

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

На правах рукописи

УДК 622.286.4(043.3)

СОИБНАЗАРОВ Алишер Юсупжонович

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕВОДА ПОЛЕЗНЫХ
КОМПОНЕНТОВ В ПОДВИЖНОЕ СОСТОЯНИЕ В УРАНОВЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЯХ**

Специальность 5А 541601 - «Технология разработки редких и
радиоактивных металлов»

ДИССЕРТАЦИЯ
на соискание степени магистра

Работа рассмотрена и
допускается к защите
Зав.кафедрой «Горное дело»
_____ доц. Мислибоев И.Т.
« ____ » _____ 2010 г.

Научный руководитель
_____ к.т.н. Куролов А.А.
« ____ » _____ 2010 г.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
1. Технология разработки урановых месторождений методом подземного выщелачивания.....	6
1.1. Общие сведения о технологии подземного выщелачивания.....	6
1.2. Техничко-экономическая эффективность подземного выщелачивания.....	11
1.3. Главные закономерности процесса ПВ.....	15
2. Применяемые реагенты, технология вскрытия, подготовки и система разработки при подземном выщелачивании урана.....	19
2.1. Перевод полезных компонентов в подвижное состояние. Технологические схемы, применяемые при ПВ.....	19
2.2. Система разработки урановых месторождений при подземном выщелачивании.....	24
2.3. Методы, способствующие повышению реагирования кислоты с массивом.....	41
3. Повышение эффективности перевода полезных компонентов в подвижное состояние методом увеличения концентрации серной кислоты для выщелачивания урана и мероприятия по повышению скорости фильтрации.....	50
3.1. Повышение концентрации серной кислоты для выщелачивания урана.....	50
3.2. Причины снижения производительности скважин и возникновения кольматации.....	67
3.3. Методы по повышению производительности технологических скважин и скорости фильтрации в продуктивном пласте.....	73
Заключение.....	77
Список литературы.....	78

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы.

Выщелачивание с помощью скважин предлагается применять для отработки рудных тел, залегающих в осадочных горных породах, проницаемых для воды и растворов выщелачивающих реагентов.

Большая часть минералов урана легко растворяется в минеральных кислотах и в горячих растворах щелочных карбонатов. В соответствии с этим существуют два основных процесса выщелачивания урановых руд: кислотное и карбонатное.

Так как большинство руд трудно поддается методам карбонатного выщелачивания, то чаще применяется кислотное выщелачивание. Однако карбонатный процесс имеет свои преимущества: затраты при его осуществлении ниже, чем при кислотном выщелачивании.

Особенностью современности является развитие атомной энергетики и, как следствие этого, возрастающие потребности в уране.

По сравнению с обычными способами добычи полезного ископаемого, метод ПВ имеет ряд преимуществ, а именно:

- значительное уменьшение объемов таких дорогостоящих и трудоемких работ, как сооружение горных выработок, транспортирование руды, ее обогащение, дробление, измельчение;
- отсутствие необходимости в строительстве и эксплуатации хвостохранилищ;
- возможность сохранения в ненарушенном состоянии земной поверхности (после отработки месторождения земельные угодья могут быть использованы в сельском хозяйстве);
- возможность полной автоматизации процесса;
- коренное улучшение санитарно-гигиенических условий труда;
- резкое сокращение объемов промышленного и гражданского строительства;
- значительное сокращение сроков ввода в эксплуатацию и освоения промышленных мощностей;
- существенное уменьшение загрязнения окружающей среды;
- снижение себестоимости получения металлов и повышение производительности труда.

Но несмотря на это, метод подземного выщелачивания в настоящее время занимает небольшой удельный вес в общем объеме добычи полезных ископаемых. Частично это объясняется новизной процесса, малым количеством специальной систематизированной литературы по данному вопросу, а также недостаточным вниманием к запасам полезных ископаемых, заключенным в забалансовых рудах. Однако с уверенностью можно сказать,

что дальнейший технический прогресс в технологии добычи многих полезных ископаемых и повышение использования разведанных запасов в недрах будут связаны с этим новым методом.

Цель работы заключается в обосновании повышения перевода полезных компонентов в подвижное состояние путем увеличения концентрации серной кислоты для выщелачивания урана и повышения производительности скважин, скорости фильтрации в продуктивном пласте.

Идея работы заключается в детальном анализе всех исследований, ранее проведенных в этой области и в получении на основе теоретических и экспериментальных исследований оптимальных условий подземного выщелачивания месторождения урановых руд.

Для достижения поставленной цели в диссертационной работе решались следующие задачи:

- изучение геологического строения и гидрогеологических условий месторождения для определения наиболее эффективного реагента для выщелачивания в конкретных условиях;

- детальный анализ экспериментальных исследований по применению различных реагентов для повышения эффективности выщелачивания;

- воздействие производительности скважин и фильтрации продуктивных растворов в цикле ПВ на повышение эффективности перевода ПК в подвижное состояние;

- восстановление производительности скважин различными методами и устранение воздействий кольматации.

Объектом исследования является разработка урановых месторождений методом подземного выщелачивания.

Научная новизна выполненных исследований заключается в повышении эффективности выщелачивания урана регулированием концентрацией серной кислоты для выщелачивания с одновременным принятием мер по стабильной работе производительности технологических скважин.

Практическое значение работы заключается в разработке наиболее оптимального состава выщелачиваемого раствора, наиболее повышающего эффективность выщелачивания и наименее приводящего к химической кольматации поровых каналов.

1. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.

1.1. Общие сведения о технологии подземного выщелачивания

Подземное выщелачивание урана осуществляется путем избирательного перевода металла в раствор на месте залегания руд при помощи закачиваемых в недра химических растворов.

