{Q}{2KM_{11}} (\ln R - \ln r_c - 0,5) \right],$$

где по условию задачи не известна величина R – радиус зоны распространения закачиваемого растворителя, которая оп-

ределяется по выражению (3.9.12) за время $t=730$ сут, при равенстве $R = R_n$ имеем

$$R_n = \sqrt{\frac{630 \cdot 730}{3,14 \cdot 0,15 \cdot 15}} = 256.$$

Находим расход перетекания закачиваемой воды по выражению (3.15), подставляя в него значение $h_c=150$ м; $H_2=100$ м; $h_c - H_2=150-100=50$ м и $R = R_n=256$ м имеем

$$Q_n = \frac{2,65 \cdot 10^{-5} \cdot 256^2}{15} \left[3,14 \cdot 50 - \frac{630}{2 \cdot 10 \cdot 15} (\ln 256 - \ln 0,1 - 0,5) \right] = 17 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Эта величины составляет всего 2,7 % расхода закачиваемой воды, что вполне приемлемо.

Пример 7. Мощность водоупорного пласта $M_2=15$, коэффициент фильтрации пласта $K_2=2,75 \cdot 10^{-5}$ м/сут, поглощающего рудного пласта $M_1=15$ м, эффективная пористость пород поглощающего горизонта (рудного пласта) $U = 0,15$, радиус поглощающей скважины $R_c=0,1$ м. Расход закачки растворителя 630 м³/сут и дополнительное давление (действующий напор) при закачке 5 ат, коэффициент поглощающего горизонта (рудного пласта) $K_1=1$ м/сут, продолжительность закачки 630 сут и пьезометрические уровни обоих горизонтов одинаковы, т. е. $H_1=H_2=100$ м, а $h_c=150$ м. Определить суммарный расход просачивания.

Решение. Радиус площади перетекания определяют из выражения (3.9.12).

$$R = \sqrt{\frac{Q \cdot t}{\pi \cdot U \cdot M_1}} = \sqrt{\frac{630 \cdot 630}{3,14 \cdot 0,15 \cdot 15}} = 238 \text{ в},$$

тогда суммарный расход просачивания определяется по формуле (3.15):

$$Q_n = \frac{2,75 \cdot 10^{-5} \cdot 238^2}{15} \left[3,14(150-100) - \frac{630}{2 \cdot 1 \cdot 15} \cdot (\ln 238 - \ln 0,1 - 0,5) \right] = 9,8 \text{ м}^3/\text{сут},$$

что составляет

$$\frac{9,8}{630} \cdot 100 = 1,55\% \text{ расхода закачиваемого раствора.}$$

3.10.2 Задачи для самостоятельного решения

Задача 1. Найти производительность скважины диаметром 120 мм при пропускании выщелачивающего раствора, содержащего 5 г/л серной кислоты, на глубину 100 м, если расстояние между скважинами 10 м. Принять потери давления на раствороподающем трубопроводе $H_{\text{мат}}=1$ м, диаметр скважины – 120 мм.

Задача 2. Найти площадь залежи руды при условии обеспечения сплошности инфильтрационного потока растекания, т. е. $g_{\text{зав}}=g_{\text{раств}}=g_c$ при следующих условиях: выщелачивающий раствор содержит 5 г/л серной кислоты, глубина скважины 100 м, расстояние между скважинами – 10 м, диаметр скважины – 120 мм, при пробуренных – 30 скважин.

Задача 3. Лабораторные исследования показали, что пористость рудной залежи равна 0,6. Найти продолжительность (период смыкания) локальных зон растекания выщелачивающем растворе под действием гравитации в рудной залежи, если радиус растекания раствора от скважины – 3,0 м, а при напоре раствора у забоя скважины – 50 м.

Задача 4. Определить скорость фильтрации по рудному пласту осадочного месторождения мощностью $M=20$ м при установке 20 скважин. Необходимый расход нагнетаемого в скважины растворителя составляет $1500 \text{ м}^3/\text{сут}$ при продолжительности выщелачивания 1 год.

Задача 5. Мощность рудного пласта слабопроницаемых пород (глины) $M_2=20$ м, коэффициент фильтрации их $K_2=5,5 \cdot 10^{-5}$ м/сут. Определить суммарную величину перетекания закачиваемого растворителя и пластовой воды под влиянием давления, вызванного закачкой. Мощность водоносного горизонта, к которому приурочен рудный пласт $M_1=10$ м, эффек-

тивная пористость пород водоносного горизонта $n_0 = 0,2$ т, радиус поглощающих скважин $r_c = 120$ мм; дебит при закачке – $700 \text{ м}^3/\text{сут}$ и дополнительное давление при закачке = 5 ат. Принять коэффициент фильтрации пород рудного пласта $K=8 \text{ м/сут}$, продолжительность закачки $t = 840$ пьезометрические уровни обоих горизонтов одинаковы, т. е. $H_1=H_2$ имеют отметку -70 м.

3.11 Примеры расчета линейной системы расположения скважин

Приводим расчет напоров при выщелачивании по первой технологической схеме (линейное расположение скважин). Гидрогеологические условия участка следующие:

а) водоносный горизонт, к которому приурочено рудное тело, залегает на глубине 40 м; б) средняя мощность его 5 м; в) коэффициент фильтрации песков около 1 м/сут; г) активная пористость 0,1; д) коэффициент пьезопроводности порядка $1,6 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/\text{сут}$; е) напоры под кровлей около 20 м. Расположение скважин для расчета показано на рис. 23.

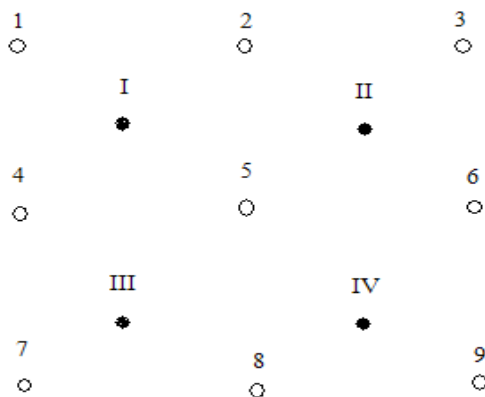


Рис. 23. Схема участка выщелачивания [23]: 1–9 нагнетательные скважины; I–IV – разгрузочные скважины

Для этого случая С.Л. Кореновской и П.П. Костиным [23] были выполнены гидродинамические расчеты напоров в нагнетательных скважинах и необходимые понижения уровней в разгрузочных скважинах.

Результаты расчетов приведены в табл. 1.

Таблица 1
Результаты гидродинамических расчетов

Дебит нагнетательных скважин, м ³ /сут	Дебит разгрузочных скважин, м ³ /сут	Напоры в скважинах, м			
		№1,3 7,9	№2,4 6,8	№5	№I, II III, IV
24	54	2,93	2,17	0,65	-9,18
48	108	5,86	4,34	1,3	-17,82
240	540	29,18	21,52	6,34	-91,09

Расчеты, результаты которых приведены в табл. 1 и на рис. 23 и 24, проводим по формуле [3.9.5]

$$S = \frac{1}{4\pi \cdot T} \sum_{i=1}^n \left(\pm Q_i \ell n \frac{2,25}{r_i^2} at \right),$$

где S – понижение уровня в разгрузочных скважинах ниже пьезометрического уровня ($S < 0$) или повышение последнего (P , м) в нагнетательных скважинах;

T – проводимость пласта ($T = k \cdot m$);

Q_i – дебит скважин; a – коэффициент пьезопроводности;

t – время;

r_i – расстояние от скважин до рассматриваемой точки;

U – количество скважин системы.

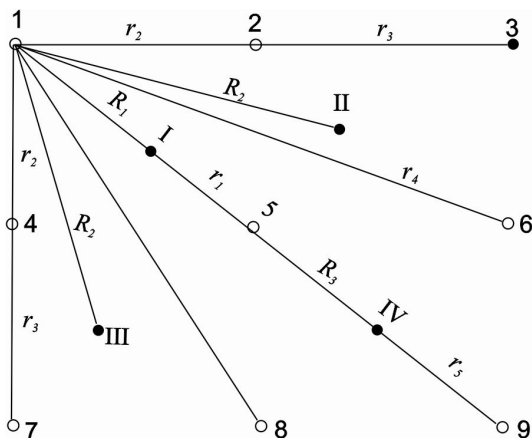


Рис. 24. Схема для расчета давлений в нагнетательных скважинах N 1, 3, 7 и 9; R_1 , R_2 , R_3 – расстояние разгрузочных скважин [23]

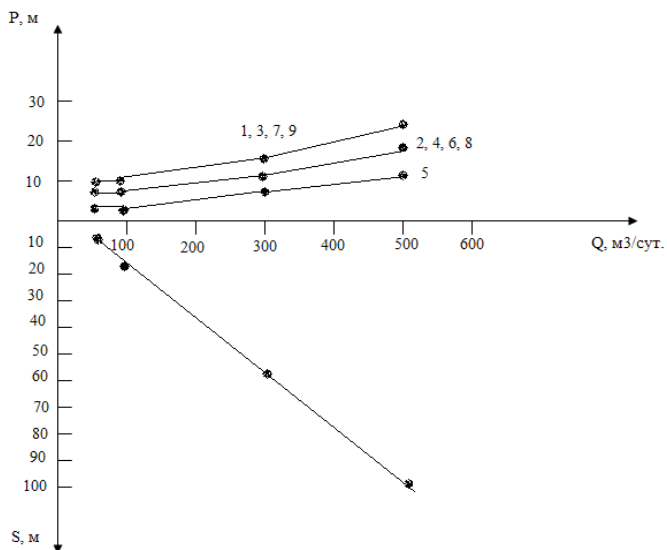


Рис. 25. График $P = f(Q)$ $S = f(Q)$ для нагнетательных и разгрузочных скважин [23]

Как видно из табл. 1, производительность установки лимитируется технически возможным понижением уровня в разгрузочной скважине (22–23 м). Следовательно, нагнетать выщелачивающий раствор с дебитом 50 м³/сут не имеет смысла.

Распределение скоростей продвижения фронта растворения по линиям 1-1, 2-1 показано на рис. 26.

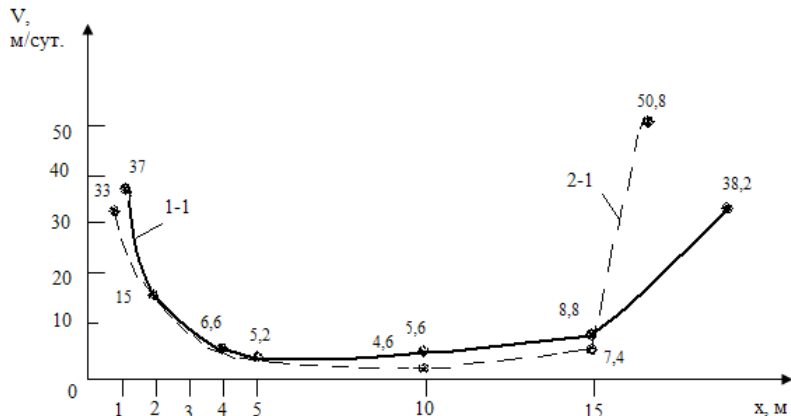


Рис. 26. График распределения скоростей по линиям 1-1 и 2-1 [23]

Расчеты производят по формулам (3.9.6) и (3.9.8)

$$V_3 = \frac{Q_H}{2\pi \cdot r \cdot m} \quad \text{и} \quad V = V_{0,y} \cdot e^{\frac{r^2}{4at}}.$$

Обогащенные металлом растворы в разгрузочной скважине после пуска нагнетательных скважин польются примерно через 3,5 сут; время рассчитывали по формуле [23]

$$T = H_0 \sum_{i=1}^n \frac{\Delta X_i}{V(X_i)}; \quad (\Delta X_i = \frac{1}{U}),$$

где X_i – ордината середины отрезка;

n – число отрезков.

3.12 Пример расчета кольцевых систем нагнетательных и разгрузочных скважин

Приводим пример гидравлического расчета напоров при выщелачивании по кольцевой схеме с центральной нагнетательной скважиной, выполненный инженером П.П. Костиным [20] по схеме (см. рис. 17).

Условия задачи:

1) водоносный горизонт (рудный пласт), в который нагнетают растворитель, имеет неограниченные размеры. Все скважины в работу включаются одновременно;

2) дебит нагнетательной скважины $Q_H = 2000 \text{ м}^3/\text{сут}$;

3) мощности рудного пласта и верхнего водоупора равны $m_1 = m_2 = 30 \text{ м}$;

4) мощность верхнего водоносного горизонта $m_3 = 50 \text{ м}$;

5) коэффициент фильтрации $K_1 = K_3 = 2 \text{ м/сут}$;

6) коэффициент фильтрации водорода $K_2 = 0,001 \text{ м/сут}$;

7) пьезометрические напоры в рудном пласте $H_1 = H_0 = 20 \text{ ат}$, $H_3 = 23 \text{ ат}$;

8) водоотдача рудного пласта или эффективная пористость $\mu = 0,1$;

9) продолжительность работы T равна ~ 30 годам;

10) радиус скважины $r = 0,1 \text{ м}$.

Необходимо определить следующие величины:

1) радиус батареи R_6 ;

2) изменение давления на стенки нагнетательной скважины во время работы, $\Delta P_H = f(t)$;

3) изменение давления на стенки нагнетательной скважины под влиянием разгрузочных скважин $\Delta P_H = f(t)$;

4) изменение снижения напора на стенки разгрузочных скважины, $\Delta S_U = f(t)$;

5) изменение снижения напора на стенки разгрузочной скважины в зависимости от их количества $\Delta S_U = f(U)$;

6) время наступления стабилизации напоров после одновременного пуска всех скважин $t_{cm} = f(U)$;

7) среднее время поступления растворителей в разгрузочные скважины в зависимости от расстояния последних, t_{cm} ;

8) изменение количества закачиваемого растворителя (дебита нагнетательной скважины) во времени $Q_H = f(t)$;

9) изменение средней скорости на прямой линии, соединяющей нагнетательную скважину с разгрузочной, $V_{cp} = f(x)$.

Решение. Радиус батареи разгрузочной скважины определяется по приближенной формуле (3.9.12)

$$R = 1,3 \sqrt{\frac{2000 \cdot 11000}{3,14 \cdot 0,1 \cdot 30}} = 2000 \text{ м.}$$

Значения ΔP_H и ΔP_P определяют соответственно по формулам, $\Delta P = P - P_0 = \frac{Q \cdot \gamma}{4\pi \cdot K \cdot m} \ln \frac{2,25a \cdot t}{r^2}$ или по формуле (3.9.3)

$$\Delta S = \frac{Q \cdot \gamma}{4\pi \cdot K \cdot m} \ln \frac{2,25a \cdot t}{r^2};$$

$$\Delta P = \Delta P_H + \Delta P_P,$$

где γ — плотность воды;

a — коэффициент пьезопроводности пласта, выражается в м²/сут и находится в пределах $10000 \leq a \leq 500000$ м²/сут [23].

Результаты расчетов этих величин приведены на рис. 27 и в табл. 4.

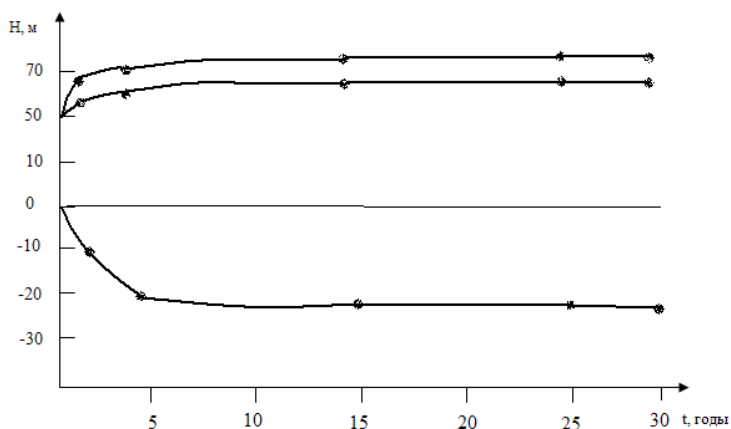


Рис. 27. Зависимость $\Delta P_H = f(t)$ -1; $\Delta P_H = f(t)$ -2; $\Delta P_H = f(t)$ -3

Таблица 4

Результаты расчетов

t	1 год	5 лет	10 лет	20 лет	25 лет	30 лет
ΔP_H	64	68	70	71,5	72	72,5
ΔP_P	13,5	17,5	19,5	21	21,5	22
ΔP	50,5	50,5	50,5	50,5	50,5	50,5

Значения S_U определены по приближенной формуле (3.9.9)

$$\Delta S = \frac{Q_H}{2\pi \cdot K \cdot n \cdot m} \ln \left[\left(\frac{R}{R-r} \right)^U - 1 \right]$$

и представлены на рис. 28.

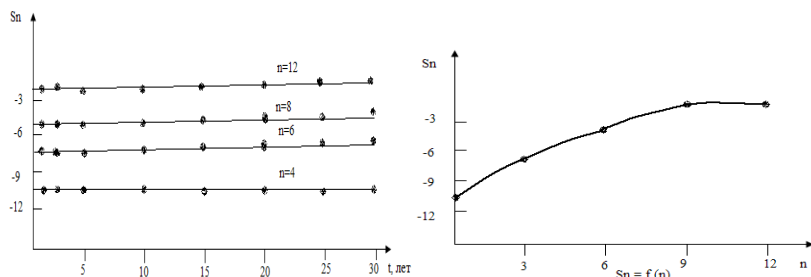


Рис. 28. График зависимости $S_U = f(t)$; $S_U = f(n)$

Время стабилизации напоров t_{cm} определяют по формуле [23]

$$t_{cm} = \frac{R^2}{2,25 \cdot a} \cdot e^{\frac{4\pi \cdot K \cdot m \cdot S}{Q_H}}$$

Значения расчетов по указанной формуле представлены на рис. 29.

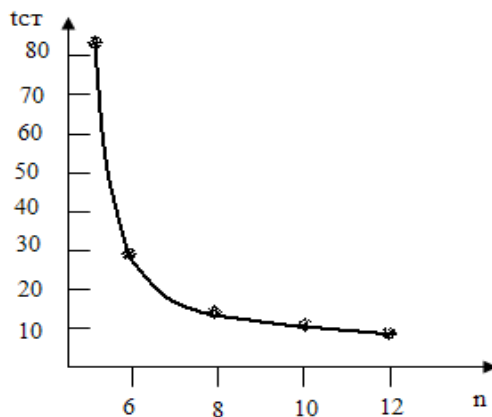


Рис. 29. График зависимости $t_{cm} = f(n)$

3.12.1 Задачи для самостоятельного решения

Задачи 1–5.