Для эксплуатации гидрогенных месторождений обычно применяются скваженные системы. При этом раствор реагента подается в рудовмещающий пласт через закачные скважины, фильтруется по пласту и откачивается на поверхность через откачные скважины. Продуктивные растворы на поверхности подвергаются технологическому переделу, до укрепляются реагентом и снова направляются в пласт.

Движения растворов для большинства используемых схем имеет характер фильтрации преимущественно в горизонтальном направлении (по пластованию) и подчиняется законам подземной гидродинамики (точнее физико-химической гидродинамики).

После достижения заданной степени извлечения металла в работу включаются новые блоки рудного пласта, оборудованные системами закачных и откачных скважин.

Целью всякого производственного процесса является получение максимального эффекта при минимальных затратах.

В качестве критерия при выборе оптимальной сети расположения скважин может быть принята прибыль, получаемая при отработке месторождения. Таким образом, задача сводится к определению параметров сети расположения скважин, обеспечивающих максимальную эффективность отработки месторождения (его частей) с учетом природных технологических и экономических факторов.

К природным факторам относятся глубина залегания залежи, ее мощность, содержание полезного компонента, структурная характеристика залежи, фильтрационные свойства залежи и их распределение в пространстве, физико-механические свойства залежи и вмещающих пород и другие.

Технологическими факторами являются скорость распространения зоны отработки, конструкция и время работы скважины, система разработки месторождения, свойства рабочих агентов, степень извлечения полезного ископаемого из недр.

Экономическими факторами являются затраты на бурение и оборудование скважин, на производство рабочих агентов, на раствороподъем и транспортировку растворов, на их концентрирование, на ремонтные работы и прочие.

Прибыль, получаемая при отработке залежей равно разности между продажной (отпускной) ценой и себестоимостью добытого продукта.

Отработка месторождения методом подземного выщелачивания с применением скважинных систем складывается из трех этапов:

- 1) Вскрытия запасов
- 2) Отработки (технологический этап)
- 3) Ликвидация отработанных участков.

Этап вскрытия запасов включает бурение, обсадку, и гидрогеологическое освоение скважин, обвязку их в единую систему с узлами технологического передела и приготовление рабочих растворов.

Главным звеном в технологической системе ПВ является скважина. Технологические скважины - закачная (нагнетательная) и откачная (разгрузочная) образует элементарную ячейку. Обычно ячейка состоит из одной откачной и двух или более закачных скважин. Ячейки объединяются в эксплуатационный блок. Система сложных блоков увязывается в эксплуатационный участок, совокупность которых в свою очередь образует эксплуатационные поля ПВ.

Этап отработки запасов методом подземного выщелачивания подразделяется на три стадии подготовки рудовмещающего пласта, активного выщелачивания урана и его отмывки.

В первой стадии происходит отмывка пласта реагентом с доведением pH раствора до более 8 при карбонатном и 3-2 при кислотном выщелачивании. На этой стадии обычно расходуется до 30% общего количества реагента. Стадия заканчивается появлением в растворах устойчивых содержаний урана, превышающих установленный промышленный минимум.

Вторая стадия – активное извлечение урана при кислотном выщелачивании слабокарбонатных руд – осуществляется с помощью рабочих растворов с содержанием серной кислоты около 10-15 г/л. Средняя концентрация урана, в продуктивных колеблется в пределах десятка, реже первых сотен мл/м и зависит от многих показателей.

При карбонатном выщелачивании концентрация реагентов на второй стадии обычно такая же, как и на первой. Содержание урана в продуктивных растворах в основном несколько ниже, чем при кислотном способе. Извлечение урана из недр при карбонатном с окислителем выщелачивания также несколько ниже.

Стадия отмывки пласта является завершающей и заключается вытеснением остаточных ураносодержащих растворов бедными рабочими растворами или пластовыми водами.

Этап отработки участков заключается в проведении мероприятий по рекультивации водоносного горизонта. Ликвидация технологических скважин, систем трубопроводов, рекультивации поверхности скважинного поля и т.д.

К основным геотехнологическим показателям, имитирующим процесс отработки месторождений способом ПВ относятся: концентрация металла в продуктивных растворах, дебит скважин откачной и закачной, суммарный дебит скважин, число одновременно работающих скважин, продолжительность отработки блоков, рядов, ячеек, время появления продуктивных растворов в откачных скважинах, расход и концентрация растворителя и окислителя, размеры понижения и повышения уровня в рабочих скважинах,

Приближенные расчеты производятся следующим образом:

Концентрация металла в продуктивных растворах, точнее ее среднее значение за весь период эксплуатации принятого к отработке участка месторождения, определяется по формуле:

$$C_{cp} = E \cdot P \cdot d / f \cdot M \cdot y \cdot F \quad (1.1)$$

где E - коэффициент извлечения;

P - запасы металла на обрабатываемой площади;

d - плотность продуктивного раствора;

f - отношение массы выщелачивающего раствора к массе руды, соответствующее заданному коэффициенту извлечения, среднему расчетному расстоянию между скважинами и оптимальной скорости фильтрации растворов (определяется с учетом зависимости интенсивности выщелачивания от длины пути и скорости фильтрации раствора).

M – средняя мощность водоносных пород прорабатываемых выщелачивающим раствором:

F - обрабатываемая площадь;

У - объемная масса руды;

Суммарный дебит откачных скважин при эксплуатации определяется по формуле:

$$Q_3 = M_e / C_{cp} \cdot T \quad (1.2)$$

где M_e - проектная годовая производительность (мощность) предприятия по металлу;

T – расчетное число рабочих дней в году

Следует отметить, что расход, определяемый по формуле (1.2) включает в себя как продуктивные, так и не продуктивные растворы, извлекаемые на первой стадии выщелачивания. Для стадии закисления участка расчет приведен ниже.

Дебит откачной скважины:

$$q = M \cdot v \cdot \nu \quad (1.3)$$

где, v – средняя ширина потока растворов, двигающихся к откачной скважине (определяется по гидродинамической ветке линий токов и напоров).

ν – оптимальная скорость фильтрации растворов (определяется по закономерностям изменения концентрации металла и степени его извлечения в зависимости от длины и скорости фильтрации растворов). Число одновременно работающих откачных скважин;

$$N = Q_3 / q \quad (1.4)$$

Непосредственно определяют площадь месторождения, находящуюся в эксплуатации. По числу этих площадей и времени их отработки определяется календарный план отработки месторождения.

Продолжительность отработки площади, приходящиеся на одну откачную скважину, определяется по формуле:

$$t_0 = (f \cdot y \cdot M \cdot F_0) / (d \cdot q) \quad (1.5)$$

где, F_0 – площадь отработки приходящиеся на одну откачную скважину.

Время появления продуктивных растворов в откачных скважинах определяется по формуле:

$$t_n = (M \cdot n \cdot l \cdot b) / q \quad (1.6)$$

где, n – эффективная пористость;

l – среднее расстояние между откачным и закачным скважинами.

Суммарный дебит непродуктивных растворов:

$$Q_n = (Q_3 \cdot t_n) / t_0 \quad (1.7)$$

Значительное количество непродуктивных растворов определяется проведением мероприятий по устранению разубоживания или продуктивных растворов, т.е. главным образом необходимость строительства второго трубопровода от откачных скважин. При разделении этих растворов средняя концентрация металла в растворе повышается, а уточненное ее значение определяется по формуле:

$$C = (Q_3 \cdot C_p) / (Q_3 - Q_n) \quad (1.8)$$

Затраты растворителя на химические реакции с однородной массой и на заполнение продуктивного горизонта:

$$P_p = \frac{E \cdot P}{M} \cdot (Q_3 - Q_n) \cdot (C_p - C_k) \quad (1.9)$$

где C_p – заданная концентрация растворителя в выщелачивающем растворе (определяется по данным лабораторных исследований и уточняется в процессе проведения работ); C_k – концентрация растворителя в извлекаемом растворе(

определяется из зависимостей расхода растворителей, времени длины пути и скорости фильтрации раствора).

Понижения уровня в откачных скважинах и соответственно повышению его в закачных определяется подземной гидравликой и зависит от схемы расположения скважин. Расчеты этих показателей необходимы для обоснования возможности получения расчетных расходов и выбора насосного оборудования.

1.2. Техничко-экономическая эффективность подземного выщелачивания.

Вовлечение в разработку более бедных и глубокозалегающих месторождений неизбежно приводит к повышению стоимости добываемых полезных ископаемых. Это относится ко всем полезным ископаемым, в том числе и к новому виду энергетического топлива - урану, причем к нему в большей мере, поскольку атомная энергетика развивается очень быстрыми темпами.

Указанные обстоятельства поставили перед работниками урановой промышленности важную и сложную задачу - поиски путей методов и средств, которые позволили бы разрабатывать бедные урановые месторождения, а также месторождения, залегающие в сложных геологических, горнотехнических и географических условиях, без увеличения стоимости единицы конечной продукции.

Таким образом, метод ПВ находит все более широкое применение при разработке урановых месторождений, которые в связи с указанными выше сложными условиями залегания, а также высокими удельными капиталовложениями и эксплуатационными расходами не могли быть отработаны традиционными способами.

Известно, что существует прямая зависимость стоимости единицы, металла в конечной продукции гидрометаллургического завода от содержания полезного компонента в руде.

Помимо низкого содержания урана в рудах для указанных месторождений характерны и другие факторы, неблагоприятно влияющие на стоимость добычи:

- 1) значительные глубины залегания гидрогенных месторождений;
- 2) сложная морфология рудных тел: невыдержанность по мощности и ширине;
- 3) большая неоднородность по проницаемости вмещающих пород и рудных тел продуктивного горизонта;
- 4) наличие в налегающих толщах нескольких водоносных горизонтов.

Но, несмотря на эти неблагоприятные факторы, добыча урана методом ПВ применяется все шире, что является следствием значительного технико-экономического эффекта, заложенного в самом методе. Для выяснения источников технико-

экономического эффекта полезно сравнить основные переделы и процессы при методе подземного выщелачивания и традиционных способов добычи, затраты средств труда, энергии и материалов на их выполнение (табл.1)

Из таблицы следует, что при методе ПВ по сравнению с традиционными способами добычи число процессов и переделов сокращается. Особенно это относится к вариантам скважинного вскрытия месторождений, представленных рудами естественной проницаемости.

Преимущество метода ПВ заключается не только в значительном сокращении переделов, но и в том, что процессы добычи приобрели совершенно иную качественную характеристику в части человеческого труда, орудий труда и средств производства.

Выдается небольшая часть руды (до12-15%). Выщелачивание проводится на месте залегания руд. В связи с тем, что объемы концентратов, полученных при ПВ, невелики, доводка их осуществляется на ближайшем ГМЗ.

Таблица 1.

Сопоставление основных производственных процессов.