Через скважину диаметром d пропускают выщелачивающий раствор, содержащий 8 % H_2SO_4 на глубину H , расстояние между скважинами δ . Определить пропускную способность скважины (производительность) $q_{заб}$.

Численные значения всех величин приведены в табл. 5.

Таблица 5

Номер задачи	d , мм	H , м	δ , м	$K_{ф. исх.}$ м/сут
1	60	150	15	0,1
2	70	140	10	0,3
3	80	120	20	5,0
4	90	100	25	7,0
5	100	80	20	10,0

Задачи 6–10.

Определить площадь рудной залежи при условиях обеспечения выщелачивающего раствора, т. е. расчетная схема подачи раствора соответствует рис. 17 при $q_{заб} = q_{раст} = q_c$.

Численные значения всех величин приведены в табл. 6.

Таблица 6

Номер задачи	d , мм	n , число	H , м	δ , м
6	50	40	100	5
7	60	30	80	10
8	70	20	70	15
9	80	10	80	20
10	90	10	90	25

Задачи 11–15.

Пропускная способность фильтрующей среды у забоя скважины $q_{заб}$ растворителя, глубина скважины H , диаметр скважины d , коэффициент фильтрации или K , пористость руды μ . Определить период времени смыкания (τ_R) локальных зон растекания раствора под действием гравитации в рудной залежи и необходимое расстояние между скважинами в одном ряду δ и расстояние между рядами скважин λ . Численные значения всех величин приведены в табл. 7.

Таблица 7

Номер задачи	d , мм	$q_{заб}$, м ³ /сут	H , м	μ	$K_{ф. исх.}$ м/сут
11	100	15	60	0,6	1
12	120	20	70	0,7	2
13	150	25	80	0,8	3
14	90	20	100	0,9	4
15	80	15	110	0,5	5

Задачи 16–20.

Определить суммарную величину перетекания закачиваемого растворителя и пластовой воды под влиянием давления, вызванного закачкой. Все параметры водоносного горизонта, к которому приурочен рудный пласт, а также необходимые данные приведены в табл. 8. Пьезометрические уровни обоих горизонтов одинаковы, т. е. $H_1=H_2$ имеют отметку – 100 м.

Таблица 8

№	Мощн. пласта, м2, М	Коэфф. филтр. K_2 , м/сут	Мощн. водоносного пласта, M_L , м	Порис. пород водоносного n_0	Радиус скваж. r_c , м	Дебит при закачке K , м/сут	Коэф. фильтрации породы K , м/сут	Продолжительность закачки t , сут
16	10	$2 \cdot 10^{-5}$	10	0,1	0,1	500	5	350
17	15	$5 \cdot 10^{-5}$	15	0,15	0,15	550	7	500
18	20	$7 \cdot 10^{-5}$	20	0,20	0,2	600	8	600
19	25	$2 \cdot 10^{-5}$	25	0,25	0,25	650	9	650
20	30	$3 \cdot 10^{-5}$	30	0,30	0,30	700	10	700

3.13 Отработка рудной залежи и расчет параметров

Расчеты производственных операций технологической схемы при отработке рудной залежи в пластовых условиях имеют свои особенности. Процесс выщелачивания условно делится на следующие стадии: насыщение растворителем (переход урана в растворимую форму), выщелачивание (перевод растворимых соединений урана в общий раствор) и промывка (удаление из пласта остатков растворенного урана). Количество растворителя, необходимое для насыщения пласта (расход на реакцию) можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$Q = \frac{A \cdot \beta}{1000}, \quad (3.13.1)$$

где A – количество горной породы, подвергающейся выщелачиванию, т;

β – расход реагента (100 %) на единицу веса горной массы (определяется по керновым пробам в лаборатории), кг.

В зависимости от различных схем расположения скважин, содержание урана в продукционном растворе имеет разные концентрации, что связано с одновременным насыщением рудного пласта раствором и выщелачиванием. Так, например, на рис. 30 показана кривая по содержанию урана в продуктивном растворе при линейной системе расположения скважин.

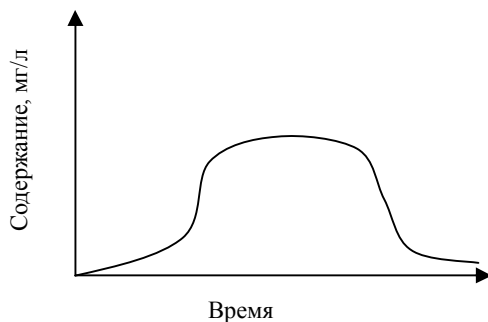


Рис. 30. Кривая по содержанию урана в продуктивном растворе [8]

Из рис. 30 видно, что концентрация урана в продуктивном растворе имеет ярко выраженный максимум и близка к насыщению. В конце процесса концентрация урана значительно снижается:

а) продолжительность отработки участка рудной залежи подземным скважинным выщелачиванием можно ориентировочно рассчитать. Сначала определяется продолжительность вытеснения поровой воды. Например, эффективная пористость рудного пласта составляет 24 %, объемный вес руды $1,9 \text{ т/м}^3$, скорость фильтрации – $20,8 \text{ см/ч}$ (при исходном коэффициенте фильтрации 5 м/сут и градиенте напора $1,0$). Пусть будет $1,5$ объема несвязанной воды в порах (т. н. 36 вес, % руды), тогда количество растворителя, который должен быть подан в пласт для вытеснения поровой воды для слоя руды длиной 1 м и сечением 1 м^2 составит

$$1,9 \cdot 0,36 = 0,684 \text{ м}.$$

Физическая скорость растворителя составит

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

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

Продолжительность вытеснения порового раствора для отрезка пути составит

$$68,4 : 15 = 4,5 \text{ ч}.$$

Если знать конечный выход продуктивного раствора с 1 единицы веса руды можно определить и продолжительность выщелачивания. Например, конечный выход продуктивного раствора составляет 200% веса, руды т. е. ($\text{Ж}:\text{Т}=2:1$), тогда объем раствора будет равным

$$1,9 \cdot 2,0 = 3,8 \text{ м}^3.$$

Тогда при фактической скорости просачивания растворителя равной $0,7 \cdot 5 \cdot 1 = 3,5 \text{ м/сут}$ ($14,6 \text{ см/ч}$), продолжительность выщелачивания для отрезка пути в 1 м составит

$$\frac{3,80}{14,6} = 26,0 \text{ ч},$$

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

Общий уровень продолжительности подземного выщелачивания при фильтруемой рудной залежи показывает, что он равноценен скорости перколяционного процесса, приведенного в литературе [24].

Для участков длиной ℓ (расстояние между закачной и откачной скважинами) В.Г. Бахуров и Б.В. Невский рекомендуют полный цикл выщелачивания определить по следующим уравнениям [8]:

б) число стадий обмена порового раствора на свежий растворитель.

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

$$E_{отм.} = \left[(1 - K_{отм})^u \right] \cdot 100\%, \quad (3.13.2)$$

где $K_{отм}$ – коэффициент отмывки за одну стадию, долях единицы; u – число стадий отмывки.

Вследствие неравномерной фильтруемости пласта по его сечению, особенно по вертикали, на участке с малой пористостью и проницаемостью происходит задержка части растворов. Поэтому коэффициент $K_{отм}$ принимают в среднем равным 0,5. Для непроницаемых пластов глины, когда практически отсутствует возможность отмывки фильтрацией, коэффициент K приближается к нулю. Поэтому в глинистых пластах отмывка происходит по диффузионному механизму.

Для получения общей эффективности отмывки на уровне 95 % при $K_{отм}=0,5$ число стадий, по практическим данным, в процессе подземного выщелачивания не может быть меньше пяти. Отсюда отношение $Ж : Т$ будет

$$5(0,4 - 0,5) = 2,0 \div 2,5 \text{ м}^3 \text{ на } 1 \text{ м}^3 \text{ руды,}$$

где $(0,4-0,5)$ – количество обмениваемого раствора за одну стадию.

в) время прохождения раствора через рудный участок, длиной ℓ составляет

$$\tau = \frac{\ell}{V}, \text{ сут}; \quad \sum \tau = \sum \frac{\ell}{V}, \text{ сут}, \quad (3.13.3)$$

где V – скорость движения потока, м/сут.

Скорость естественного движения раствора определяется коэффициентом фильтрации пласта K_ϕ и его уклоном (J_0)

$$V = K_\phi \cdot J_0, \text{ м/сут}. \quad (3.13.4)$$

Гидравлический уклон подстилающего водоупора J_0 – величина постоянная.

Скорость и направление движения потока в пласте можно регулировать, изменяя разность уровней грунтовых вод у закачных и откачных скважин;

г) количество раствора (в среднем), получаемого из скважины составляет:

$$Q = v \cdot h \cdot V \cdot \Pi, \text{ м}^3/\text{сут}, \quad (3.13.5)$$

где v – расстояние между скважинами в ряду;

h – мощность рудоносного пласта;

V – скорость потока, м/сут;

Π – пористость пласта, доля свободного объема.

Общее количество раствора равно

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

Содержание урана в продуктивном растворе (без учета разубоживания, т. е. разведения водой горизонта)

$$B = \frac{M_x}{\sum Q}, \text{ кг/м}^3; \quad (3.13.6)$$

$$M = 1/2 \cdot v \cdot \ell \cdot h \cdot K \cdot d \cdot c, \quad (3.13.7)$$

где M – запасы металла на одну скважину, кг;
 x – степень извлечения металла из руды, доли единицы;
 ℓ – расстояние между рядами скважины, м;
 h – мощность рудоносного пласта, м;
 K_{op} – коэффициент оруднения, доли единицы;
 d – удельный вес руды (сухой) т/м³;
 c – содержание металла в руде, кг/т.

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

д) расход реагента раствора, определяется по формуле

$$G = \frac{q \cdot p + \sum (Q \cdot C_{ост})}{1000}, m \quad (3.13.8)$$

$$q = 1/2 \cdot b \cdot h \cdot \ell \cdot d, \quad (3.13.9)$$

$$G_{сум} = \frac{G}{\sum \tau}, \text{ кг/сут} \quad (3.13.10)$$

где q – запасы рудной массы в пласте на одну скважину, т;
 p – расход реагента на реакцию, кг/т;
 $C_{ост}$ – средняя остаточная концентрация реагента в продуктивном растворе, кг/м³,
 h – высота пласта (берется между выше и ниже расположенными водоупорами), м.

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

е) выщелачивание глинистых пластов, скважинное подземное выщелачивание песчанно-глинистых пластов осуществляется значительно труднее по сравнению с фильтруемым рудным пластом – коэффициенты фильтрации глинистых пластов очень малы ($x \cdot 10^{-4} \div x \cdot 10^{-6}$ см/сут).

Основная массопередача урана из глинистого рудоносного пласта осуществляется путем диффузионного процесса, вызываемого разностью концентраций веществ в поровом растворе и в жидкостном потоке, примыкающем к глинистому пласту. Поэтому подземное выщелачивание глинистых месторождений встречает много затруднений.

Для рудоносных глин при кислых растворителях коэффициент растворения колеблется от 0,2 до 0,4 г урана с 1 м² поверхности рудного пласта в сутки [8].

Общую продолжительность выщелачивания рудоносного глинистого пласта ориентировочно можно определить следующим путем. Например, пусть извлечение урана 80 %, исходное содержание его в руде 0,1 %, мощность рудного пласта 0,25 м, объемный вес руды 1,7 г/см³, пористость – 35 %, тогда общая продолжительность выщелачивания составит

$$\tau = \frac{0,425 \cdot 1000 \cdot 0,8}{0,32} = 1060 \text{ сут или около 3 лет,}$$

где 0,32 – коэффициент растворения урана при диффузионном выщелачивании глинистого пласта с 1 м² поверхности рудного пласта в сутки, г; 0,425 – пористость, в долях единицы;

ж) необходимое количество реагента с концентрацией C_0 (в л или м³, если учесть, что плотность раствора близка к единице), обозначаемое V_{co} , определяют по формуле

$$V_{co} = \gamma \cdot F \cdot m \cdot (Ж : Т), \quad (3.13.11)$$

где, γ – объемная масса рудовмещающих пород и руд, т/м³;

F – площадь блока (участка), м²;

m – мощность рудовмещающего горизонта (высота блока), м; Ж:Т; Р – расход реагента в течение всего периода выщелачивания, обеспечивающий достижение необходимой степени извлечения ε урана. Он может быть охарактеризован либо необходимым отношением массы выщелачивающего реагента с определенной исходной концентрацией C_0 к отрабатываемой массе рудоносных пород (Ж:Т), либо расходом реагента

при заданной исходной концентрации C_0 на извлечение единицы полезного компонента (т/т).

Необходимую массу реагента (M , т) определяют также по его расходу на извлечение единицы массы урана

$$M = p \cdot \varepsilon \cdot P_M, \quad (3.13.12)$$

где ε – степень извлечения урана, доли единицы;

p_m – запасы урана в контурах блока, т.

Если выразить запасы урана через его средневзвешенную концентрацию в рудах a_{cp} и объемную массу руд γ , то формула примет вид

$$M = p \cdot \varepsilon \cdot a_{cp} \cdot \gamma \cdot m \cdot F / 100. \quad (3.13.13)$$

Среднюю концентрацию урана $C_{п.к.}$ (в г/л) за все время τ выщелачивания определяют, исходя из его извлекаемого количества $P_M \cdot \varepsilon$ и общего объема V_{co} продуктивных растворов

$$C_{п.к.}^{cp} = P_M \cdot \varepsilon \cdot 10^3 / V_{co}$$

или

$$C_{п.к.}^{cp} = F \cdot m \cdot \gamma \cdot a_{cp} \cdot \varepsilon \cdot 10 / V_{co}. \quad (3.13.14)$$

Продолжительность τ (сут) процесса подземного выщелачивания определяют по зависимости

$$\tau = (V_{co} + \mu \cdot F \cdot m) / Q_{сум}, \quad (3.13.15)$$

где $(\mu \cdot F \cdot m)$ – объем подземных вод в порах пласта, который необходимо удалить в начале эксплуатации (μ – эффективная пористость, доли единицы);

$Q_{сум}$ – производительность блока по растворам м³/сут.

Состав продуктивных растворов

1 Средняя концентрация металла в продуктивных растворах может быть определена несколькими способами: усредне-

нием кривой истинной концентрации, делением общего количества извлеченного металла на суммарный объем поданного в закачную скважину рабочего раствора. Концентрации в продуктивном растворе других компонентов, которые в заметных количествах присутствуют и в пластовых водах, находят по уравнению смешивания продуктивных растворов и пластовых вод [8]

$$C_n = \frac{C_{от} \cdot Q_0 + C_{cp} \cdot (Q_0 - Q_H)}{Q_H}, \quad (3.13.16)$$

где C_H – искомая концентрация компонента в продуктивном растворе;

C_{cp} – концентрация этого компонента в пластовых водах;

$C_{от}$ – концентрация данного компонента в откачных растворах. Если принять $Q_0 = aQ_H$, тогда

$$C_H = aC_{от} - C_{cp}(a - 1). \quad (3.13.17)$$

2 Степень извлечения металла из недр оценивается несколькими способами, позволяющими взаимно контролировать получаемые значения.

$$\varepsilon = \frac{\sum C_u \cdot Q_0 \cdot \Delta t}{\rho(m \cdot c)_{cp} \cdot F}, \quad (3.13.18)$$

где C_u – опытная концентрация металла, мг/л (г/м^3);

Q_0 – дебит откачки, $\text{м}^3/\text{ч}$;

Δt – время между замерами, ч;

ρ – плотность руды, т/м^3 .

3 Потребное количество концентрированного растворителя определяется по формуле

$$D = C_0 \cdot w. \quad (3.13.19)$$

При необходимости соблюдения условия $a = 4 - 7$ и величины расстояния между опытными скважинами $b \geq 6 м$, тогда

$$w = f \cdot \rho \cdot \mu \cdot F, \quad (3.13.20)$$

$$t = w / Q_H, \quad (3.13.21)$$

где C_0 – концентрация;

w – требуемый для опыта объем рабочего раствора концентрации C_0 ;

D – потребная масса концентрированного растворителя;

F – прогнозная площадь выщелачивания (в зависимости от принятого расстояния между скважинами и коэффициента дебаланса и определяется из известных значений F / b^2 ;

t – длительность опыта;

f – прогнозное отношение Ж:Т принимается для однородных рудовмещающих пластов равным $1,5 \div 2,0$ и для сложных пластов $3,0 - 5,0$.

3.13.1 Примеры решения задач

Пример 1. Определить длительность работы участка скважинного выщелачивания, если по расчетам для этого требуется объем рабочего раствора $3000 м^3$, с учетом скорости подачи выщелачивающего раствора $0,25 л/с$.

Решение. Длительность отработки участка определяется по формуле (3.13.2)

$$\tau = w / V,$$

где V – скорость подачи раствора, $м^3/сут$, тогда $V = 0,25 л/с = 900 л/ч = 0,9 м^3/ч = 21,5 м^3/сут$, $\tau = w / V = 3000 : 21,5 = 140 сут$.

Пример 2. На выбранном участке скважинного подземного выщелачивания через рудную залежь пропускают выщелачивающий раствор. Определить в среднем количество продуктив-

ного раствора из скважины при следующих условиях: расстояние между скважинами в ряду – 15 м, пористость рудного пласта ~ 40 % при его мощности – 6 м, коэффициент фильтрации пласта составляет $K=1$ м/сут.

Решение. Количество раствора из скважины определяется по формуле (3.13.5).

$$Q = e \cdot h \cdot V \cdot \Pi, \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Из формулы видно, что не известна скорость естественного движения раствора, которая зависит от коэффициента фильтрации и гидравлического уклона, J_0 – его значение принимается за 1.

Тогда, скорость определяем по формуле

$$V = K_\phi \cdot J_0 = K_\phi \cdot 1 = K_\phi.$$

Следовательно, количество раствора будет

$$Q = 15 \cdot 6 \cdot 1 \cdot 0,4 = 36 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Пример 3. Определить содержание урана в продуктивном растворе (без учета разубоживания, т. е. разведения водой горизонта) при скважинном подземном выщелачивании залежи в следующих условиях: расстояние между рядами скважин – 30 м, расстояние между скважинами 10 м, мощность рудоносного пласта – 6 м, коэффициент оруденения – 0,2; плотность руды – $1,9 \text{ т/м}^3$, принять степень извлечения металла из руды равной – 75 %, содержание урана в руде – 0,1 %. Коэффициент фильтрации пласта (керн отобранного в процессе бурения скважины) $K_\phi=0,8$ м/сут.