Основные производственные процессы	Традиционные способы добычи		Подземные выщелачивание	
	Подземные горные работы	Открытие горные работы	Скважинный вариант вскрытия	Шахтное вскрытие
Проходка стволов шахт и других горнокапитальных выра-боток.	+	-	-	+
Проходка горноподгото-вительных и нарезных выра-боток.	+	-	-	+
Вскрышные работы	-	+	-	-
Отбойка руды, буровзрыв-ные работы.	+	+	-	+
Бурение и оборудование скважин.	-	-	+	-
Погрузка и транспортировка руды, и выдача на поверхность.	+	+	-	+
Погашение выработанного пространства.	+	+	-	-
Водоотлив.	+	+	-	+
Вентиляция.	+	+	-	+

Транспортировка руды от рудника до перерабатывающего завода.	+	+	-	-
Транспортировка продуктивных и рабочих растворов.	-	-	+	+
Дробление руды на ГМЗ (перерабатывающем предприятии)	+	+	-	-
Измельчение руды на ГМЗ.	+	+	-	-
Выщелачивание урана из руды.	-	-	+	+
Сорбция и десорбция.	+	+	+	+
Экстракция и реэкстракция	+	+	+	+
Транспортировка и складирование хвостов.	+	+	-	-

Примечание: «+» процессы обусловлены технологиями добычи и переработки руды.

«-» процессы отсутствуют

Следовательно, с помощью метода ПВ, использующего физико-химические процессы, внесены коренные научно-технические усовершенствования в технологию добычи урана.

Как было показано выше, в технологической схеме добычи урана методом ПВ отсутствуют все процессы и переделы, связанные с добычей и переработкой руды. Таким образом, при этом методе отпадает необходимость в строительстве многих производственных сооружений, зданий, установок, предназначенных для этих целей.

По сравнению с горнодобывающими предприятиями, отрабатывающими месторождения урановых руд подземными горными работами, метод ПВ позволяет уменьшить капиталовложения за счет исключения строительства основных объектов и сооружений:

- 1) добычных и вентиляционных стволов шахт, окоlostвольных горных выработок и квершлаггов, вскрывающих рудные тела на основных горизонтах;
- 2) поверхностных рудничных комплексов сооружений, оборудования шахтного подъема и транспорта;
- 3) вентиляционных, калориферных и насосных установок.

Значительные суммы средств экономятся за счет исключения или значительного сокращения затрат по рекультивации поверхности рудников или карьеров.

Из практики известно, что затраты на горнокапитальные работы и рудничный поверхностный комплекс сооружений составляет не менее 50% общей суммы капитальных вложений.

Технологическая схема ПВ практически не требует потребления технической воды для производственных процессов, а следовательно, и для строительства всего комплекса сооружений по водоснабжению и очистке промышленных стоков, т.к. последние отсутствуют.

Нельзя не учитывать и другое важное преимущество: поскольку производительность труда по выпуску конечной продукции при подземном выщелачивании в несколько раз выше, чем при традиционных способах добычи, численность работающих соответственно меньше. Это обстоятельство позволяет уменьшить капиталовложения, направляемые на строительство жилья и объектов соцкультбыта.

Таким образом, капитальные вложения при использовании метода подземного выщелачивания в 2-4 раза ниже, чем при традиционных способах добычи.

1.3. Главные закономерности процесса ПВ

С физико-химических позиций процесс ПВ можно определить как процесс гетерогенных химических взаимодействий, сопровождающихся изменением концентрации реагирующих веществ в жидкой и твердой фазах, при фильтрационном перемещении жидкой фазы в пределах объема выщелачивания. Под последним понимается часть объема рудовмещающего пласта, в которой происходит фильтрация растворителя. Процесс выщелачивания подчиняется законам диффузионной кинетики и физико-химической гидродинамики. В ходе гетерогенных реакций растворения выделяется три стадии: первое – поступлении растворителя поверхности твердого вещества; вторая – собственно химическое взаимодействие на поверхности раздела фаз, и третья – отвод продуктов реакции от участка химического взаимодействия. Скорость процесса зависит от скорости протекания трех стадий и по существу определяется самой медленно протекающей стадией. Различают три режима выщелачивания: диффузионный, когда скорость химического взаимодействия превышает скорость подвода растворителя продукта реакции. Кинетический – когда скорость химического взаимодействия меньше скорости подвода растворителя и отвода продуктов реакции; диффузионно – кинетический когда скорости отдельных стадий сопоставимы. Главной особенностью диффузионного режима является зависимость суммарной скорости процесса выщелачивания от скорости движения растворителя тогда как при кинетическом режиме суммарная скорость процесса независим от скорости движения растворителя. При переходном (диффузионно-кинетическом) режиме скорости отдельных стадий, значительно влияют на скорость выщелачивания. Эмпирическим и путем построения математических моделей установлены следующие общие закономерности процесса подземного выщелачивания.

1. В проницаемых породах скорость выщелачивания практически линейно зависит от скорости фильтрации, так как скорость реакции растворителя с руды и породы по сравнению со скоростью его подвода и отвода продуктов реакции путь фильтрации весьма велика. Следовательно, при увеличении скорости фильтрации концентрация металла остается на прежнем уровне, а скорость извлечения возрастает пропорционально увеличению скорости фильтрации. Этим обеспечивается возможность интенсификации процесса ПВ за счет увеличения скорости фильтрации, снижающие расходы реагента. При кислотном выщелачивании фронт ураносодержащих растворов в слое руды движется с некоторым отставанием от действительной скорости фильтрации потока, что связано с частичным нейтрализации кислоты породообразующими минералами. Обычно это отставание тем больше, чем ниже концентрации кислоты рабочем растворе.