Решение. 1) При определении содержания урана в продуктивном растворе воспользуемся формулой (3.13.6)

$$B = \frac{M \cdot x}{\sum Q}, \text{ кг/м}^3,$$

где $\sum Q$ – общее количество раствора, которое определяется из соотношения $\sum Q = 1/2Q \cdot \sum \tau$ м³/на скважину,

где τ – время прохождения раствора через рудный участок длиной ℓ .

2) Определяем время прохождения раствора через рудный участок по формуле

$$\tau = \frac{\ell}{V}, \text{ сут, где } V - \text{ скорость естественного движения по-}$$

тока, м/сут. В свою очередь, скорость движения потока определяется коэффициентом фильтрации пласта K_ϕ и уклоном J_0 по формуле $V = K_\phi \cdot J_0$, м/сут.

3) Принимаем гидравлический уклон пласта за 1, тогда скорость естественного движения потока численно равна коэффициенту фильтрации K_ϕ , т. е. $V = K_\phi \cdot J_0 = 0,8$ м/сут. Тогда

$$\text{время прохождения раствора составит } \tau = \frac{\ell}{V} = \frac{30}{0,8} = 37,5 \text{ сут.}$$

4) Количество раствора, получаемого из скважины определяется по формуле

$$Q = e \cdot h \cdot V \cdot \Pi, \text{ м}^3/\text{сут,}$$

где Π – пористость пласта для свободного объема (для расчетов принимается $\Pi=0,2$), тогда $Q = 10 \cdot 6 \cdot 0,8 \cdot 0,2 = 14,4$ м³/сут.

5) Общее количество раствора будет

$$\sum Q = 1/2 \cdot Q \cdot \sum \tau = 1/2 \cdot 14,4 \cdot 37,5 = 270 \text{ м}^3.$$

6) Определим запасы металла, приходящегося на одну скважину по формуле (3.13.7)

$$M = 1/2 \cdot e \cdot \ell \cdot h \cdot K_{op} \cdot d \cdot c, \text{ подставив значения, получим}$$

$$M = 1/2 \cdot 30 \cdot 10 \cdot 6 \cdot 0,2 \cdot 1,9 \cdot 1 = 340 \text{ кг.}$$

7) Содержание урана в продуктивном растворе составит

$$B = \frac{M \cdot x}{\sum Q} = \frac{0,75 \cdot 340}{270} = 0,95 \text{ кг/м}^3 = 0,95 \text{ г/л.}$$

Пример 4. По данным геологических исследований прогнозная площадь подземного выщелачивания урансодержащего рудного пласта составляет 50 м² при средней плотности $\rho = 2,6$ т/м³. Определить потребное количество концентрированного раство-

рителя, если принять прогнозное отношение для сложных пластов Ж:Т равным $f = 4$, концентрацию рабочего раствора $C_0=10$ г/л. Мощность рудного пласта составляет $M=6$ м и расстояние между скважинами $v=10$ м.

Решение. 1) Потребное количество концентрированного растворителя, определяется по формуле

$$D = C_0 \cdot Q,$$

где Q – требуемый объем рабочего раствора.

2) При условии, что $v \geq 6$ м, объем рабочего раствора определяется из соотношения

$$Q = f \cdot \rho \cdot \mu \cdot F,$$

$$\text{тогда } Q = 4 \cdot 2,6 \cdot 6 \cdot 50 = 3120 \text{ м}^3.$$

Потребное количество растворителя с концентрацией $C_0=10$ г/л составит $D = 10 \cdot 3120 = 31200$ кг=31,200 т.

Пример 5. Найти ориентировочное количество концентрированной серной кислоты, необходимое для насыщения уранового пласта мощностью $M=4$ м, длиной 10 м и шириной 30 м с удельным весом руды $\gamma = 2,0$ т/м³. Керновые пробы в лабораторных условиях показали, что расход 10 % серной кислоты на выщелачивание 1 кг породы составил 4 кг.

Решение. 1) Ориентировочное количество растворителя, необходимое для насыщения горного пласта, определяется по формуле (3.13.1)

$$Q = \frac{A \cdot \beta}{1000}, \text{ т, где } A - \text{количество горной породы, } \beta - \text{расход}$$

реагента (100 %) серной кислоты на единицу веса горной массы.

2) Определяем количество горной массы (пласта)

$$A = 4 \cdot 10 \cdot 30 \cdot 2 = 2400 \text{ т.}$$

3) Определяем расход реагента (серной кислоты) в пересчете на единицу руды. Поскольку на 1 кг руды требуется 4 кг 10 %

серной кислоты, то на 1 кг руды будет израсходовано 0,4 кг 100 % серной кислоты, следовательно, $\beta = 0,4$ кг/кг руды.

4) Общее количество концентрированной серной кислоты требуется $Q = \frac{2400 \cdot 0,4}{1000} = 0,96$ т = 960 кг.

Пример 6. Определить отношение Ж:Т на 1 м³ руды при скважинном подземном выщелачивании, учитывая, что коэффициент отмывки руды $K_{отм} = 0,4$, при этом принять эффективность отмывки руды $E_{отм} = 90$ % и количество обмениваемого раствора за одну стадию равным 0,4 м³ на 1 м³ руды.

Решение. 1) Сначала определяем число стадий обмена порового раствора на свежий растворитель из уравнения (3.13.2)

$$E_{отм} = [(1 - K_{jnv})^n] \cdot 100\%, \text{ откуда } 90\% = [(1 - 0,4)^n] \cdot 100\%; \text{ тогда } (1 - 0,4)^n = \frac{90}{100}; 0,6^n = 0,9;$$

$$\lg 0,6 = \lg 0,9; n(-1,76) = -1,76; 0,04 \cdot n = 0,24; n = \frac{0,24}{0,04} = 6.$$

2) Теперь находим отношение Ж:Т

$$n \cdot 0,4 = 6 \cdot 0,4 = 2,4 \text{ м}^3 \text{ раствора, следовательно, Ж:Т} = 2,4:1.$$

Пример 7. По данным геологических исследований имеется песчано-глинистое месторождение урансодержащей руды с мощностью пласта – 2,5 м. Определить ориентировочную продолжительность выщелачивания рудоносного пласта, если содержание урана в руде 0,1 %, объемный вес руды – 2,1 г/см³, пористость – 4,2 %. Принять коэффициент растворения урана для глинистого пласта $K_{расм} = 0,3 \text{ г/м}^2 \cdot \text{сутки}$ и степень извлечения урана – 75 %.

Решение. 1) Поскольку выщелачивание песчанно-глинистых пластов проходит значительно труднее, т. е. в диффузионном режиме, что продолжительность выщелачивания ориентировочно можно определить по данным работы [8] по формуле

$$\tau = \frac{M \cdot \gamma \cdot П \cdot C \cdot E}{K},$$

где M – мощность пласта;
 γ – удельный вес пласта;
 $П$ – пористость;
 C – содержание урана в пласте;
 E – извлечение урана.

Подставив значения в формулу, получим

$$\tau = \frac{2.5 \cdot 2.1 \cdot 0.42 \cdot 0.001 \cdot 0.75}{0.3 \cdot 10^6} = 5500 \text{ сут} = 15 \text{ лет}.$$

Пример 8. Лабораторными исследованиями керна, отобранного в процессе бурения скважины, коэффициент фильтрации рудного пласта $K_{\phi}=0,5$ м/сут. Определить ориентировочно содержание урана в продуктивном растворе при скважинном подземном выщелачивании залежи, если мощность рудоносного пласта составляет – 5 м; коэффициент оруденения – 0,3; плотность руды – 1,7 т/м³, содержание урана в руде – 0,2 %. Принять степень извлечения –80 %. Расположение скважин линейное, расстояние между скважинами –10 м и между рядами – 20 м, пористость руды – 0,35.

Решение. 1) Содержание урана в продуктивном растворе определяется из соотношения (3.13.6)

$$B = \frac{M \cdot X}{\sum Q} \text{ кг/м}^3,$$

где $\sum Q$ – общее количество раствора, которое определяется по формуле:

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

где τ – время прохождения раствора через рудный участок.

2) Определяем время прохождения раствора через рудный участок длиной L по формуле (3.13.3)

$$\tau = \frac{l}{v} \text{ сут, где } v - \text{ скорость естественного движения потока}$$

раствора, м/сут с учетом коэффициента фильтрации K_f , принимаем $V=K_f=0,5$ м/сут, тогда

$$\tau = \frac{l}{v} = \frac{20}{0.5} = 40 \text{ сут.}$$

3) Количество раствора, получаемого из скважины, определяется по формуле (3.13.5.)

$$Q = b \cdot h \cdot V \cdot P, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где P – пористость руды.

Подставив значения, получим $Q = 5 \cdot 10 \cdot 0.5 \cdot 0.35 = 8.9 \text{ м}^3/\text{сут}.$

4) Общее количество раствора составит:

$$\sum Q = 1/2 \cdot Q \cdot \tau = 1/2 \cdot 8.9 \cdot 40 = 177 \text{ м}^3.$$

5) Определяем запасы металла, приходящихся на одну скважину по формуле (3.13.7)

$M = 1/2 \cdot b \cdot l \cdot h \cdot K_f \cdot d \cdot c$, подставив значение, получим

$$M = 1/2 \cdot 20 \cdot 10 \cdot 5 \cdot 0.3 \cdot 1.7 \cdot 2 = 510 \text{ кг.}$$

6) Содержание урана в продуктивном растворе составит

$$B = \frac{M \cdot X}{\sum Q} = \frac{510 \cdot 0.8}{177} = 2.28 \text{ г/л.}$$

3.3.2. Задачи для самостоятельного решения

Задача 1. По лабораторным исследованиям для скважинного подземного выщелачивания месторождения требуется 5000 м^3 . Определить продолжительность процесса выщелачивания, приняв среднюю скорость подачи выщелачивающего раствора равным $0,2 \text{ л/сек.}$

Задача 2. Определить количество продуктивного раствора, получающегося при скважинном подземном выщелачивании урансодержащей рудной залежи, при следующих параметрах: расстояние между скважинами в ряду – 10 м , пористость рудного

пласта –15 %, при его мощности – 8 м, коэффициент фильтрации принять равным – 1,5 м/сут.

Задача 3. При скважинном подземном выщелачивании урансодержащей залежи принять извлечение урана в продуктивный раствор – 76,5 %. Определить содержание урана в продуктивном растворе при следующих данных процесса: расстояние между рядами скважин – 20 м, а расстояние между скважинами – 10 м. Коэффициент оруденения $K_{op}=0,18$; плотность руды – 2,1 т/м³, при содержании урана в руде – 0,25 %. Принять коэффициент фильтрации для пласта равным $K_{\phi}=1,2$ м/сут.

Задача 4. Плотность рудной залежи составляет $\rho = 2,1$ т/м³. Оконтуренная площадь для скважинного подземного выщелачивания равняется 105 м². Определить потребное количество концентрированного растворителя (серная кислота), если принять прогнозное отношение Ж:Т=1:2; $f = 2$, при этом принять концентрацию рабочего раствора $C_0=7$ г/л. Мощность рудного пласта составляет $M=4$ м и расстояние между скважинами $\sigma=6$ м.

Задача 5. Определить отношение Ж:Т на 1 м³ руды при скважинном подземном выщелачивании, принять коэффициент отмывки руды $K_{отм}=0,5$, эффективность отмывки $E_{отм}=95$ %, количество обмениваемого раствора за одну стадию отмывки равным 0,3 м³ раствора на 1 м³ руды.

Задача 6. Определить ориентировочную продолжительность выщелачивания рудоносного пласта, если содержание урана в руде составляет 0,2 %, объемный вес – 2,2 г/см³, пористость – 38 %. Мощность глинистого пласта – 2,8 м. При расчетах принять коэффициент растворения урана для глинистого пласта $K_{рств}=0,4$ г/м² в сутки и степень извлечения ε –76 %.

ГЛАВА IV

КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИН

1.1 Общие сведения

Скважины широко применяются в нефтяной, газовой промышленности, а также при организации водозабора грунтовых вод. Оборудование и агрегаты, применение их в процессе бурения скважин приведены в специальной литературе [30, 31]. В этом разделе отметим лишь некоторые детали, связанные со спецификой применения агрессивных химических реагентов. В связи с этим необходимо рассмотреть вопрос о выборе материала для сооружения скважин. Естественно, обычные стальные трубы непригодны из-за большой коррозии, а трубы из нержавеющей стали очень дороги. Поэтому в последнее время применяются трубы из синтетических материалов – полиэтиленовые, винилпластовые, полистероловые и др. Указанные трубы вполне пригодны по коррозиоустойчивости, но по механической прочности они уступают стальным трубам. Наиболее подходящими для подземного выщелачивания урана оказались полиэтиленовые трубы, минимальный срок службы которых в 40 % растворе серной кислоты при температуре 50 °С составил 6 лет [26].

При подземном выщелачивании скважины являются основным звеном в техническом оснащении предприятия. Удельной вес затрат на бурение в себестоимости конечной продукции составляет 15–30 % в зависимости от глубины залегания месторождения [26]. На стоимость скважин влияет ряд факторов, такие как: глубина залегания руды, крепления скважины, оборудование, применяемое для выполнения буровых работ, а также конструктивные особенности. Скважины подразделяются на: разведочные, технологические (эксплуатационные), наблюдательные, контрольные, специальные и вспомогательные. Их глубина в зависимости от геологических условий залегания месторождений изменяется в широких пределах – от десятков метров до 650 м, чаще составляет 300–600 м. Диаметры скважин

также изменяются в пределах 90–120 мм для разведочных и наблюдательных и до 300–400 мм для технологических.

По своему назначению технологические (эксплуатационные) скважины делятся на откачные и закачные.

Откачные скважины (или разгрузочные) предназначены для подъема продуктивных (металлосодержащих) растворов из продуктивного пласта на поверхность.

Закачные скважины предназначены для подачи в продуктивный пласт (рудную залежь) выщелачивающих растворов (растворителя).

Эксплуатационные скважины имеют различную производительность в зависимости от гидрогеологических условий месторождения; низкую – до 0,0007 м³/с для закачных и 0,0014 м³/с для откачных скважин.

Высокая производительность колеблется в пределах 0,007 и 0,014 м³/с.

Группа вспомогательных скважин непосредственного участия в добыче металла не принимает. Они предназначены для изучения месторождений, подготовки пласта к выщелачиванию, контроля за процессом подземного выщелачивания. К вспомогательным скважинам относятся наблюдательные, которые предназначены для наблюдений и контроля за условиями формирования продуктивных растворов, растеканием технических растворов за пределы эксплуатационных участков.

Контрольные скважины бурятся на отработанных участках для контроля полноты извлечения полезного компонента из недр.

Скважины имеют существенные различия в конструкции в зависимости от своего назначения и к ним предъявляются различные требования по надежности и долговечности в эксплуатации.

К скважинам при добыче металла подземным выщелачиванием предъявляются следующие требования:

1 схема расположения скважин и режим их работы должны обеспечивать максимальное извлечение металла из руды;

2 расход реагентов и непроизводительные потери должны быть минимальными;

3 срок службы скважин не должен быть меньше времени отработки участка или блока;

4 при помощи скважины должен обеспечиваться управляемый процесс движения растворов в рудном теле;

5 скважины не должны быть источником загрязнения окружающей среды.

Все буровые скважины, используемые при вскрытии и отработке месторождений способом подземного выщелачивания, в той или иной мере участвуют в технологическом процессе, и поэтому носят название технологических. В зависимости от функционального назначения технологические скважины делятся на две группы: эксплуатационные и вспомогательные.

Сами технологические скважины сооружаются с учетом большого диапазона различных, характерных для этого способа переработки, условий [26].

1 Как обычно, месторождения урана находятся в различных условиях. Например, пластовые (водородные) месторождения характеризуются неустойчивыми песчанно-глинистыми породами, и температура воды продуктивного горизонта колеблется от 0 до +30 °C.

Скальные месторождения характеризуются крепостью и монолитностью пород. Степень обводненности таких руд незначительна и подземное выщелачивание может осуществляться только с предварительной подготовкой продуктивного пласта путем дробления пород.

2 При отработке пластовых месторождений скважины сооружаются только с поверхности земли, а при отработке скальных блоков и вскрытие их скважинами осуществляется из подземных горных выработок.

3 Указанное различие расположения месторождения и его горно-геологические и гидрогеологические условия обуславливают различную направленность скважин. Вскрытие пластовых месторождений может осуществляться вертикальными, вертикально-наклонными, наклонно-горизонтальными скважинами.

4 В зависимости от назначения срок службы скважин может колебаться в широких пределах от суток до нескольких лет. Число скважин на небольшой площади также может колебаться, и плотность их на квадратный километр составляет 800–1800 шт. Расстояние между скважинами на поверхности колеблется от 15 до 70 м, а в подземных блоках подземного выщелачивания от 2 до 10 м.

5 Глубина скважин и диаметры их бурения в основном зависят от глубины залегания рудного тела и колеблются от 10 до 800 м. Исходя из глубин скважин и их функционального назначения, диаметр бурения также находится в широких пределах. Так, шпур для дробления пород в скальных блоках имеют диаметр 28–32 мм, а откачные скважины под насосную откачку имеют начальный диаметр до 400 мм.

6 Так как подземное выщелачивание характеризуется применением в качестве выщелачивающих реагентов различных растворителей, то для сооружения скважин требуется определенный подход к выбору материалов для них.

7 Оработка месторождений может осуществляться по различным техническим схемам.

Реверсирование потока является технологической операцией изменения направления движения технологических растворов в продуктивном горизонте. Осуществляется реверс в результате чередования функционального назначения технологических скважин, т. е. в начальный период в закачные скважины подается выщелачивающий раствор, а из откачных скважин извлекается продуктивный раствор, затем через определенное время из закачных скважин извлекается продуктивный раствор, а в откачные скважины подается выщелачивающий раствор.

4.2 Технологическая скважина

Проектирование конструкций технологических скважин невозможно без учета основных факторов, влияющих на процесс их сооружения. К таким факторам относятся: тип и концентрация растворителя (выщелачивающего раствора), наличие

окислителя и его тип, технологическая схема выщелачивания, производительность скважин, число скважин по назначению, требуемых для ведения технологического процесса.

В зависимости от концентрации растворов основными параметрами для откачной скважины является ее производительность, а для закачной – приемистость.

Конструкции указанных скважин отличаются многообразием. На рис. 31 приведены некоторые конструкции закачных и откачных скважин.

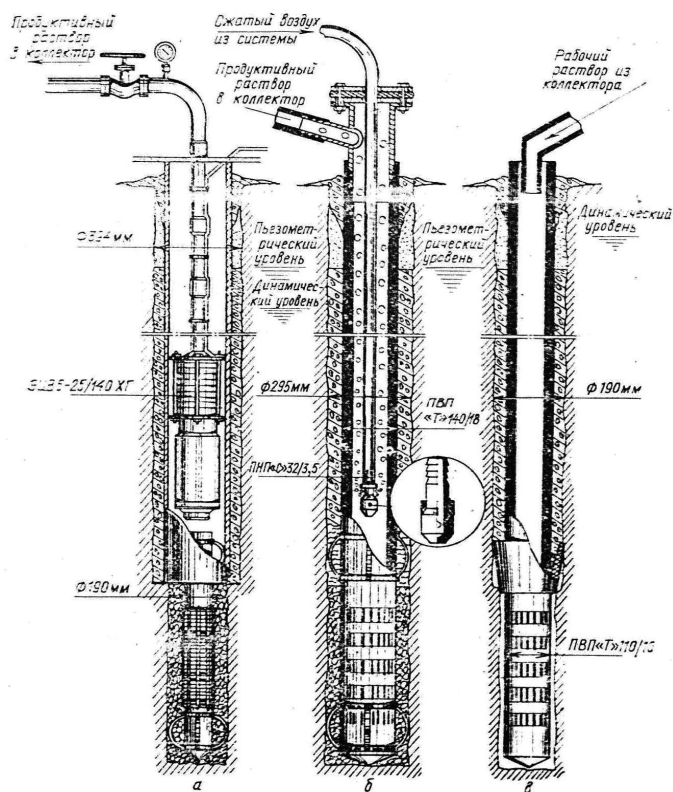


Рис. 31. Конструкции технологических скважин [3]:
 а – откачная насосная; б – откачная эрлифтная; в – закачная

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.

Основным фактором, определяющим выбор эксплуатационной скважины, является способ подъема продуктивных растворов и соответственно наличие технических растворов – подъемных средств (эрлифты, вытяжные и электропогружные насосы). Эксплуатационная скважина по длине может быть выполнена из труб одного материала и диаметра, а может быть и комбинированной как по материалу, так и по диаметру. При этом верхняя часть эксплуатационной колонны выбирается большего диаметра для установки погружных насосов или эрлифта. Диаметр нижней части колонны соответствует диаметру фильтра.

4.3 Конструкция призабойной части скважины

Призабойная часть скважин определяется их назначением и конструкцией. Для технологических скважин подземного выщелачивания конструкция призабойной части должна обеспечивать приток раствора в скважину и наоборот. Обычно призабойную часть скважины оборудуют фильтрами, спускаемыми вместе с эксплуатационной колонной.

Оборудованный в скважине фильтр является основным элементом, во многом определяющим технологическое состояние скважин и, следовательно, технологию всего процесса подземного выщелачивания.

При подземном выщелачивании на первых этапах разработки и внедрения применялись в основном щелевые фильтры с вертикальным или горизонтальным расположением щелей, которые изготавливались непосредственно на месте из полиэтиленовых труб. Ширина щелей обычно не превышала 1 мм. Конструкции указанных фильтров показаны на рис. 32, которые до

настоящего времени являются основным типом, применяемым на предприятиях подземного скважинного выщелачивания.

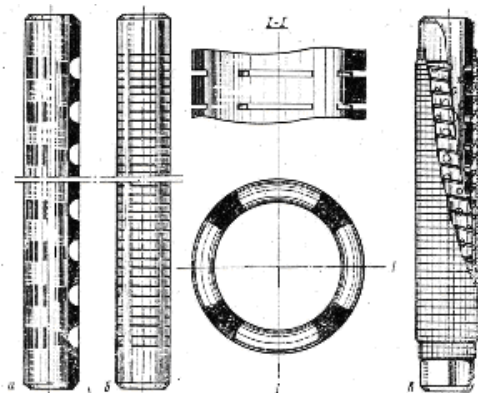


Рис. 32. Конструкция фильтров технологических скважин из полиэтилена [3]:

а – целевой с вертикальной нарезкой; б – целевой с горизонтальной нарезкой; в – дырчатый с сеткой из нержавеющей стали

С целью упрощения установки фильтра, последний устанавливается не на всю мощность продуктивного водоносного горизонта, а только на участок рудного тела. При таком способе установки фильтра затрубное пространство необходимо изолировать непосредственно над фильтром. Наиболее надежной изоляцией является глинистая подушка, сооружаемая над гравийной засыпкой.

Известно, что скорость протекания раствора через фильтр по его длине является величиной переменной и в большинстве случаев в нижней части фильтров имеет место снижение входных скоростей [26]. Особенно это заметно в скважинах, где фильтр имеет значительную длину (до 30 м), а производительность его не превышает $10 \text{ м}^3/\text{ч}$. В результате частицы породы, вносимые в скважину, скапливаются в нижней части фильтра, и она оказывается запескованной. Скорость же движения раствора по стволу скважины бывает недостаточной

для выноса скопившегося песка на поверхность. По мере накопления песка часть фильтра со временем полностью закрывается и в работе не участвует. В свою очередь неравномерная работа фильтра отражается на отработке продуктивного пласта и затрудняет извлечение полезного компонента из нижней части рудных залежей.

В последнее время в практике подземного скважинного выщелачивания применяются фильтры, выполненные из коррозионностойких (к растворам солей, кислот, щелочей) материалов, состоящих из полиэтиленовых труб, на внешней поверхности которых имеются продольные пазы с рядами радиальных отверстий.

На рис. 33 приведен антикоррозионный фильтр каркасно-проволочного типа (АКФ), состоящий из полиэтиленовой толстостенной трубы, имеющей на наружной поверхности продольные ребра, между которыми образуются водоприемные каналы [26].

Как было отмечено ранее, в практике сооружения скважин фильтр устанавливается не на всю мощность продуктивного водоносного горизонта, а только на участке рудного тела. В этом случае затрубное пространство необходимо изолировать непосредственно над фильтром. цементировочное устройство и диаметром 42 или 50 мм, который опускают внутрь колонны.

Необходимо отметить, что если рудное тело залегает глубоко (300 м и более), где интенсивно проявляется горное давление, разрушающее полиэтиленовые трубы со стенками толщиной 18–25 мм, и где необходимо очень тщательное выполнение затрубной изоляции вышележащих водоносных горизонтов от продуктивных проникновения растворов и для обсадки скважины применяют стандартные стальные трубы. Технология бурения состоит в следующем: сначала скважину бурят до рудного тела и крепят стальными трубами с цементацией затрубного пространства. После этого бурят скважины по рудному телу, спускают фильтр и обсадную колонну и полиэтиленовых труб с нормальной толщиной стенки (10–12 мм). Затем на обсадной

колонне выше фильтра устанавливают сальник, изолирующий стальные трубы от кислых вод продуктивного горизонта.

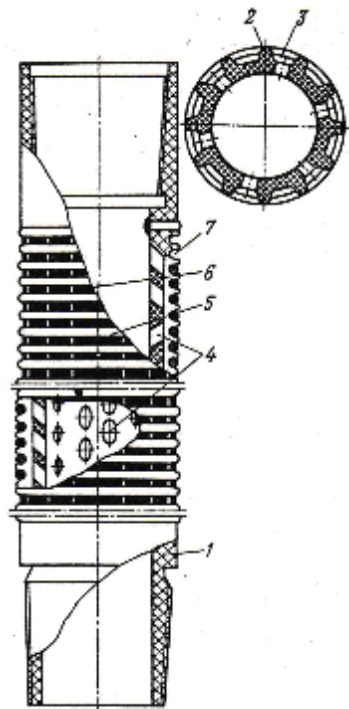


Рис. 33. Фильтр антикоррозионный [26]:

- 1 – полиэтиленовая труба; 2 – продольные ребра; 3 – водоприемный канал; 4 – отверстия; 5 – наметка из полиэтиленового провода; 6 – входная щель; 7 – лаз для провода*

Наиболее надежной изоляцией является глинистая подушка, сооруженная над гравийной засыпкой. В свою очередь песчано-грейверные обсыпки применяются при наличии в продуктивном горизонте мелкозернистых песков. Они позволяют увеличить эффективный диаметр скважин, что приводит к увеличению производительности скважин [26]. Установка изолирующей

манжеты наиболее целесообразно проводить в скважинах ступенчатой конструкции вблизи верхней границы рудного тела. Затрубное пространство в скважинах ступенчатой конструкции первоначально цементировалось через специальное цементировочное устройство диаметром 42 или 50 мм, который опускают внутрь колонны.

Необходимо отметить, что если рудное тело залегает глубоко (300 м и более), где интенсивно проявляется горное давление, разрушающее полиэтиленовые трубы со стенками толщиной 18–25 мм, и где необходимо очень тщательное выполнение затрубной изоляции вышележащих водоносных горизонтов от продуктивных проникновений растворов и для обсадки скважины применяют стандартные стальные трубы. Технология бурения состоит в следующем: сначала скважину бурят до рудного тела и крепят стальными трубами с цементацией затрубного пространства. После этого бурят скважины по рудному телу, спускают фильтр, обсадную колонну и полиэтиленовые трубы с нормальной толщиной стенки (10–12 мм). Затем на обсадной колонне выше фильтра устанавливают сальник, изолирующий стальные трубы от кислых вод продуктивного горизонта.

С целью откачки растворов из скважин трещины гидроразрыва обязательно нужно закреплять фильтрующим материалом для предупреждения их закрытия. Эти трещины являются своеобразными дренами для доставки продуктивных растворов к скважине. В закачных скважинах трещины можно не закреплять, тогда в этих случаях выщелачивающий раствор необходимо подавать под давлением, предупреждающим закрытие трещин. Эффективность работы скважины напрямую зависит от фильтрационной способности рудного тела. Фильтрационную поверхность для приема технологических растворов можно увеличить не только специальными технологическими приемами (взрывание взрывчатых веществ или при производстве интервального гидроразрыва), но и путем проработки этих зон растворами кислот. Если продуктивный горизонт состоит из карбонат-содержащих пород, то дополнительной ситуацией освоения скважины является кислотная обработка прифильтровальной

зоны. Кислотная обработка основана на способности соляной и плавиковой кислот и их растворов растворять карбонатно-глинистые породы. В результате этой обработки очищается призабойная зона, восстанавливаются и улучшаются фильтрационные свойства пласта.

При реакции карбонатных пород с соляной кислотой образуется хлористый кальций и хлористый магний, освобождается вода и выделяется углекислый газ. Установлено, что скорость реакции соляной кислоты с породой увеличивается при увеличении объема свободного углекислого газа, т. е. при снижении давления [26]. Для кислотных обработок скважин на практике берут растворы с содержанием кислоты 10–15 %. Обычно обработка пласта солянокислыми растворами включает следующие этапы: а) заливку растворами определенного объема кислотного раствора в скважину; б) вытеснение его в прифильтровальную зону водой или воздухом; в) выдержку раствора в пласте; г) извлечение из пласта и скважины продуктов растворения.

Эффективность растворения карбонатно-глинистых пород зависит от цикличности заливки и извлечения из скважины продуктов растворения, которая проводится многократно с промежутками между циклами 20–30 мин.

Как было показано ранее, материал фильтров должен быть устойчив длительное время к выщелачивающим и продуктивным растворам, к кратковременному воздействию различных солей и кислот, к электрохимической коррозии и влиянию различных газов. В этом случае механическая прочность фильтров должна удовлетворять условиям работы скважин в различных горно-геологических условиях.

Длительная практика эксплуатации месторождений способом подземного выщелачивания показала, что для изготовления различных конструкций фильтров наиболее перспективными материалами являются полиэтилен и ударнопрочный полистирол.

4.4 Крепление скважины

При применении в скважинах полиэтиленовых труб, обладающих химической стойкостью к агрессивным растворам, большое значение имеют способы крепления их. Возможность увеличения глубины крепления скважин полиэтиленовыми трубами, обладающими прочностными характеристиками для различных месторождений, зависит от принятой конструкции скважин и их назначения. Имеющийся опыт крепления скважин полиэтиленовыми трубами позволил выявить, что по методу установки и закрепления обсадной колонны в скважине существует три варианта [26]:

а) обсадная колонна жестко связана с породным массивом по всей своей длине с помощью цементного кольца. Такие условия встречаются при сооружении скважин в неустойчивых породах;

б) обсадная колонна свободно размещена в скважине. Обычно это бывает при хорошей устойчивости стен скважины или тогда, когда полиэтиленовая колонна размещена в защитной металлической колонне;

в) полиэтиленовая колонна частично закреплена в скважине, чаще всего в нижней ее части. Такая установка колонны осуществляется в устойчивых породах, но с условием изоляции продуктивного горизонта от вышележащих пород. На практике установлено, что если полиэтиленовая колонна частично закреплена в скважине, это в большинстве случаев приводит к аварии обсадных колонн (смятие, потеря герметичности соединений, обрыв и др.). При этом на аварийность особенно влияют температурные деформации.

Разрушение полиэтиленовой обсадной колонны может происходить на различных этапах сооружения и эксплуатации скважин: при спуске колонны, гидроизоляционных работах и при ее эксплуатации.

Часто аварии происходят при слабом соединении труб, поэтому при спуске обсадной колонны особое внимание должно уделяться качеству соединения труб, поскольку разрушение или

разгерметизация одного стыка приводит к выходу из строя всей скважины.

В настоящее время наиболее широко применяются три вида резьбовых соединений для толстостенных полиэтиленовых труб типа «Г» и «СТ», изготавливаемых из полиэтилена низкого давления – это замковое – *а*, муфтовое – *б* и «труба в трубе» – *в* (рис. 34).

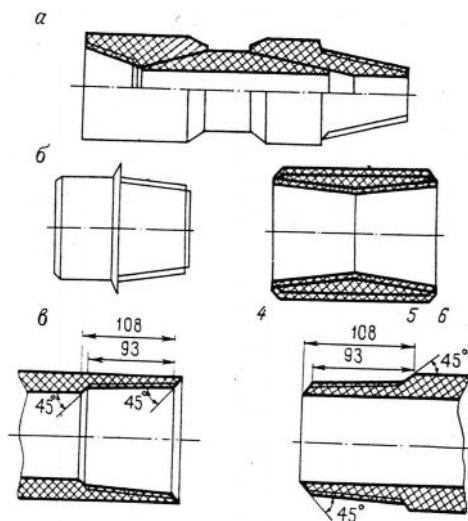


Рис. 34. Типы соединений труб

Наиболее широкое применение при соединении труб нашло замковое соединение (*а*) и соединение «труба в трубу» (*в*). Эти соединения выдерживают внутреннее гидравлическое давление без потери герметичности до 3 МПа. Несмотря на то, что при соединении полиэтиленовых труб применялись соединения с различной резьбой: конической, ленточной, цилиндрической, прямоугольной и газовой, все же имели место потери герметичности при внутреннем и наружном давлении до 1,7 МПа. Поэтому для повышения герметичности резьбовых соединений полиэтиленовых труб разработана специальная герметизирующая смесь, состав которой представлен в табл. 9.

Таблица 9

Герметизирующая смесь

Составные компоненты	Марка	ГОСТ, ТУ	Содержание, %
Низкомолекулярный полиизобутилен	П – 20	ТУ 38.103-257	31,0
Высокомолекулярный полиизобутилен	П – 118	ГОСТ 13303-88	4,0
Бензин	«Галоша»	ГОСТ 443-76	65,0

Герметизирующая смесь имеет хорошую адгезию к полиэтилену и обладает высокой химической стойкостью к растворам серной, соляной и азотной кислот, а также к щелочам [26]. Эта смесь сохраняет пластические свойства в течение всего периода эксплуатации полиэтиленовой колонны, что позволяет осуществить ее разборку после окончания эксплуатации скважин. На срок работы технологических скважин, обсаженных полиэтиленовыми трубами, влияют не только правильность выполнения технологических операций при их сооружении, но и их эксплуатационные характеристики, и режим работы. С этой точки зрения наиболее благоприятны в эксплуатации наблюдательные скважины, т. к. они весь срок службы находятся в относительно покое, а обсадная колонна не несет на себе каких-либо нагрузок. Их срок службы составляет почти 10 лет.

Закачные скважины подвергаются внутреннему давлению от столба закачиваемой жидкости и температурным деформациям в результате разницы температур окружающей среды, пластовой жидкости и закачиваемых выщелачивающих растворов. Срок службы закачных скважин не превышает 3–4 лет.

4.5 Сооружение наклонно направленных скважин

Как правило, вскрытие продуктивного горизонта осуществляется серией вертикальных технологических скважин. В основном применяются схемы расположения линейными рядами

откачных и закачных скважин, при этом фильтры скважин располагаются в рудном теле.

Недостатком описанных схем вскрытия месторождений является то, что незначительная часть скважины выполняет работу – это вскрытие продуктивного горизонта.

Повышение эффективности подземного выщелачивания можно осуществить путем применения наклонных и наклонно направленных скважин. Наклонно направленные скважины могут использоваться для отработки залежей, вскрыть которые вертикальными скважинами не представляется возможным. Такие условия возникают там, где на месте нахождения рудных залежей построены промышленные объекты, или расположены сельскохозяйственные угодья, или месторождение залегает под водным объектом (рекой, озером).

Прямолинейные наклонные скважины можно применять для увеличения расстояния между рядами откачных и закачных скважин. Тогда при насосной откачке продуктивных растворов откачные скважины сооружают вертикальными, а закачные – наклонными (рис. 34, а). При этом расстояние между рядами увеличивается в 2 раза.