В слабопроницаемых глинистых породах при фильтрации через прослойки проницаемых безрудных пород вынос металла раствор определяется главным образом за счет его диффузии к поверхности контакта руд с проницаемыми породами. Скорость процесса извлечения металла имитируется кинетикой его перехода в раствор, а увеличение скорости фильтрации не приводит к увеличению скорости выщелачивания, так как количество металла, попадающего в фильтрационный поток через контакт руд и безрудных пород, примерно постоянно.

2. Для каждой исходной концентрации растворителя общее количество рабочего раствора, необходимое для достижения одной и той же степени извлечения практически не зависит от скорости фильтрации и может выражаться отношением массы раствора (J) к прорабатываемой горнорудной массе (T). На базе параметров $J:T$ определяется ряд прогнозных расчетов подземного выщелачивания урана.

3. Скорость выщелачивания при одной и той же скорости фильтрации пропорционально концентрации рабочего реагента в растворе. Повышение концентрации растворителя увеличивает полноту извлечения урана из руд за счет вовлечения в процесс урановых минералов, требующих более жестких режимов растворения частичного разложения породообразующих минералов, препятствующих вскрытию урана. Однако в практических условиях необходимо осуществлять подбор рабочей концентрации растворителя таким образом, чтобы не повлечь повышения расхода реагента на реакцию с более широким спектром породообразующих минералов и не вызывать коагуляционных явлений.

4. Концентрация металла в продуктивных растворах увеличивается с ростом длины пути и уменьшается с повышением скорости фильтрации. Зависимость концентрации металла в растворе от величины отношения длины пути к скорости фильтрации близка к

экспоненциальной. Практически в каждом конкретном случае при достижении определенного значения отношения длины пути к скорости достигается насыщение раствора металлом и дальнейшего роста концентрации не происходит. Это значение (эффективное время насыщения) при кислотном выщелачивании и реальных скоростях фильтрации соответствует длине пути в первые метры.

5. Процесс выщелачивания представляет собой многократное растворение и осаждение т.е. переотложение урана на подвижном физико-химическом барьере (кислотно-щелочном) или окислительно-восстановительном). Наличие эффекта переотложения урана необходимо учитывать при изучении его содержаний в твердом фазе в ходе ПВ и при оценке результатов последнего.

2. ПРИМЕНЯЕМЫЕ РЕАГЕНТЫ, ТЕХНОЛОГИЯ ВСКРЫТИЯ, СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА. МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ РЕАГИРОВАНИЯ КИСЛОТЫ С МАССИВОМ.

2.1. Технологические схемы, применяемые при ПВ. Перевод полезных компонентов в подвижное состояние.

Подземное выщелачивание урана осуществляется из двух основных типов руд локализованных в хорошо проницаемых осадочных отложениях и в массив плотных пород, требующих дополнительного дробления. Выщелачивание этих типе руд имеет существенные различия по условиям формирования растворов и техники извлечения их на поверхность.

Первый тип руд приурочен обычно к водоносному горизонту. Высокая естественная дисперсность руды исключает необходимость ее дробления. Выщелачивание осуществляется с помощью скважин, пробуренных с поверхности земли. Движение растворов для большинства используемых схем имеет характер фильтрации преимущественно в горизонтальном направлении (по напластованию) подчиняется законам подземной гидродинамики (точнее, физико-химической гидродинамики).

Второй тип руд связан с трещиноватыми массивами пород. Руды этого требуют, как правило, предварительного разрушения или дробления взрывом последующим магазинированием кусковой руды в блоках с образованием обрушения. Выщелачивание осуществляется с помощью подземных выработок.

Движение растворов происходит за счет орошения блока сверху вниз в форме гравитационного просачивания (без полного насыщения порового пространства образования единой пьезометрической поверхности) и капиллярного проникновения

внутри рудных кусков. В некоторых случаях возможно выщелачивание в скважинном варианте руд промежуточного типа, приуроченных к водоносным горизонтам сильнотрещиноватых породах (например, в коре выветривания), не требующих дополнительного дробления. Помимо подземного варианта в качестве попутной добычи используется также кучное выщелачивание металлов на поверхности из штабелей извлеченной из недр дробленой руды.

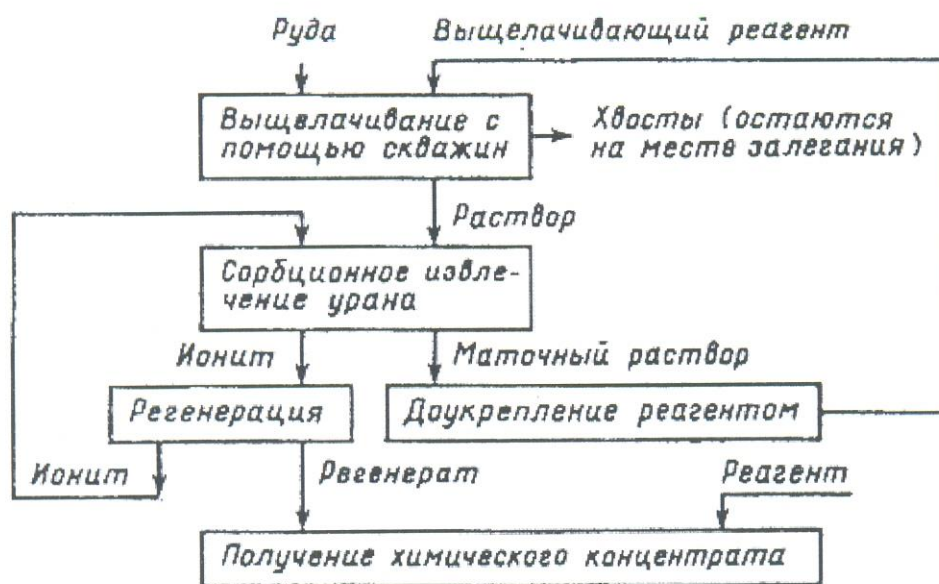


Рис. 2.1. Технологическая схема подземного выщелачивания урановых руд рыхлых осадочных месторождений.