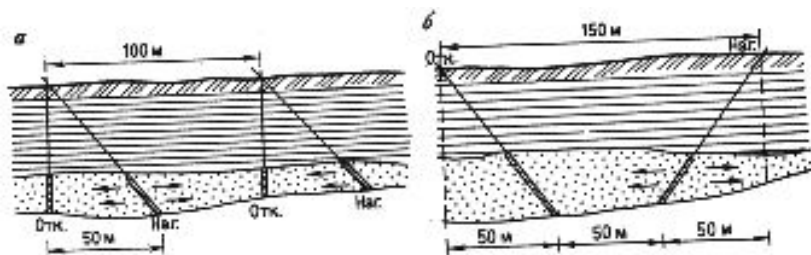


Рис. 35. Схемы вскрытия вертикальными и наклонными скважинами [26]

Наклонные закачные скважины бурят с наклоном в сторону соседних откачных рядов. Угол наклона скважин определяют в зависимости от проектной сети скважин и глубины залегания рудной залежи (рис. 35, б).

В работе [26] сделано сравнение технико-экономических показателей вскрытия месторождений вертикально-наклонными скважинами с технико-экономическими показателями существующих схем вскрытия рудных месторождений. Анализ показал, что вертикально-наклонные скважины позволяют увеличить общую длину фильтров технологических скважин в 2,6–5,3 раза, значительно увеличив тем самым общую производительность системы в целом, сократить объем буровых работ в 1,1–7 раз, существенно снизив затраты на сооружение технологических скважин, что, в конечном счете, обеспечит снижение себестоимости извлекаемого полезного компонента. Несмотря на преимущества, вертикально-наклонных скважин, при их бурении требуется специальное оборудование, которое включает: забойный двигатель, отклоняющее устройство, средство контроля траектории буримой скважины и установки отклоняющего устройства, а также средство корректировки траектории скважины. Кроме того, при монтажных работах в наклонных скважинах следует предусмотреть следующие мероприятия:

1) скважина должна быть пройдена на глубине проектной отметки или на 3–5 м для сбора шлама, собранного со стенок при спуске обсадной колонны;

2) технология бурения и промывка скважины должны обеспечить устойчивость ствола на период крепления скважины.

В связи с изложенными трудностями сооружения вертикально-наклонных скважин, в настоящее время предприятия подземного выщелачивания практически не используют их ввиду отсутствия опыта работы по эксплуатации наклонных скважин.

ГЛАВА V

ОБОРУДОВАНИЕ КОМПЛЕКСА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

5.1 Общие сведения

При подземном скважинном выщелачивании поверхностная часть добычного комплекса включает в себя следующие основные сооружения: установки по переработке продуктивных растворов, узлы приготовления выщелачивания растворов, трубопроводы для транспортирования технологических растворов, насосные станции для перекачки растворов, отстойники для очистки растворов от механических и других примесей.

Ряд сооружений и оборудования выделены в самостоятельные технологические узлы, которые располагаются или в пределах промплощадки, или вне нее.

В качестве примера рассмотрим вариант, когда промышленная площадка по скважинному выщелачиванию расположена вблизи скважин, производительность которых обеспечивает переработку всего объема продуктивных растворов, получаемых в эксплуатационных блоках. Установка в этом случае имеет здание, рассчитанное на длительный срок службы. Доставка продуктивных растворов на установку и выщелачивающих растворов с установки до эксплуатационных блоков осуществляется через магистральные трубопроводы. В период вовлечения в отработку новых рудных залежей, удаленность их от перерабатывающей установки растет, при этом удлиняются и магистральные трубопроводы. В этом случае применение такой технологической схемы является рациональным при компактном расположении рудных залежей и при размещении промышленной площадки в пределах этих залежей. Иногда в зависимости от расстояния между промплощадкой и участками подземного выщелачивания длина магистральных трубопроводов может достигать 15 км [26]. Магистральные трубопроводы применяются для сбора продуктивных и других растворов по рядам откачных скважин, распределения выщелачивающих растворов и окисли-

теля по рядам нагнетательных, а также распределения воздуха по рядам откачных скважин. Разводящие трубопроводы подсоединяются к магистральным, и их длина определяется длиной или шириной эксплуатируемого участка подземного выщелачивания.

Распределяющие трубопроводы соединяют отдельную скважину с разводящим трубопроводом. По ним подается или отбирается раствор в объеме, равном проектной производительности скважин, а воздух – в объеме, необходимом для работы эрлифта. Распределяющие трубопроводы характеризуются незначительной длиной и диаметром.

5.2 Насосные станции

На рудниках подземного скважинного выщелачивания в обязательном порядке устанавливаются насосные станции, которые являются ответственным звеном в системе распределения растворов и представляют собой довольно сложный комплекс разнообразного оборудования и аппаратуры. В этот комплекс входят насосы и двигатели, контрольно-измерительные приборы, система трубопроводов для обвязки станции и забора растворов из резервуаров, задвижки, необходимые для переключения и регулирования подачи растворов.

Назначение насосных станций – перекачка всех видов выщелачивающих и продуктивных растворов, подача выщелачивающих растворов на эксплуатационные участки и в закачные скважины, подъем продуктивных растворов на перерабатывающую установку, перекачка кислоты и подача воды для приготовления растворов.

Как правило, число насосных станций должно быть на меньше двух. Простейшая схема обвязки добычного полигона содержит две насосные станции для подачи продуктивных растворов на перерабатывающую установку и для распределения выщелачивающих растворов по рядам закачных скважин.

Основными параметрами насосных станций являются их производительность и полная высота подъема (напор). Насосные станции рассчитываются обычно на подачу среднего часового расхода растворов, поэтому их производительность определяется исходя из следующего:

$$Q = d \cdot S / T, \quad (5.2.1)$$

где d – коэффициент, учитывающий увеличение объемов раствора за счет увеличения производительности откачных скважин ($d = 1-1,2$);

S – максимальная суточная производительность рудника по растворам;

T – количество часов работы насосной станции.

Напор продуктивных растворов насосной станции определяется из условия подачи их на перерабатывающую установку

$$H_{np.} = H_{ГВ} + H_{ГН} + h_{св.} + h_{CH}, \quad (5.2.2)$$

а напор насосных станций выщелачивающих растворов

$$H_{вр.} = H_{ГВ} + H_{ГН} + H_T + h_{св.} + h_{CH}, \quad (5.2.3)$$

где $H_{ГВ}$ – геодезическая высота всасывания, т. е. разность отметок оси насоса и динамического уровня раствора в раствороприемной емкости;

$H_{ГН}$ – геодезическая высота нагнетания, т. е. высота от оси насоса до приемного штуцера сорбционных колонн насосных станций или до верхней отметки, или превышение отметок поверхности полигонов;

H_T – необходимый напор в трубопроводной сети;

$h_{св.}$ и h_{CH} – потери напора соответственно во всасывающем и нагнетательном трубопроводе насосных станций и эксплуатационных участков.

Насосные станции могут быть оборудованы центробежными или поршневыми насосами (рис. 36).

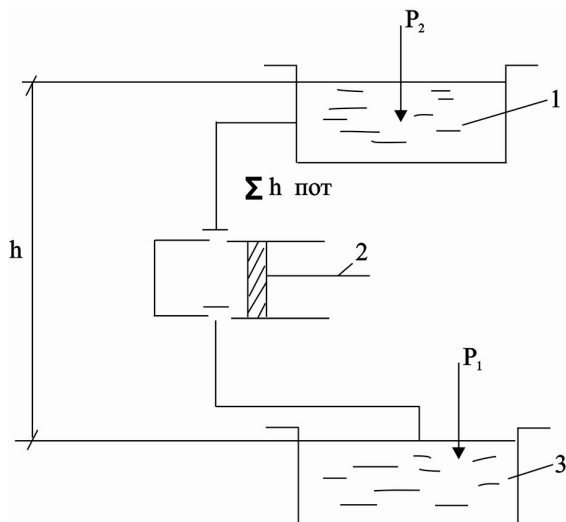


Рис. 36. Схема работы насоса:
1 – приемный резервуар; 2 – насос;
3 – заборный резервуар

А. Поршневые насосы.

Напор, создаваемый поршневым насосом, может определяться по формуле (5.2.4).

$$H = h + \frac{P_2 - P_1}{\rho \cdot g} + \sum h_{\text{пот}}, \text{ м}, \quad (5.2.4)$$

где h – геодезическая высота подъема жидкости, м;
 P_2 – давление в приемном резервуаре, н/м²;
 P_1 – давление в заборном резервуаре, н/м²;
 $\sum h_{\text{пот}}$ – сумма гидравлических потерь, м;
 ρ – плотность перекачиваемой жидкости, кг/м³.

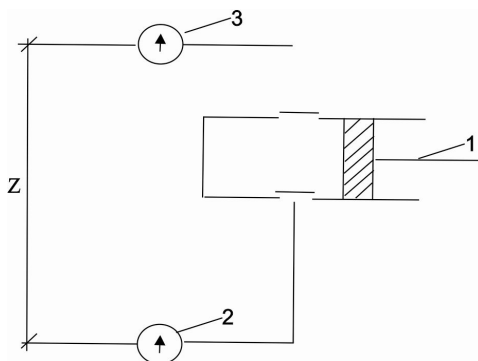


Рис. 37. Схема к расчету манометрического напора поршневого насоса:
1 – насос; 2 – вакуумметр; 3 – манометр

Манометрический напор поршневого насоса (рис. 38) определяется по формуле:

$$H_{\text{ман}} = z + \frac{P_{\text{ман}} + P_{\text{вак}}}{\rho g}, \text{ м}, \quad (5.2.5)$$

где z – расстояние по вертикали между манометром и вакуумметром, м; $P_{\text{ман}}$ – избыточное давление, показываемое манометром, н/м²;

$P_{\text{вак}}$ – разряжение вакуумметра, н/м².

$$P_{\text{вак}} = P_{\text{ат}} - P_{\text{вс}}, \text{ н/м}^2,$$

где $P_{\text{ат}}$ – атмосферное давление (величина нормального давления составляет 101325 н/м²);

$P_{\text{вс}}$ – давление во всасывающей патрубке, н/м².

Полный напор под поршнем составляет

$$H_{\text{пол}} = H_{\text{ман}} + h_{\text{вс}} + h_{\text{нагн}}, \text{ м. жид. ст.}, \quad (5.2.6)$$

где $h_{\text{вс}}$ – сопротивление всасывающего клапана, м;

$h_{\text{нагн}}$ – сопротивление нагнетательного клапана, м.

Производительность насоса характеризует действительную подачу жидкости к потребителю в единицу времени

$$V_{сек} = \frac{a \cdot F \cdot S \cdot n}{30} \cdot \eta_v \text{ м}^3/\text{с}, \quad (5.2.7)$$

где a – коэффициент кратности действия; у насосов простого действия $a = 1$, двойного действия $a = \frac{2F - f}{F}$, F – площадь поршня, м^2 ; f – площадь поперечного сечения штока, м^2 ;

S – ход поршня, м ; n – число двойных ходов поршня, об/мин ; η_v – объемный КПД учитывающий утечку жидкости.

Полезная мощность двигателя насоса

$$N = \frac{V_{сек}}{1000} \frac{H_{ман}}{\eta} \rho g, \text{ кВт}. \quad (5.2.8)$$

С запасом на возможные перегрузки на двигатель устанавливается насос несколько большей мощности, чем потребляемая мощность

$$N_{уст.} = \beta \cdot N,$$

где β – коэффициент запаса берется в зависимости от величины N и колеблется в пределах $\beta = 1,1-1,5$.

Б. Центробежные насосы.

Для определения полного напора, преодолеваемого насосом, служит формула

Манометрический напор (рис. 38) определяется по формуле

$$H_{ман} = z + \frac{P_{ман} + P_{вак}}{g\rho} + \frac{C_{наг}^2}{2g} - \frac{C_{вс}^2}{2g}, \quad (5.2.9)$$

где z – расстояние по вертикали между манометром и вакуумметром, м ;

$P_{ман}$ – избыточное давление, н/м^2 ;

$P_{вак}$ – разряжение, н/м^2 ;

ρ – плотность перекачиваемой жидкости, кг/м³;

$C_{наг}$ – скорость в нагнетательном патрубке, м/сек;

$C_{вс}$ – скорость во всасывающем патрубке, м/сек.

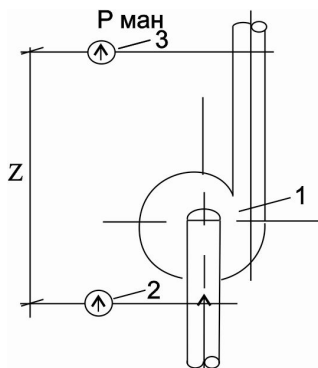


Рис. 38. Схема к расчету манометрического напора центробежного насоса:

1 – насос; 2 – вакуумметр; 3 – манометр

Для расчета производительности применяется формула

$$V_{сек} = 0,785(D_0^2 - d_{ш}^2) c_0 \eta_v, \text{ м}^3/\text{с} \quad (5.2.10)$$

где D_0 – диаметр входного отверстия рабочего колеса, м;

$d_{ш}$ – диаметр ступицы, м;

c – скорость входа, м/сек;

η_0 – объемный КПД.

Высота всасывания (геодезическая) находится по формуле

$$H_s = \frac{P_0}{g \cdot \rho} - \frac{P_{H-n}}{g \cdot \rho} - \sum h_{тр} - \sigma \cdot H \quad (5.2.11)$$

где P_0 – давление на поверхности жидкости в заборном резервуаре, н/м²;

P_{H-n} – давление насыщенных паров жидкости, н/м²;

$\sum h_{гид}$ – сумма гидравлических сопротивлений во всасывающей трубе м жид. ст.;

σ – коэффициент кавитаций, равный $\left(\frac{n_s}{560}\right)^{4/3}$;

H – полный напор, м. жид. ст.;

ρ – плотность жидкости, кг/м³.

5.2.1 Примеры решения задач

Пример 1. Горизонтальный поршневой насос перекачивает раствор, плотность которого $\rho = 1120$ кг/м³. Манометр установлен на высоте 0,4 м над осевой линией насоса. Вакуумметр опущен ниже осевой линии на 0,3 м. Показания манометра $P_{ман} = 3,9 \cdot 10^5$ н/м², вакуумметра – (разрежение) 350 мм рт. ст. (см. рис. 37).

Решение. Манометрический напор поршневого насоса определяется по формуле (5.2.5)

$$H_{ман} = z + \frac{P_{ман} + P_{вак}}{\rho \cdot g}, \text{ м,}$$

где z – расстояние по вертикали между манометром и вакуумметром, м.

Подставим значения в формулу

$$H_{ман} = (0,4 + 0,3) + \frac{390000 + \frac{350}{760} \cdot 101325}{1120 \cdot 9,81} = 40,7, \text{ м жидк. ст.}$$

Пример 2. Насос двойного действия, имеющий поршень $D=200$ мм, шток $=40$ мм, ход $3=250$ мм, делает 100 двойных ходов в минуту. Объемный КПД $\eta_v = 0,85$. Определить производительность насоса V_q .

Решение. Производительность насоса определяем по формуле

$$V_q = a \cdot F \cdot S \cdot n \cdot \eta_v \cdot 60 \text{ м}^3/\text{ч}$$

где a – коэффициент кратности действия; у насосов двойного действия $a = \frac{2F - f}{F}$, где F – площадь поршня, м^2 ; f – площадь поперечного сечения штока, м^2 ; n – число двойных ходов поршня (или оборотов), об/мин.

$$a = \frac{2 \cdot 0,2^2 - 0,04^2}{0,2^2} = 1,96.$$

$$V_q = 1,96 \cdot 0,785 \cdot 0,2^2 \cdot 0,25 \cdot 100 \cdot 60 \cdot 0,85 = 78,5 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Пример 3. Центробежный насос перекачивает раствор плотностью $\rho = 100 \text{ кг/м}^3$ при показаниях следующих приборов: манометра, установленного на нагнетательном патрубке, $P_{\text{ман}} = 9 \cdot 10^5 \text{ н/м}^2$; вакуумметра, установленного на всасывающем патрубке $P_{\text{вак}} = 300 \text{ мм рт. ст.}$ Разность уровней расположения манометра и вакуумметра $z = 0,8 \text{ м}$. Производительность $V = 90 \text{ м}^3/\text{ч}$. Всасывающий патрубок имеет диаметр $d_{\text{вс}} = 60 \text{ мм}$, нагнетательный $d_{\text{наг}} = 50 \text{ мм}$. Определить манометрический напор центробежного насоса.

Решение. Напор находим по уравнению (5.2.9)

$$H_{\text{ман}} = z + \frac{P_{\text{ман}} + P_{\text{вак}}}{\rho g} + \frac{C_{\text{наг}}^2}{2g} - \frac{C_{\text{вс}}^2}{2g},$$

где $C_{\text{наг}}$ и $C_{\text{вак}}$ – соответствующие скорости в трубах, м/с.

$$C_{\text{наг}} = \frac{90}{3600 \cdot 0,785 \cdot 0,05^2} = 12,8 \text{ м/с}.$$

$$C_{\text{вс}} = \frac{90}{3600 \cdot 0,785 \cdot 0,06^2} = 9,3 \text{ м/с}.$$

$$H_{\text{ман}} = 0,8 + \frac{900000 + \frac{300}{760} \cdot 101325}{1100 \cdot 9,81} + \frac{12,8^2 - 9,3^2}{2 \cdot 9,81} = 0,8 + 86 + 4,1 = 90,9 \text{ м жид. ст.}$$

Пример 4. Определить число оборотов кривошипного вала и мощность привода поршневого насоса простого действия; подобрать электродвигатель при следующих условиях:

Диаметр поршня насоса D_H , мм	180
Ход поршня S , мм	220
Производительность $V_{\text{ч}}$, м ³ /ч	32
Перекачиваемая жидкость, технологический раствор с плотностью $\rho = 1200$ кг/м ³ .	
Давление в заборном резервуаре P_1 , в мм рт. ст.	790
Давление в приемном резервуаре P_2 изб. в н/м ²	$4 \cdot 10^5$
Геодезическая высота подъема h , м	15
Общая потеря напора в трубопроводе $\sum h$, м жид. ст.	6
Общий насоса η	0,68
Объемный насоса η_V	0,9

Решение. 1) Определяем производительность насоса по формуле $V_{\text{час}} = a \cdot 60 \cdot F \cdot S \cdot n \cdot \eta_V$ м³/ч из которых найдем число оборотов n :

$$n = \frac{V}{a \cdot F \cdot S \cdot \eta_V \cdot 60}, \text{ т. к. } a=1 \text{ (коэффициент кратности действия, у на-}$$

$$\text{соса простого действия } a=1) \quad n = \frac{32}{0,785 \cdot 0,18^2 \cdot 0,22 \cdot 0,9 \cdot 60} = 106 \text{ об/мин;}$$

2) определяем напор, преодолеваемый насосом по формуле.

$$H = h + \frac{P_2 - P_1}{\rho \cdot g} + \sum h_{\text{тр}} = 15 + \frac{(400000 + 101325) - \frac{790}{760} \cdot 101325}{900 \cdot 9,81} + 6 = 77,2 \text{ м жид. ст.}$$

3) находим полезную мощность насоса при $\eta_V = 0,9$ по формуле (5.2.8)

$$N = \frac{V_{\text{сек}}}{1000} \frac{H_{\text{ман}}}{\eta} \frac{\rho}{\eta} \frac{g}{\eta} = \frac{32}{3600} \frac{77,2}{1000} \frac{900}{9,81} \frac{9,81}{1000} = 6,74 \text{ кВт.}$$

С запасом на 20 % выбираем электродвигатель $N = 1,2 \cdot 6,74 = 7$ кВт;
 $n = 970$ об/мин.

Тогда, передаточное отношение от электродвигателя к насосу составит $i = \frac{106}{970} = \frac{1}{9}$.

Пример 5. На руднике скважинного выщелачивания урана необходимо подать выщелачивающий раствор разбавленной кислоты, концентрации 5 г/л на глубину 150 м в количестве 350 м³/сут. Определить мощность электродвигателя поршневого насоса, если плотность раствора 1,15 т/м³, сумма гидравлических потерь составляет $\sum h_{\text{гид}} = 15$ м жид. ст.

Решение. 1) Полезная мощность электродвигателя определяется по формуле: (5.2.8) $N = \frac{V_{\text{сек}} H_{\text{ман}} \rho g}{1000 \eta}$, кВт.

2) Полный напор под поршнем насоса определяется по формуле: (5.2.6)

$$H_{\text{пол}} = H_{\text{ман}} + \sum h_{\text{гид}}, \text{ откуда } H_{\text{ман}} = H_{\text{пол}} - \sum h_{\text{гид}}.$$

где $H_{\text{ман}}$ = манометрический напор насоса, тогда $H_{\text{ман}} = 150 - 15 = 135$ м жид. ст.

3) Производительность насоса составляет

$$V_{\text{сек}} = \frac{350}{24 \cdot 3600} = 0,0041 \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$4) N = \frac{0,0041 \cdot 135 \cdot 9,81 \cdot 1150}{1000} = 6,3 \text{ кВт}.$$

5) С запасом 20 % электродвигатель будет иметь $N_p = 6,3 \cdot 1,2 = 7,5 \text{ кВт}.$

5.2.2 Задачи для самостоятельного решения

Задача 1-7. Определить производительность и мощность привода поршневого насоса, подобрать электродвигатель. Насос имеет диаметр поршня – D (табл. 10).

Таблица 10

Исходные данные к задачам 1–7

Задачи	Схема насоса	Диаметры		Число ходов n , об/мин	Ход, мм	Плотность жидкости, ρ кг/м ³	Давление в резервуарах		Уровень в резервуарах		Диаметр трубопровода d_T , мм	Эквив. длина трубы $l_{\text{экв}}$, м	Коэффициент трения	К.п.д.	
		Поршень d_p , мм	Шток d_s , мм				P_1 н/м ²	P_2 н/м ²	Z_1 м	Z_2 м				Объемный η_v	Общий η
1	Двойного действия	150	40	200	100	1100	Атмосферное		2,5	10	40	100	0,025	0,9	0,6
2	То же	220	50	180	150	1050			1,5	12	60	90	0,025	0,92	0,55
3	То же	300	60	150	200	950			3	8	70	150	0,03	0,87	0,6
4	То же	400	70	100	250	850			4	20	100	60	0,03	0,97	0,7
5	Простого действия	100	30	20	100	1200			4	15	60	40	0,02	0,94	0,75
6	То же	150	40	170	120	1100			4,5	25	80	70	0,02	0,95	0,75
7	То же	200	50	150	160	1000			3	10	80	90	0,02	0,9	0,65

Диаметр штока $d_{ш}$, ход S . Кривошипный вал делает n – об/мин. Перекачиваемая жидкость имеет плотность ρ кг/м³. Избыточное давление в заборном резервуаре P_1 , давление в приемном резервуаре P_2 . Уровень жидкости в заборном резервуаре на Z_1 ниже осевой линии насоса. Уровень жидкости в приемном резервуаре на Z_2 выше осевой линии насоса. Диаметр трубопровода d_T , общая эквивалентная длина ℓ_{Σ} . Коэффициент трения λ , КПД насоса η . Объемный η_V . Исходные данные приведены в табл. 10. Потеря напора в трубопроводе определяется формулой

$$\Delta H = \frac{V^2}{2g} \left(1 + \lambda \frac{\ell_{\Sigma}}{d} \right) + Z_{гед} + \frac{P_2}{g} - \frac{P_1}{\rho}, \text{ м. жид. ст.}$$

5.3 Компрессорное отделение

Компрессорное отделение на полигонах скважинного подземного выщелачивания предназначено для откачки продуктивных растворов из скважин при применении воздушных раствороподъемников, очистки технологических скважин от скопившегося шлама, очистки шламоотстойников и трубопроводов, загрузки смолы в колонну и других целей.

Мощность компрессорного отделения зависит от потребителей сжатого воздуха, находящихся одновременно в работе. Если основным источником потребления сжатого воздуха являются откачные скважины, оборудованные эрлифтами, то подсчет производительности компрессорной станции (м³/мин) можно вести по формуле

$$W = m \frac{QV_0}{60} \cdot K, \quad (5.3.1)$$

где m – число откачных скважин в одновременной работе;

Q – производительность откачной скважины, м³/ч;

K – коэффициент, учитывающий нагрузку эрлифтов и потери в трубопроводах ($K=1,3-1,5$). Чем больше откачных скважин, тем выше K ;

V_0 – удельный расход м³ воздуха на 1 м³ поднятого раствора.

$$V_0 = \frac{h \cdot 10}{[c \cdot \lg h(K_1 - 1) + 10]}, \quad (5.3.2)$$

где h – глубина динамического уровня раствора в скважине, м;
 K_1 – коэффициент погружения смесителя эрлифта ($K_1=1,6-2,5$);

c – опытный коэффициент, зависящий от погружения форсунки смесителя и конструкции эрлифта ($c=8-13$).

Для определения давления воздуха, необходимого для работы эрлифта определяется по формуле:

$$P_n = 0,01(h \cdot K - h_0 + 2), \text{ МПа} \quad (5.3.3)$$

где h – глубина положения динамического уровня в скважине, м;

h_0 – расстояние от пьезометрического уровня до уровня налива раствора, м;

K – коэффициент погружения смесителя эрлифта. Чем выше K , тем больше пусковое давление P_n . Для расчетов коэффициент погружения можно принять равным 1,6–2,5.

Потери напора в трубопроводе складываются из потерь по длине трубопроводов, потерь напора на местные сопротивления и потерь в раствороподъемниках. Чем больше отводов, врезок в трубопровод, тем больше потери давления на местные сопротивления. На практике при длине магистрального воздуховода до 1,5 км на добычном участке происходит падение давления до 0,2 МПа [26].

Для транспортирования сжатого воздуха от компрессорной станции к перерабатывающей установке и к рядам откачных скважин служат воздухопроводы. Диаметр воздухопроводов определяется исходя из необходимого количества воздуха для работы потребителя и давления. При определении диаметров разводящих воздухопроводов учитывается расход воздуха для эксплуатации одного откачного ряда добычного блока ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$W = n \cdot q \cdot V \cdot K_1 \cdot K_2, \quad (5.3.4)$$

где n – число откачных скважин в ряду;

q – производительность откачной скважины по раствору, м³/ч;

V – удельный расход воздуха, т. е. расход на подачу 1 м³ раствора (м³/м³);

K_1 – коэффициент непрерывной одновременной работы откачных скважин ($K_1=0,8$);

K_2 – коэффициент стабильной производительности скважин, обычно $K_2=0,8-0,9$.

Диаметр разводящих воздухопроводов находится из выражения

$$d = \sqrt{W / [3600(0,1P + 1) \cdot 0,785 \cdot V]}, \text{ м,}$$

где P – давление воздуха, МПа;

V – скорость движения воздуха, принимается равным 8–10 м/с.

$$P = 0,01(H - h_0 + 2), \quad (5.3.5)$$

где h_0 – глубина погружения смесителя, м;

H – глубина пьезометрического уровня пластовых вод, м.

Поскольку расчет непосредственно компрессора представляет сложную задачу, то здесь можно ограничиться работой простого одноступенчатого компрессора.

1) Теоретическая величина работы, затрачиваемой одноступенчатым компрессором при адиабатическом сжатии 1 кг газа (воздуха) может подсчитываться по формуле

$$L_{\dot{a}a} = \frac{K}{K-1} R \cdot T \left[\left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{K-1}{K}} - 1 \right], \text{ Дж/кг} \quad (5.3.6)$$

или по формуле

$$L_{\dot{a}a} = (i_2 - i_1), \text{ Дж/кг,} \quad (5.3.7)$$

где K – показатель адиабаты, равный отношению c_p/c_v ;

P_1 и P_2 – начальное и конечное давление газа, н/м²;

R – газовая постоянная, равная $\frac{8310}{M}$ Дж/кг град;

I_1 и i_2 – начальная и конечная энтальпия (теплосодержание) газа, Дж/кг;

M – молекулярная масса газа.

2) Мощность, потребляемая двигателем одноступенчатого компрессора, сжимающего G кг газа в час от начального давления P_1 до конечного P_2 , определяется по формуле

$$N = \frac{G \cdot L_{\dot{a}\dot{a}}}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta} = \frac{G(i_2 - i_1)}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta} \text{ кВт} \quad (5.3.8)$$

где η – общий компрессорной установке.

3) Производительность поршневого компрессора простого действия определяется по уравнению

$$Q = \lambda \cdot \frac{F \cdot S \cdot n}{60} \text{ м}^3/\text{с} \quad (5.3.9)$$

где λ – коэффициент подачи;

F – площадь поршня, м^2 ;

S – длина хода поршня, м;

n – число оборотов, об/мин.

Коэффициент подачи $\lambda = (0,8-0,95) \lambda_0$.

Здесь λ_0 – объемный КПД компрессора, равный

$$\lambda_0 = 1 - \varepsilon_0 \left[\left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{1}{K}} - 1 \right]. \quad (5.3.10)$$

где ε_0 – отношение объема вредного пространства цилиндра к объему, описываемому поршнем;

K – показатель политропы расширения сжатого газа.

5.3.1 Примеры решения задач

Пример 1. Определить мощность, потребляемую одноступенчатым поршневым компрессором, который сжимает 460 м³/ч (считать при 0 °С и 780 мм. рт. ст.) воздуха от $P_{абс} = 2,5$ ат до $P_{абс} = 12$ ат. Начальная температура воздуха – 10 °С, компрессора – 0,7.

Решение. 1) Мощность, потребляемая двигателем одноступенчатого компрессора, сжимающего газ от начального давления P_1 до конечного давления P_2 рассчитывается по формуле (5.3.8)

$$N = \frac{G}{3600} \frac{L_{a\partial}}{1000 \eta} = \frac{G(i_2 - i_1)}{3600 \cdot 1000 \eta}, \text{ кВт},$$

где G – количество газа, кг/ч;

$L_{a\partial}$ – теоретическая величина работы газа при адиабатном сжатии, Дж/кг.

2) Определяем теоретическую работу компрессора по формуле (5.3.6)

$$L_{a\partial} = \frac{K}{K-1} R \cdot T \left[\left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{K-1}{K}} - 1 \right], \text{ Дж/кг},$$

где K – показатель адиабаты.

Для воздуха $K=1,29$; тогда $R = \frac{8310}{29} = 290 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{град})$

$$L_{a\partial} = \frac{1,29}{0,29} \cdot 890 \cdot 263 \left[\left(\frac{12}{2,5} \right)^{\frac{0,29}{1,29}} - 1 \right] = 180000 \text{ Дж/кг}.$$

3) Потребляемая мощность составит

$$N = \frac{180000 \cdot 1,29 \cdot 460}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,7} = 42,3 \text{ кВт},$$

где 1,29 – плотность воздуха при нормальных условиях, кг/м³.

Пример 2. Требуется подавать струей воздух под давлением $P_{изб.}=4,5$ ат. Найти производительность одноступенчатого поршневого компрессора простого действия имеющий диаметр цилиндра 180 мм, длину хода поршня 200 мм и делающий 240 об/мин. Вредное пространство составляет 5% от объема, описываемого поршнем. Показатель политропы расширения принято равным 1,25.

Решение. Определим по формуле производительность компрессора (5.3.9)

$$Q = \lambda \cdot \frac{F \cdot S \cdot n}{60} \text{ м}^3/\text{с}.$$

2) Предварительно найдем объемный КПД компрессора λ_0

по уравнению (5.3.10) $\lambda_0 = 1 - \varepsilon_0 \left[\left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{1}{K}} - 1 \right],$ тогда

$$\lambda_0 = 1 - 0,05 \left[\left(\frac{4,5 + 1}{1} \right)^{\frac{1}{1,25}} - 1 \right] = 0,85^4.$$

Принимаем коэффициент подачи

$$\lambda = 0,85 \cdot \lambda_0 = 0,85 \cdot 0,854 = 0,725.$$

3) Производительность компрессора составит

$$Q = \frac{0,725 \cdot 3,14 \cdot 0,18^2 \cdot 0,2 \cdot 240}{4 \cdot 60} = 0,0147 \text{ м}^3/\text{с} = 53 \text{ м}^3/\text{с}.$$

4) Считаем, что компрессор всасывает атмосферный воздух с температурой 20 °С, имеющий плотность $\rho=1,29$ кг/м³, получим массовую производительность $Q = 53 \cdot 1,29 = 68,5$ кг/ч.

Пример 3. На руднике подземного скважинного выщелачивания урана источником потребления сжатого воздуха являются откачные скважины, оборудованные эрлифтами. Определить производительность компрессорной станции (м³/мин), если одновременно работают 10 откачных скважин, производительностью одной скважины 0,25 м³/ч продуктивного раствора,

K – коэффициент, учитывающий нагрузку эрлифтов и потери в трубопроводах $K=1,5$; при глубине динамического уровня раствора в скважине $h=100$ м. Принять коэффициент погружения смесителя эрлифта $K_I=2,0$ и опытный коэффициент $c=10$.

Решение. 1) Расчет производительности компрессорной станции проводим по формуле (5.3.1)

$$W = m \frac{QV_0}{60} \cdot K, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где m – число откачных скважин;

Q – производительность откачной скважины по продуктивному раствору, $\text{м}^3/\text{ч}$;

K – коэффициент;

V_0 – удельный расход м^3 воздуха на 1 м^3 раствора, поднятого на поверхность.

2) Определим V_0 по формуле (5.3.2)

$$V_0 = \frac{10 \cdot h}{[c \cdot \lg h(K_I - 1) + 10]} = \frac{10 \cdot 100}{[10 \cdot \lg 100(2 - 1) + 10]} = \frac{10 \cdot 100}{10 \cdot 2 + 10} = \frac{10 \cdot 100}{30} = 33,4 \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ раствора.}$$

3) Производительность компрессорной станции при данных условиях задачи составит (5.3.1)

$$W = 10 \cdot \frac{0,25 \cdot 33,4}{60} \cdot 1,5 = 2,1 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Пример 4. Определить диаметр разводящих воздухопроводов одного откачного ряда добычного блока подземного скважинного выщелачивания урана при $n=20$ откачных скважин в ряду; производительность откачной скважины по раствору $q=0,3 \text{ м}^3/\text{ч}$; удельного расхода воздуха на 1 м^3 раствора $V_0=50 \text{ м}^3/\text{м}^3$ раствора; коэффициента непрерывной одновременной работы скважин ($K_I=0,8$); коэффициента стабильной производительности ($K_2=0,9$). Принять скорость движения воздуха в воздуховоде $V=10 \text{ м/с}$; глубина погружения смесителя $h_0=20$ м, а глубина пьезометрического уровня пластовых вод $H=80$ м.

Решение. 1) Диаметр разводящих воздухопроводов определяется по формуле

$$d = \sqrt{W / [3600(0,1 \cdot P + 1) \cdot 0,785 \cdot V]}, \text{ м},$$

где W – расход воздуха для одного ряда добычного блока, м³/ч;

P – давление воздуха (пусковое), МПа.

2) Определяем расход воздуха из формулы

$$W = n \cdot q \cdot V \cdot K_1 \cdot K_2 = 20 \cdot 0,3 \cdot 50 \cdot 0,8 \cdot 0,9 = 216,5 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

3) Давление воздуха определяется по формуле

$$P = 0,01(H - h_0 + 2) = 0,01(80 - 20 + 2) = 0,62 \text{ МПа}.$$

4) Тогда диаметр разводящих воздухопроводов будет

$$d = \sqrt{\frac{216,5}{3600(0,1 \cdot 0,02 + 1) \cdot 0,785 \cdot 10}} = 0,26 \text{ м} = 260 \text{ мм}.$$

5.3.2 Задачи для самостоятельного решения

Задача 1. Определить производительность и расходуемую мощность для одноступенчатого поршневого компрессора по следующим данным: диаметр поршня 250 мм, ход поршня 275 мм, число оборотов компрессора 300 об/мин. Компрессор сжимает атмосферный воздух до $P_{абс}=4$ ат. Показатель политропы расширения на 10 % меньше показателя адиабаты. Начальная температура воздуха 25 °С. Общий КПД компрессора 0,72. Ответ: $Q=3,21$ м³/мин; $N=12,9$ кВт.

Задача 2. Определить мощность, потребляемую углекислотным поршневым компрессором, производительностью 5,6 м³/ч. Компрессор сжимает двуокись углерода от 20 до 70 ат (абсолютное давление). Начальная температура – 15 °С, КПД компрессора принять равным 0,65. Ответ: $N=7$ кВт.

Задача 3. Компрессор при испытании нагнетает атмосферный воздух в баллон емкостью 42,4 л. За 10,5 мин давление в баллоне повысилось от 0 до 52 ат (давление избыточное), а температура воздуха в баллоне поднялась от 17 до 37 °С. Определить производительность компрессора в м³/ч (при нормальных условиях). Ответ: $Q=10,7$ м³/ч.