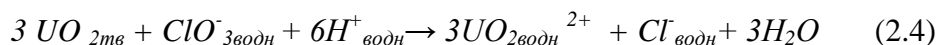
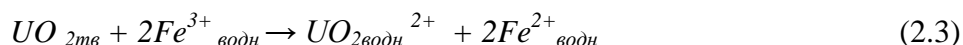
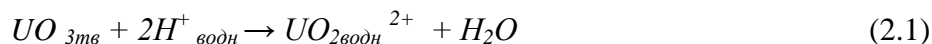
Ввиду существенного различия в характере протекания процесса извлечения урана из недр рыхлых и плотных трещиноватых пород различны и методы проведения исследований, а также способы эксплуатации месторождений.

Наибольшее распространение получило подземное выщелачивание урана из руд гидрогенных месторождений, приуроченных к обводненным нецементированным осадочным породам. Выщелачивание из руд плотных кристаллических массивов является более трудоемким, и дорогим.

В отличие от традиционного горного способа, имеющего дело с твердыми полезными ископаемыми, добыча урана с помощью подземного выщелачивания связана с извлечением его из недр в виде продуктивного раствора. Из растворов уран извлекают с помощью ионообменной технологии с последующей регенерации сорбента и получением продуктов, пригодных для дальнейшей переработки.

В качестве реагентов при выщелачивании урана используют слабые раствор серной кислоты, карбонат (бикарбонат) содержащих солей аммония, натрия, калия кальция и магния. Карбонатное выщелачивание обязательно проводят с применением окислителя (пероксида водорода, кислорода и др.).

Реакции взаимодействия оксидов урана при кислотном способе выщелачивания руд:



В качестве растворителя при кислотном способе подземного выщелачивания используют разбавленную серную кислоту. Серная кислота удобна при транспортировании (применяют цистерны из черной стали), имеет высокое содержание основного вещества в исходном водном растворе, может служить растворителем без применения окислителя, очень слабо переводит в раствор радий и другие нуклиды.

Исходная концентрация серной кислоты для выщелачивания урана обычно составляет 12-15 г/дм³ с дальнейшим снижением до 7-8 г/дм³ (после завершения стадии закисления). Остаточная кислотность растворов должна быть ниже рН осаждения гидроксида уранила (рН = 2 -г- 2,5). Практически она составляет 1,0-3 г/дм³.

Минералы, в которых уран находится в шестивалентном состоянии, хлор растворяются в растворах серной кислоты. Минералы четырехвалентного урана медленно взаимодействуют с растворами серной кислоты по уравнению реакции (2.5), но практически в условиях подземного выщелачивания эта реакция не имеет места, и выщелачивание идет по уравнению (2.3), так как в растворах всегда присутствует трехвалентное железо, переходящее в них из вмещающих пород.

Для увеличения скорости растворения урана желательна повышенная концентрация ионов трехвалентного железа в растворе, поэтому при недостаточной концентрации этих ионов в выщелачивающем растворе необходимо добавлять сульфат железа (III) или вводить другой окислитель, например NaClO₃.

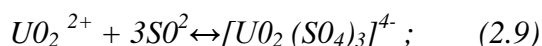
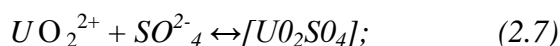
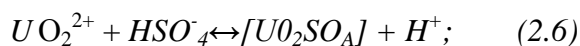
Концентрация ионов трехвалентного железа на уровне 1-2 г/дм³ при соотношении $Fe^{+3}/Fe^{+2} > 1$ обеспечивает полное окисление минералов четырехвалентного урана при наличии контакта с растворами.

Ниже приведены нормальные потенциалы окислительно-восстановительные реакции в кислой среде, которые показывают, что указанные соединения окисляют уран в его водных растворах:

Реакция	Потенциал E_0, B
$CO_3 + 6e + 6H^+ \leftrightarrow Cl + 3H_2O$	+1,45
$MnO_2 + 2e + 4H^+ \leftrightarrow Mn^{2+} + H_2O$	+1,28
$O_2 + 4e + 4H^+ \leftrightarrow 2H_2O$	+1,23
$NO_3^- + 3e + 4H^+ \leftrightarrow NO + 2H_2O$	+0,96
$Fe^{3+} + e \leftrightarrow Fe^{2+}$	+0,77
$UO_2 \leftrightarrow UO_2^{2+} + 2e$	+0,334

При ЭДС +300 мВ все железо в растворе находится в двухвалентном состоянии при +430 мВ около половины железа находится в трехвалентном состоянии и при +600 мВ все железо присутствует в трехвалентном состоянии. Экспериментами установлено, что при ЭДС +500 мВ скорость растворения урана максимальна.

В сернокислых растворах ион урана способен образовывать с сульфат -бисульфат - ионами анионные уранил - сульфатные комплексы по следующим обратимым реакциям:



Преобладающей формой нахождения урана в кислых растворах является трисульфатный комплекс уранила, в виде которого уран поглощает анионообменными смолами. Все три вида уранил - сульфатных комплексов в растворе находятся в равновесии.

Реакции взаимодействия примесей в руде и вмещающих породах при сернокислотном способе выщелачивания:

Реакция	Переход примесей в раствор, % содержания в руде (породе)
$SiO_2 + H_2O \leftrightarrow H_2SiO_3$	<0.1 (2.10)
$CaSiO_2 + H_2SO_4 \leftrightarrow CaSO_4 + H_2SiO_3$	<0.1 (2.11)
$Al_2O_3 + 3H_2SO_4 \leftrightarrow Al_2(SO_4)_3 + 3H_2O$	<0.5 (2.12)
$Fe_2O_3 + 3H_2SO_4 \leftrightarrow Fe_2(SO_4)_3 + 3H_2O$	<0.5 (2.13)
$Ca(Mg)CO_3 + H_2SO_4 \leftrightarrow Ca(Mg)SO_4 + H_2CO_3$	80-100 (2.14)
$FeCO_3 + H_2SO_4 \leftrightarrow FeSO_4 + H_2CO_3$	80-100 (2.15)
$CaPO_4 + 3H_2SO_4 \leftrightarrow 3CaSO_4 + 2H_3PO_4$	60-80 (2.16)
$Ca_5(P_3O_4)_3F + 5H_2SO_4 \leftrightarrow 3H_3PO_4 + 5CaSO_4 + HF$	60-80 (2.17)

Расход реагента при кислотном способе выщелачивания определяется в основном свойствами урановых минералов вмещающих пород. Основное количество кислоты расходуется на растворение карбонатов кальция, магния и железа, которые легко взаимодействуют с разбавленными растворами кислот. При высоком содержании карбонатов кислотный способ выщелачивания становится экономически невыгодным.

Для растворения 1 % CaCO_3 при условии практически полного взаимодействия требуется примерно 1 % H_2SO_4 . CaSO_4 , образующийся при растворении CaCO_3 , обладает низкой растворимостью - около 2 г/дм³. Растворимость MgSO_4 , а также FeSO_4 , весьма велика. Углекислота, выделяющаяся в процессе взаимодействия, может коагулировать пласт и снижать, а иногда и вовсе исключать прием растворов в закачные скважины.

Основные породообразующие силикатные и алюмосиликатные минералы (кварц, полевые шпаты) практически нерастворимы в разбавленных растворах серной кислоты. Слюда, фосфаты, глинистые минералы слабо взаимодействуют с серной кислотой, при этом образуются загрязняющие раствор элементы (Al, Fe, Ca, Mg, Na, K, P и др.).

При подземном выщелачивании количество вещества, переходящего из руды в раствор составляет не более 0,5-1,0 %. Расход кислоты на взаимодействие с рудой вмещающими породами в зависимости от их минерального состава изменяется от 7 до 25-30 кг/т горнорудной массы.

2.2. Система разработки урановых месторождений при подземном выщелачивании.

При подземном выщелачивании гидрогенных месторождений скважинными системами все функции вскрывающих, подготовительных и очистных выработок, ток, а также путей транспортирования технологических растворов с поверхности обратно выполняют технологические закачные и откачные скважины.

Схема вскрытия продуктивного горизонта включает схему размещения технологических скважин по площади месторождения и схему установки фильтров в разрезе продуктивного горизонта. Выбор схемы вскрытия не зависит от используемого реагента (в том числе применяемого окислителя) и режима их подачи в продуктивный горизонт.

Разработка гидрогенных месторождений может осуществляться без применения и с применением дополнительных специальных технических мероприятий изменяющих в задаваемых направлениях естественные природные условия продуктивного горизонта. Специальные технические мероприятия способствовали интенсификации технологического процесса, повышению экономичности экологической безопасности отработки месторождения, а также рациональному использованию запасов недр.

Возможные изменения естественных природных условий в продуктивном горизонте, которые можно получить при использовании в скважинных систем разработки специальных технических мероприятий, проводимых до или в процессе эксплуатации участка подземного выщелачивания.

Основной технологической единицей любой скважинной системы является добычная (эксплуатационная или гидродинамическая) ячейка, под которой понимается площадь, обрабатываемую одной откачной скважиной. Плановые контуры эксплуатационной ячейки могут иметь квадратную, прямоугольную или гексагональную форму. По местоположению в пределах общего обрабатываемого участка выделяют эксплуатационные ячейки, а также полузамкнутые или краев оконтуренные другими ячейками не полностью.

По функциональному назначению в процессе эксплуатации выделяются скважины одиночного и двойного действия. Первые работают только на закачку или откачку растворов, вторые - поочередно на закачку и откачку. Ряды скважин одиночного назначения делятся на ряды одного знака (откачные, закачные) и или чередующихся по знаку. По ориентации рядов относительно контуров рудного тела выделяются поперечные, продольные и смешанные схемы. Технологические скважины на участках подземного выщелачивания в процессе эксплуатации работают в постоянном или переменном режимах. При постоянном режиме все скважины работают непрерывно и одновременно, при переменном - включаются и выключаются в определенном порядке или меняют знак назначения.

По режиму движения растворов в недрах выделяются схемы, работающие без и с изменением направления потока. По отношению к контурам рудного тела выделяются схемы с преимущественно горизонтальной, вертикальной и смешанной направленностью фильтрации растворов.

На каждом конкретном месторождении поиск конкурирующих вариантов систем разработки начинают с обоснования схем расположения технологических скважин и его площади и режима их работы. Затем выбирают возможные схемы расположение фильтров скважин в разрезе.

К первому классу отнесены поперечные, ко второму - продольные, к третьему смешанные схемы расположения технологических скважин. В первом класс выделяются четыре, во втором и третьем по восемь подклассов. Подклассы делятся на типы, внутри которых выделяются подтипы.

В настоящее время для всех гидрогенных месторождений граничные условия продуктивных горизонтов на площади могут быть представлены и схематизирован как

неограниченные в плане напорные водоносные горизонты. Однако уровень современных технологических средств позволяет в определенных условиях изменяться естественные плановые граничные условия продуктивных горизонтов.