Задача 4. Определить производительность компрессора и его мощность для откачных скважин, оборудованных эрлифта-

ми при скважинном подземном выщелачивании урана, если при одновременной работе 15 скважин, производительность откачной скважины составила $0,2 \text{ м}^3/\text{ч}$ по раствору, коэффициент $K=1,4$; глубина динамического уровня раствора в скважине $h=70 \text{ м}$, коэффициент погружения смесителя эрлифта $K_f=2,0$ и опытный коэффициент $C=12$.

5.4 Узел приготовления выщелачивающих растворов

В технологии извлечения урана методом скважинного подземного выщелачивания приготовление растворов для выщелачивания является важным технологическим этапом процесса. На различных стадиях отработки и для каждого рудного поля выщелачивающий раствор должен иметь свою концентрацию реагента, что определяет основные показатели выщелачивания. В зависимости от стадии выщелачивания принимается та или иная технологическая схема приготовления выщелачивающих растворов.

В качестве примера рационального расположения оборудования при приготовлении выщелачивающих растворов, состоящего из слабого раствора серной кислоты, приводим схему узла приготовления (рис. 39). Узел приготовления растворов относительно сложное хозяйство и включает в себя кислотоснабжение, емкости, насосные станции, сеть различных по назначению трубопроводов с запорной и контрольно-измерительной аппаратурой и воздухообеспечение [26].

Из рис. 39 видно, что пластовый раствор из отстойника поступает в камеру емкости приготовления растворов, а затем и камеру смешения, куда подводится воздух от компрессора и концентрированная серная кислота в необходимом объеме. Перемешивание кислоты происходит в результате барботирования воздуха. Кислота в камеру смешения поступает из расходной емкости, и заполнение расходной емкости осуществляется по мере необходимости от центрального склада кислоты по кислотопроводу. Приготовленный раствор поступает в заборную ка-

меру насосный станции, а затем насосами подается на эксплуатационные поля в закачные скважины.

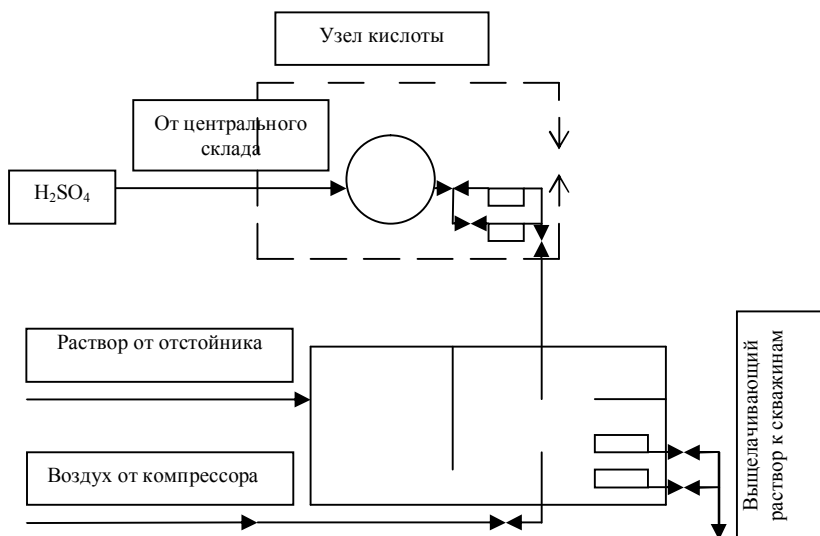


Рис. 39. Узел приготовления растворов [26]

Если выщелачивающие растворы необходимы только одной концентрации, блок приготовления растворов располагается в пределах промплощадки, а приготовленный раствор по магистральному трубопроводу подается на эксплуатационные рудные поля. В случае необходимости получения растворов с различной концентрацией, блоки монтируются непосредственно около рудных полей, а серная кислота по магистральному трубопроводу подается к узлам подкисления выщелачивающих растворов. В этом случае основной конструкцией технологической части узла подкисления является смеситель, который изготавливается из нержавеющей стали.

5.5 Очистка продуктивных растворов

В состав продуктивных растворов, кроме растворенных минеральных соединений и добываемого металла, входят и нерастворимые вещества или механические взвеси, которые препятствуют дальнейшей переработке растворов и делают практически невозможным извлечение металла. Поэтому перед подачей этих растворов на переработку, они должны быть очищены от механических примесей. Степень загрязненности растворов, вид загрязнения и объемы растворов определяют методы и конструкцию устройств для очистки.

Из нерастворимых веществ продуктивных растворов основное место занимает песок, извлекаемый из откачных скважин [26]. Количество твердого осадка зависит от качества сооружаемых скважин и метода подъема продуктивного раствора. Так, при насосной эксплуатации откачных скважин количество твердого осадка не превышает 0,3–0,5 г/л, а при эрлифтной эксплуатации достигает 10 г/л и более. При выборе способов по очистке растворов, кроме количественной характеристики, большое значение имеет и качественный состав механических взвесей. В качестве примера приведен (табл. II) гранулометрический состав твердых осадков, полученных из эрлифтной откачной скважины на одном из действующих блоков скважинного подземного выщелачивания.

Таблица II

Гранулометрический состав твердых осадков

Размер зерен песка, мм 1–0,5	0,5	0,25	0,1	0,05	0,01
Содержание, %	12,0	70,5	13,0	1,9	1,4

Общее количество твердого осадка в растворах определяется из суммарного объема растворов в блоках и средней концентрации механических взвесей в откачных скважинах на каждом блоке.

Кроме того, в выщелачивающих растворах также содержатся нерастворимые включения, достигающие на отдельных месторождениях от 50–80 м²/л. Эти взвеси попадают в выщелачивающие растворы из неочищенных продуктивных растворов, выносятся из сорбционных колон перерабатывающих установок и попадают извне в местах подкисления растворов (тонкий песок, пыль, приносимая ветром). Такие растворы, попадая в закачные скважины, забивают прифилтровую зону и полость фильтра тонкими механическими частицами, в результате чего скважины кольматируются (забиваются) и производительность их резко снижается. Так, по данным работы [26], при среднем содержании механических взвесей 30 мг/л закачные скважины теряют 80 % своей производительности уже в течение 15 сут, что требует организации восстановления их работоспособности.

Сложность чистки скважин и большие затраты требуют организации технологии очистки также и выщелачивающих растворов. Поэтому, проблема очистки растворов от механических примесей и взвесей представляет основную и важную задачу при организации процессов извлечения урана методом скважинного подземного выщелачивания. В этом случае, как правило, применяются общепринятые методы обработки растворов – это гидромеханические методы разделения, описанные в литературе [5, 26, 33], а также авторами данной работы [34].

а) Улавливание из продуктивных растворов нерастворимых осадков осуществляется в отстойниках, которые устанавливают вблизи технологической установки или сорбционных модулей.

При строительстве предприятий скважинного подземного выщелачивания могут использоваться различные отстойники: горизонтальные, вертикальные и комбинированные. В практике используют прямоугольные горизонтальные отстойники, изготовленные из нержавеющей стали длиной около 5 м. Кроме того, наиболее широко используются пруды-отстойники, которые не требуют металла, просты в эксплуатации и сооружении, могут использоваться длительное время без чистки при значительных объемах перекачиваемого раствора.

Строительство их включает рытье котлована, оборудование дна и откосов, монтаж сливного и заборного устройств. Площадь таких прудов на предприятиях достигает до 1000 м². Борты таких отстойников выполняются в зависимости от угла естественного откоса грунта, но их уклон не должен быть более 45°. Гидроизоляция дна и борта осуществляется полиэтиленовой пленкой, глиной, кислотостойкими смолами.

Отстойники сроком службы до 10 лет и более могут изготавливаться с бетонными стенками и днищами. В основном они горизонтальные непрерывного действия и при их расчете определяют ширину

$$B = q / n \cdot h \cdot v, \text{ м.} \quad (5.5.1)$$

где q – максимальный расход продуктивного раствора;

n – число отделений отстойника (принимается равной 1,5–3 м);

v – средняя скорость движения раствора (рекомендуется принимать $v=5\text{--}10$ мм/с).

Длину отстойника (м) определяют из выражения

$$L = K \cdot \frac{h}{u} \cdot v, \quad (5.5.2)$$

где V – средняя скорость движения раствора;

h – глубина проточной части;

U_0 – гидравлическая крупность песка U_0 (скорость осаждения);

K – коэффициент учитывающий влияние турбулентности и других факторов на работу отстойников-пескоуловителей. Имеется следующая зависимость в определении коэффициента, K (табл. 12).

Таблица 12

Зависимость в определении коэффициента, K

Диаметр частиц песка, мм	Гидравлическая крупность, мм/с	K
0,15	13,2	-
0,2	18,7	1,7
0,25	24,2	1,3

Геометрические размеры отстойников рассчитывают в зависимости от количества подаваемых растворов, сроков отработки блока или участка, массового содержания механических взвесей в растворах, режимов эксплуатации месторождения. По скорости осаждения частиц параметры отстойников приближенно можно определить, исходя из следующей зависимости:

$$t = H / (U_0 - W) \text{ и } L = t \cdot v, \quad (5.5.3)$$

где t – расчетная продолжительность протока растворов в отстойнике, мин;

H – расчетная глубина сооружения, м (может колебаться 0,5–2 м);

U_0 – скорость осаждения частиц, см/с; принимается или определяется теоретически по формуле Стокса:

$$U_0 = \frac{q \cdot d^2}{18\mu} \cdot (\rho_1 - \rho), \quad (5.5.4)$$

где L – расчетная длина сооружения, м;

q – ускорение свободного падения, м/с²;

d – диаметр частиц, м;

ρ_1 и ρ – плотность частицы и раствора, кг/м³;

W – вертикальная составляющая скорости потока ($W = 0.05 \cdot V$);

V – расчетная скорость потока раствора, м/с.

В зависимости от диаметра частиц, значения скоростей свободного падения в воде зерен песка плотностью 2,65 т/м³ может колебаться в широких пределах. Например, при диаметрах частиц песка от 0,1 до 10 мм, скорость падения может быть от 0,6 до 42,5 см/с.

Очистка отстойников от осевшего шлама производится грейфером, скрепером, шламовыми насосами, которую проводят в период остановки работы сорбционных колонн (во время выгрузки и загрузки смолы).

Наиболее сложным процессом является очистка магистральных лотков различного сечения, где по пути движения рас-

твора оседают наиболее крупные частицы. Собранный из отстойников и лотков шлам должен быть захоронен в специально оборудованных могильниках. При наличии ликвидируемых скважин ствол этих скважин может быть заложен шламом.

б) Очистка растворов может осуществляться с применением гидроциклонов, где твердые частицы отделяются от раствора под действием центробежной силы и выводятся из гидроциклона через шламовую насадку, а осветленные растворы направляются вверх и отводятся из гидроциклона через сливной патрубок [5, 19, 23, 33, 34].

Эффективность работы гидроциклонов зависит от расхода и свойств продуктивных растворов, концентрации механических взвесей и их гранулометрического состава. Эффективность очистки продуктивных растворов с помощью гидроциклонов выражается формулой (5.5.5)

$$\Theta = \frac{K_0 - K_1}{K_0} \cdot 100\%, \quad (5.5.5)$$

где K_0 и K_1 – концентрация взвесей в исходном и очищенном растворе соответственно. После выбора метода очистки растворов с помощью гидроциклонов, определяется диаметр граничных зерен, отделяемых гидроциклоном (5.5.2)

$$d_{cp} = 3 \sqrt{\psi \gamma_{ж} (R_2 - R_1) / (\pi \gamma_n n c_e)}, \quad (5.5.6)$$

где ψ – кинематическая вязкость продуктивных растворов, $\text{см}^2/\text{с}$;

R_2 – внутренний радиус цилиндра, см ;

R_1 – наружный радиус выходной трубы, см ;

n – число витков жидкости в гидроциклоне;

c_e – скорость на входе в гидроциклон, $\text{см}/\text{сек}$;

$\gamma_{ж}, \gamma_n$ – плотность соответственно раствора и механических взвесей, $\text{г}/\text{см}^3$.

Производительность одного гидроциклона ($\text{м}^3/\text{ч}$) при оптимальных значениях питающего патрубка $d_{\text{вх}} = (0,1-0,4)D$ и давления на выходе $P_{\text{вх}} = (0,3-2,5) \cdot 10^5$ Па определяется по формуле

$$Q = K \cdot d_{\text{вх}} \sqrt{P_{\text{вх}} \cdot 10^{-5}}, \quad (5.5.7)$$

где $K = (1,5-2,5)d_{\text{вх}}$, см;

D – диаметр цилиндра, см.

Необходимое число гидроциклонов определяется как отношение производительности блока (участка, залежи или предприятия) по растворам к производительности одного гидроциклона. Преимуществом гидроциклонирования продуктивных растворов является то, что оно обеспечивает механизацию очистных работ и позволяет отказаться от громоздких отстойников. Однако этот способ имеет и недостатки, одним из которых является невозможность получения растворов без тонких взвесей, т. е. небольшой эффект очистки, что требует дополнительных мероприятий для тонкой очистки растворов. Гидроциклоны выпускаются Уфимским заводом горного оборудования производительностью в широких пределах от 3 до 200 $\text{м}^3/\text{ч}$ раствора, при этом диаметр сливного патрубка колеблется от 28 до 160 мм соответственно.

в) Для более тонкой очистки выщелачивающих растворов от мельчайших частиц, концентрация которых составляет до 0,2 г/л, могут применяться различные типы фильтров. Фильтры могут быть сетчатые, тканевые, зернистые и др., но с обязательным условием, чтобы фильтрующий материал и остальное оборудование обладали высокой прочностью и химической стойкостью. Сетки фильтра изготавливаются из различных материалов: нержавеющей стали, капрона, нейлона, латуни и др. Размер ячеек сеток обычно колеблется в широком диапазоне от 0,1 до 0,04 мм. Число ячеек на 1 см^2 достигает от 100 до 20000 в зависимости от материала. Крупность задерживаемых частиц находится в пределах 10–30 мкм. Очистка растворов может осуществляться механически с применением различных барабанов, сет-

чатых транспортеров и других приспособлений. Производительность таких установок достигает до 10 тыс. кг³/с [26]. Скорость фильтрации раствора в этих фильтрах также может достигать больших значений от 10 до 15 м/ч. Необходимо отметить, что использование мелких, химически стойких сеток для фильтрации растворов дает неплохие результаты, они способны удерживать механические частицы до 90 % от исходного.

После заполнения фильтров взвешами очистка его осуществляется обратной промывной или разборкой, извлечением фильтрующих элементов и их очисткой.

5.5.1 Примеры решения задач

Пример 1. На руднике для осаждения механических примесей из продуктивного раствора применен отстойник цилиндрической формы. Найти диаметр отстойника, если действительная скорость осаждения $W=0,001$ м/с, а производительность составляет 100 т/ч, при этом начальная концентрация твердой фазы 12 масс %. Влажность шлама составляет – 60 %, средняя плотность сухого шлама $\rho = 1,9$ т/м³.

Решение. Для определения диаметра отстойника, необходимо вычислить площадь осаждения частиц по формуле [33]

$$F_{oc} = \frac{G_H \left(1 - \frac{C_H}{C_{с\bar{a}}} \right)}{\rho_c \cdot W_{oc}},$$

где G_H – массовый расход начальной суспензии (раствора), кг/с;

C_H – концентрация твердой фазы в суспензии, кг/кг;

m – концентрация твердой фазы в шламе, кг/кг;

ρ_n – плотность осветленной жидкости, кг/м³.

Тогда подставив значения в формулу, найдем

$$F_{oc} = \frac{100 \cdot 10^3 \left(1 - \frac{12}{40}\right)}{3600 \cdot 10^3 \cdot 1 \cdot 10^{-3}} = 19,5 \text{ м}^2.$$

Диаметр отстойника составит

$$\bar{A} = \sqrt{\frac{4 \cdot F}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 19,5}{3,14}} = 5 \text{ м}.$$

Пример 2. Найти размеры прямоугольного отстойника непрерывного действия состоящего из 4-х отделений для очистки продуктивного раствора, если максимальный расход продуктивного раствора из откачных скважин составляет $600 \text{ м}^3/\text{ч}$, при глубине проточной части 2 м и гидравлической крупности песка $U_0=18,7 \text{ мм/с}$.

Решение. 1) Определяем ширину прямоугольного отстойника по формуле (5.5.1) : $B=q/n \cdot h \cdot V$,

где q – максимальный расход продуктивного раствора;

n – число отделений отстойника;

h – глубина проточной части отстойника;

V – средняя скорость движения раствора (рекомендуется принимать) $V=5-10 \text{ мм/сек}$, принимаем $V=10 \text{ мм/с}$ или

1 см/с . Подставим значения $B = \frac{600}{4 \cdot 3600 \cdot 2 \cdot 0,01} = \frac{600}{8 - 36} = 2,1 \text{ м}$.

2) Длину отстойника определяем из выражения (5.5.2)

$$L = K \cdot \frac{h}{U_0} \cdot V,$$

где U_0 – гидравлическая крупность песка;

K – коэффициент, учитывающий влияние турбулентности.

При $U_0 = 18,7 \text{ мм/с}$, коэффициент $K=1,7$ (см. зависимость между U_0 и K), тогда подставив значения, получим

$$L = 1,7 \cdot \frac{4 \cdot 10 \cdot 10^{-3}}{18,7 \cdot 10^{-3}} \approx 4 \text{ м}.$$

Пример 3. Найти наибольший диаметр частиц руды по формуле Стокса, если плотность руды равна $2,3 \text{ т/м}^3$, осаждение частиц происходит в воде при 20°C .

Решение. 1) Известно, что формула Стокса строго применима при критерии Архимеда $Ar < 3,6$, тогда скорость осаждения частиц определяется по формуле

$$W_{oc} = \frac{d^2(\rho - \rho_c) \cdot q}{18 \cdot \mu_c}, \text{ м/с,}$$

где ρ_c – плотность среды, кг/м^3 ;

μ_c – вязкость среды, $\text{н}\cdot\text{с/м}^2$ или $\text{кг/м}\cdot\text{с}$.

Поскольку скорость осаждения неизвестна, то диаметр частицы можно определить из критерия Архимеда по формуле

$$Ar = \frac{d^3 \cdot (\rho - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot q}{\mu_c^2} = 3,6, \text{ откуда}$$

$$d = \sqrt[3]{\frac{Ar \cdot \mu_c^2}{(\rho - \rho_c) \cdot \rho_c \cdot q}} = \sqrt[3]{\frac{3,6 \cdot 1^2 \cdot 10^{-6}}{(2300 - 1000) \cdot 1000 \cdot 9,81}} = 50 \cdot 10^{-6} \text{ м} = 50 \text{ мк}.$$

Пример 4. При скважинном подземном выщелачивании получают продуктивные растворы с одного блока скважин 15000 кг/ч с содержанием твердых частиц в суспензии $X_{cm}=0,1$; в осадке $X_{oc}=0,5$ и в ответственной части раствора $0,001 \text{ кг/кг}$. Плотность частиц $\rho_{\partial\partial}=2600 \text{ кг/м}^3$ и минимальный диаметр частиц $d_l=50 \text{ мкм}$. Определить размеры отстойника, если критерий Re , рассчитанный по значениям критерия Архимеда, равен $Re=0,00589$.

Решение. 1) При расчете отстойников основной величиной является поверхность осаждения, которая определяется по формуле [33]

$$F = K_3 \cdot \frac{G_{\tilde{n}i}}{\rho_{\tilde{n}\tilde{a}} \cdot W_{\tilde{n}\partial}} \left(\frac{X_{oc} - X_{\tilde{n}i}}{X_{oc} - X_{\tilde{n}\partial\partial}} \right),$$

где K_3 – коэффициент запаса поверхности, учитывающий неравномерность распределения суспензии по всей площади ($K_3=1,3-1,35$);

$G_{см}$ – расход продуктивного раствора, кг/с;

$\rho_{\text{и\ddot{a}}}$ – плотность осветленной жидкости, кг/м³;

W_{oc} – скорость осаждения частиц суспензии, м/с;

$X_{см}, X_{oc}, X_{осв}$ – содержание твердых частиц соответственно в исходной смеси осадка и осветленной части, масс доли.

2) Находим плотность суспензии (продуктивного раствора) по формуле

$$\rho_{см} = 1 / [X_{см} / \rho_T + (1 - X_{см}) / \rho_{ж}] = 1 / (0,1 / 2600 + 0,9 / 1000) = 1066 \text{ кг/м}^3.$$

Затем определим значение ε – объемной доли жидкости в суспензии. Величину ε находим из соотношения

$$\varepsilon = 1 - X_{см} \cdot \rho_{\text{и\ddot{a}}} / \rho_{\dot{o}} = 1 - 0,1 \cdot 1066 / 2600 = 0,959.$$

3) Поскольку $\varepsilon > 0,7$; то для расчета скорости стесненного осаждения применяем формулу [37]

$$W_{см} = W_{oc} \cdot \varepsilon^2 \cdot 10^{-1,82(1-\varepsilon)},$$

где W_{oc} – скорость свободного осаждения частиц, м/с.

В свою очередь скорость свободного осаждения шарообразных частиц определяют по формуле $W_{oc} = \mu_{ж} \cdot Re / (d_T \cdot \rho_{ж})$.

$$\text{Тогда } W_{oc} = 0,00589 \cdot 1,5 \cdot 10^{-3} / (50 \cdot 10^{-6} \cdot 1000) = 3,1 \cdot 10^{-4} \text{ м/с,}$$

где $\mu_{ж} = 1,51 \cdot 10^{-3} \text{ м/с}^2$ для воды, при 20 °С.

$$\rho_{ж} = 1000 \text{ кг/м}^3 \text{ – вода.}$$

Теперь находим значение скорости стесненного осаждения, подставив значение W_{oc} , имеем $W_{см} = 3,1 \cdot 10^{-4} \cdot 0,959^2 \cdot 10^{-1,82(1-0,959)} = 2,20 \cdot 10^{-4} \text{ м/с.}$

3) Находим поверхность осаждения, принимая $K = 1,3$ и считая, что плотность осветленной жидкости равна плотности чистой жидкости (воды)

$$F = 1,3 \frac{15000}{3600 \cdot 1000 \cdot 2,2 \cdot 10^{-4}} \cdot \frac{(0,5 - 0,1)}{(0,5 - 0,0001)} = 19,5 \text{ м}^2.$$

Если принять отстойник цилиндрической формы, то диаметр отстойника составит

$$d = \sqrt{\frac{F}{0,785}} = \sqrt{\frac{19,5}{0,785}} \approx 5 \text{ м.}$$

Пример 5. Определить возможность применения гидроциклона при эрлифтной откачке продуктивного раствора из блока скважин, если лабораторные исследования раствора показали, что количество твердого осадка достигает 9,0 г/л, а в очищенном растворе – 1,5 г/л.

Решение. Для определения применения гидроциклонирования для очистки продуктивных растворов применяется формула (эффект очистки) (5.5.5)

$$\Theta = \frac{K_0 - K_1}{K_0} \cdot 100\%$$

где K_0 и K_1 – концентрация взвесей в исходном и очищенном растворе соответственно, г/л.

Тогда, подставляя в формулу, имеем эффект очистки

$$\Theta = \frac{9,0 - 1,5}{9,0} \cdot 100\% = 83,4\%.$$

Пример 6. Определить диаметр граничных зерен в потоке продуктивного раствора при статическом напоре $H=2200$ мм, отделяемых гидроциклоном при следующих значениях параметров: внутренний радиус цилиндра $R_2=35$ см; наружный радиус выходной трубы $R_1=10$ см; динамическая вязкость раствора при 20°C $\mu=1 \cdot 10^{-3}$ Спз. В расчетах принять приближенно раствор – вода, число витков жидкости в гидроциклоне – 10.

Решение. 1) Диаметр граничных зерен, отделяемых гидроциклоном определяется по формуле

$$d_{cp} = 3 \sqrt{\psi \gamma_{ж} (R_2 - R_1) / (\pi \gamma_n n c_6)},$$

где ψ – кинетическая вязкость продуктивных растворов, $\text{см}^2/\text{с}$;

n – число витков жидкости в гидроциклоне;

$\gamma_{ж}, \gamma_n$ – плотность соответственно раствора и мех взвешей, г/см³.

$c_в$ – скорость на входе в гидроциклон, см/с.

2) Для определения скорости потока жидкости можно использовать приближенную формулу [36]

$$C_в = \sqrt{2 \cdot q \cdot H} = \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 2,2} = 6,55 \text{ м/с.}$$

3) Поскольку, в справочниках приводится динамическая вязкость воды, то для определения кинематической вязкости воспользуемся формулой $\psi = \frac{\mu}{\rho} = \frac{\mu \cdot q}{\gamma} = \frac{0,001 \cdot 9,8}{1000} = 0,1 \text{ см}^2/\text{с.}$

Теперь, подставим значения в формулу и определим $d_{гр}$.

$$d_{гр} = 3 \cdot \sqrt{\frac{1 \cdot 0,1 \cdot (35 - 10)}{3,14 \cdot 2 \cdot 10 \cdot 65,5}} = 0,075 \text{ см.}$$

Пример 7. Необходимо определить производительность гидроциклона диаметром $D=350$ мм, при давлении на выходе $P_{вых}=2 \cdot 10^5$ Па.

Решение. 1) Для практических целей производительность гидроциклона определяется по упрощенной формуле [19]

$$Q = K \cdot d_{вх} \sqrt{P_{вых} \cdot 10^{-5}} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где K – коэффициент, равный $K = (1,5-2,5)d_{вх}$, см.

3) Значение эквивалентного диаметра питающего патрубка определяется $d_{вх}=(0,1-0,4)D$, принимаем $d_{вх} = 0,2 \cdot D = 0,2 \cdot 35 = 17,5$ см.

4) Тогда производительность составит:

$$Q = 2 \cdot 17,5 \sqrt{2 \cdot 10^5 \cdot 10^{-5}} = 2 \cdot 17,5 \cdot 1,41 = 49,0 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

5.5.2 Задачи для самостоятельного решения

Задача 1. Найти скорость осаждения в воде частиц урановой руды шарообразной формы диаметром 1,0 мм, если плотность руды 2800 кг/м³, а температура воды 20 °С.

Ответ: $W_{ос} = 0,19$ м/с.

Задача 2. Определить диаметр частиц свинцового блеска угловатой формы, осаждающихся со скоростью 0,25 м/с в воде при температуре 20 °С. Плотность свинцового блеска 7500 кг/м³. Ответ: $0,82 \cdot 10^{-3}$ м.

Задача 3. Найти диаметр отстойника для осаждения механических примесей из продуктивных растворов скважинного подземного выщелачивания при следующих параметрах: производительность по раствору – 150 т/ч, начальная концентрация твердой фазы 14,5 масс %. Влажность получаемого осадка – 65 %, средняя плотность сухого шлама ρ – 1,8 т/м³. Принять скорость осаждения равным $W=0,002$ м/с. Ответ: $D=6,3$ м.

Задача 4. Найти размеры прямоугольного отстойника, состоящего из 2-х отделений для очистки продуктивного раствора, производительностью 400 м³/ч, при глубине проточной части 1,5 м и гидравлической крупности песка $U_0=23,1$ мм/с.

Ответ: ширина $B=1,6$ м; длина $L=3,0$ м.

Задача 5. Найти производительность гидроциклона $D=250$ мм с углом конусности $\alpha=10^0$ при давлении $P=2$ кг/см². Ответ: $Q=900$ л/мин.

Задача 6. Найти крупность зерен во внутреннем потоке гидроциклона при следующих значениях параметров: $D=300$ мм, $d=150$ мм, $d_H=90$ мм, $\alpha=10^0$, $H_u=1500$ мм; $P=1,6$ кг·с/см², $K\alpha=1$; $K_d=1,2$; $\rho_0=2,1$ т/м³; $\rho=1$ т/м³; $\mu=0,01$ Па.

Задача 7. Определить диаметр граничных зерен в потоке продуктивного раствора при статическом напоре $H=1100$ мм, отделяемых гидроциклоном при следующих значениях параметров; внутренний радиус цилиндра $R_2=30$ см; наружный радиус выходной трубы $R_1=10$ см; динамическая вязкость раствора при 15 °С $\mu=2,1 \cdot 10^{-3}$ спз. Число витков жидкости в гидроциклоне $n=10$.

Заключение

Скважинное подземное выщелачивание, применяемое при извлечении урана из руд, в настоящее время получило широкое распространение на месторождениях, приуроченных к пористым, хорошо проницаемым породам (с $K_{\phi} > 0,5$ м/сут). Эти системы позволяют значительно снизить капитальные затраты, себестоимость урана в химическом концентрате и сократить сроки ввода предприятия в эксплуатацию.

Библиографическое описание

1 Бровин К.Б. и др. Прогноз, поиски, разведка и промышленная оценка месторождений урана для отработки подземным выщелачиванием. Алматы.: Галым, 1997.

2 Александров А.П. Атомная энергетика и научно-технический прогресс. М.: Наука, 1978.

3 Добыча урана методом подземного выщелачивания. /Под ред. Мамилова В.А. М.: Атомиздат, 1980.

4 Галкин Н.П. и др. Технология урана. М.: Атомиздат, 1964.

5 Луценко И.К. и др. Бесшахтная разработка рудных месторождений. М.: Недра, 1986.

6 Лунаев Л.И. и др. Бесшахтные системы выщелачивания металлов. М.: Недра, 1977.

7 Подгорнов В.М. и др. Практикум по закачиванию скважин. М.: Недра, 1985.

8 Бахуров В.Г. и др. Подземное выщелачивание урановых руд. М.: Атомиздат, 1969.

9 Лунев Л.И. Шахтные системы разработки месторождений урана подземным выщелачиванием. М.: Энергоиздат, 1982.

10 Бахуров В.Г. и др. Химическая добыча полезных ископаемых. М.: Недра, 1972.

11 Добыча металлов способом выщелачивания. /Под ред. Д.И. Щеголева. М.: Цветметинформация, 1970.

12 Белецкий В.И. и др. Об изменении фильтрационных свойств пород при подземном выщелачивании урана раствором серной кислоты. –Атомная энергия, 1971, Т. 31, Вып.5.

13 Ромм Е.С. Фильтрационные свойства трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1966.

14 Кучное и подземное выщелачивание металлов. /Под ред. Волощука С.Н. М.: Недра, 1989.

15 Плаксин И.Н. и др. Гидрометаллургия. М.: Металлуриздат, 1949.

16 Галкин Н.П. и др. Основные процессы и аппараты в технологии урана. М.: Атомиздат, 1961.

17 Зеликман А.Н. и др. Теория гидрометаллургических процессов. М.: Металлургия, 1975.

18 *Лебич В.Г.* Физико-химическая гидродинамика. М.: АНСССР, 1949.

19 *Требин Г.Ф.* Фильтрация жидкостей и газов в пористых средах. М.: Гостонтехиздат, 1959.

20 Растворение и выщелачивание горных пород. Сб. тр. М.: Госстройиздат, 1957.

21 *Лунаев Л.И. и др.* Бесшахтные системы выщелачивания металлов. М.: Недра, 1977.

22 *Аренс В.Ж.* Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М.: Недра, 1975.

23 *Калабан А.И.* Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием. М.: Атомиздат, 1969.

24 *Щевченко В.Б. и др.* Технология урана. М.: Госатомиздат, 1961.

25 *Грабовников В.А.* Геотехнологические исследования при разведке металлов. М.: Недра, 1983.

26 *Абдульманов И.Г. и др.* Комплексы подземного выщелачивания. М.: Недра, 1992.

27 *Давыдов В.В.* Химический способ укрепления горных пород. М.: Недра, 1965.

28 *Щелкачев В.Н.* Разработка пластов при упругом режиме. М.: Госстройтехиздат, 1959.

29 *Богевер Ф.М. и др.* Метод. пособие по расчетам эксплуатационных запасов подземных вод для водоснабжения. М.: Госстройтехиздат, 1961.

30 *Белицкий А.С. и др.* Разведочно-эксплуатационные скважины для водоснабжения. М.: Гостехиздат, 1964.

31 *Налоян А.В. и др.* Бурение скважин на воду. М.: Недра, 1966.

32 *Долежал Б.* Коррозия пластических материалов и резин. М.: Недра, 1985.

33 *Павлов К.Ф. и др.* Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов химической технологии. М.: Химия, 1969.

34 *Менлибаев А, Интыкбаев А.М.* Основное оборудование в технологии производства урана. Ч. I. –Алматы.: Бастау, 2004.

Содержание

Предисловие.....	3
Введение.....	5
Глава 1 Общие сведения об уране.....	7
1.1 Краткая история урана и его применение в промышленности.....	7
1.2 Химические и физические свойства урана	
Важнейшие химические соединения урана.....	8
1.3 Распределение урана в природе. Минералы урана.	
Принцип классификации месторождений урана.....	10
1.4 Оценка некоторых факторов при разработке рудных месторождений подземным выщелачиванием.....	14
1.4.1 Примеры решения задач.....	21
1.4.2 Задачи для самостоятельного решения.....	23
Глава 2 Выщелачивание уранового сырья	
Общие закономерности	24
2.1 Кислотное выщелачивание урановых руд	25
2.2 Карбонатное выщелачивание урановых руд	27
2.2.1 Содовое выщелачивание урановых руд при атмосферном давлении.....	28
2.3 Кучное выщелачивание урановых руд	29
2.4 Подземное выщелачивание.....	31
2.5 Сущность подземного скважинного выщелачивания металлов из руд.....	34
2.6 Физико-химические основы процесса подземного выщелачивания руд	41
2.6.1 Общая характеристика процесса подземного выщелачивания урана из руд.....	42
2.6.2 Механизм процесса выщелачивания.....	45
2.7 Кинетика выщелачивания руд осадочных месторождений в пластовых условиях	46

Глава 3 Подземное скважинное выщелачивание урана из руд осадочных месторождений	55
3.1 Технологические схемы подземного выщелачивания.....	58
3.2 Вскрытие продуктивных горизонтов	66
3.3 Разработка месторождений с помощью скважин-оросителей.....	69
3.4 Растворители для подземного выщелачивания.....	71
3.5 Закачка и откачка растворов	74
3.6 Перетекание растворителей через водоупоры	76
3.7 Извлечение металлов из недр на поверхность.....	79
3.7.1 Примеры решения задач.....	85
3.7.2 Задачи для самостоятельного решения.....	88
3.8 Оборудование и средства подъема растворов.....	89
3.9 Основы гидродинамических расчетов различных схем скважинного подземного выщелачивания.....	93
3.10 Расчет инфильтрационного скважинного выщелачивания по методике Л.И. Лунаева.....	99
3.10.1 Примеры решения задач.....	103
3.10.2 Задачи для самостоятельного решения.....	109
3.11 Пример расчета линейной системы расположения скважин	110
3.12 Пример расчета кольцевых систем нагнетательных и разгрузочных скважин.....	114
3.12.1 Задачи для самостоятельного решения.....	118
3.13 Отработка рудной залежи и расчет параметров.....	120
3.13.1 Примеры решения задач.....	128
3.13.2 Задачи для самостоятельного решения.....	134
Глава 4 Конструкции скважин	136
4.1 Общие сведения.....	136
4.2 Технологическая скважина.....	139
4.3 Конструкция призабойной части скважины.....	141
4.4 Крепление скважин	147
4.5 Сооружение наклонно направленных скважин	149

Глава 5 Оборудование комплекса выщелачивания	152
5.1 Общие сведения.....	152
5.2 Насосные станции.....	153
5.2.1 Примеры решения задач.....	159
5.2.2 Задачи для самостоятельного решения.....	162
5.3 Компрессорное отделение.....	164
5.3.1 Примеры решения задачи.....	168
5.3.2 Задачи для самостоятельного решения.....	171
5.4 Узел приготовления выщелачивающих растворов	172
5.5 Очистка продуктивных растворов.....	171
5.5.1 Примеры решения задач.....	180
5.5.2 Задачи для самостоятельного решения.....	185
Заключение.....	187
Библиографическое описание.....	188

Учебное издание

Алтынбек Мырзадылович Интыкбаев,
Жаксылык Алыбаевич Алыбаев

**ОСНОВЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА
И ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ**

Учебное пособие

Нач. РО
Редактор
Компьютерная
верстка

З.А. Губайдулина
Г.М. Дюсенбаева
Л.Т. Касжанова

Подписано в печать _____ 2011г.

Формат 60х84 1/16. Бумага типографская № 1.
Тираж 500 экз. 11,0 усл. п. л. 12,0 уч.-изд.л. Заказ № _____
Цена договорная

Издание Казахского национального технического университета
имени К.И. Сатпаева
Научно-технический издательский центр
г. Алматы, ул. Ладыгина, 32

ISBN 978-601-228-304-4



9 786012 283044