Значительно сложнее обстоит дело с учетом граничных условий и основных параметров в разрезе продуктивных горизонтов. Их вариации в природе настолько многообразны, что группировка схем размещения фильтров скважин требует проведения хотя бы укрупненной схематизации и выделения по месторождению наиболее характерных типов их разрезов. При этом должны быть учтены так параметры разреза, которые в наибольшей степени влияют на выбор схем изменения фильтров скважин: общая мощность продуктивного горизонта, количество слоев с различной водопроницаемостью и их мощности, соотношение коэффициентов фильтрации между смежными слоями, многоярусность оруденения, его положение относительно границ самостоятельного слоя, в котором рудное размещено.

В природных условиях тончайшее переслаивание пород разной водопроницаемости чаще всего совмещено и перемежается неоднородными по водопроницаемости породами большой мощности. Поэтому можно считать, что граница между анизотропными и однородными породами относительна. В определенных условиях неоднородную толщу можно рассматривать как изотропную. Если фильтры скважин пересекают несколько слоев и длина фильтров не менее чем в 5-6 раз больше мощности каждого отдельного слоя, то породы можно рассматривать как изотропные. Это обстоятельство учитывают как в процессе прогнозирования геотехнологических показателей, так и при работе скважин на отдельных участках или на всем месторождении. Для наиболее характерных типов разрезов продуктивных горизонтов принимают следующие допущения: по характеру проницаемости пород продуктивного горизонта выделены однородно-слоистые неоднородно-слоистые разрезы (двух - и трехслойный); однородно-слоистые породы характеризуются достаточно равномерным переслаиванием прослоев небольшой мощности и разной водопроницаемости; коэффициенты фильтрации по отдельным прослоям различаются не более чем в 1,5-2 раза; неоднородно-слоистые породы характеризуются наличием нескольких отдельных слоев или горизонтов значительной мощности и разной водопроницаемости; осредненные значения коэффициентов фильтрации пород между отдельными слоями или горизонта различаются более чем в 1,5-2 раза; литологические "окна" в разрезе продуктивного горизонта представляют в виде слоя с более высокими фильтрационными свойствами по сравнению с рудосодержащим горизонтом; в многоярусном оруденении максимально допустимую

мощность пустого прослоя между отдельными рудными телами в пределах одного яруса принимают равной 5-6м.

Поперечные схемы расположения технологических скважин имеют широкое применение. В один класс их объединяет поперечная ориентация ряд технологических скважин одного знака относительно контура рудного тела. В число входят схемы, которые на площади участка создают сеть скважин, состоящую из гидродинамических ячеек квадратной, прямоугольной или гексагональной формы. Откачные скважины в них располагаются в центре гидродинамической ячейки, закачные по ее краям.

Все технологические скважины этих схем работают в условиях постоянного режима их эксплуатации. В зависимости от предварительно полученных на данном участке месторождения дебитов проектная производительность участка подземного выщелачивания по растворам обычно достигается варьированием количества закачных скважин, приходящихся на одну гидродинамическую ячейку или откачную скважину. Так, для схем с квадратной или прямоугольной формой ячеек каждую откачную скважину может приходиться две, четыре или шесть закачных, схем с гексагональной формой число закачных скважин постоянно и равно шести. Все известные схемы могут эксплуатироваться в условиях использования переменных режимов работы их технологических скважин. Для схем данного класса это может достигаться чередованием работающих скважин одновременно в откачных и закачных рядах или чередованием работающих скважин только в откачных рядах, а также чередованием работающих гидродинамических ячеек через одну или изменении функционального назначения отдельных скважин.

Переменные режимы работы технологических скважин способствуют повышению эффективности процесса подземного выщелачивания, значительно расширяют возможности использования поперечных схем, позволяя осуществлять более обоснованный их выбор применительно к конкретным геолого-гидрогеологическим условиям рассматриваемого месторождения, и расширяют возможности варьирования задаваемыми отношениями дебита откачной скважин к закачной.

Рассматриваемые схемы характеризуются продольной ориентацией рядов технологических скважин одного знака относительно контуров рудного тела. В число схем попадают такие, которые создают на площади месторождения сеть скважин, образующих ячейки квадратной, прямоугольной или гексагональной формы. Откачные скважины в этих схемах располагаются в центре гидродинамической ячейки, а закачные - по ее контурам.

На ячейках прямоугольной (квадратной) формы в зависимости от практической необходимости обычно используют две, четыре или шесть закачных скважин. Для схем с гексагональной формой ячеек количество закачных скважин постоянно и равно шести.

Продольные схемы предназначены для эксплуатации в условиях постоянного и переменного режимов работы технологических скважин. Переменные режимы в ходе эксплуатации могут достигаться чередованием работы скважин в откачном и закачном рядах, чередованием работающих ячеек или откачных рядов, а так вменением функционального назначения отдельных скважин.

Значительная часть систем, использующих изменение направления потока растворов, пока не нашла широкого применения в добыче урана способом подземного выщелачивания в нашей стране. Тем не менее, в предложенном виде этот материал, безусловно, будет представлять практический интерес для специалистов, давая возможность проводить процесс более эффективно и рентабельно, чем раньше.

Схемы, относящиеся к смешанному классу, характеризуются тем, что положение рядов технологических скважин в них одного или чередующихся знаков можно рассматривать ориентированным относительно плановых контуров рудного тела одновременно как поперечное, так и продольное. В этих схемах достаточно точно четко выделяются две самостоятельные группы.

К первой из них относятся схемы, оборудованные такими технологическими скважинами, назначение которых в процессе эксплуатации не изменяется. В эту группу в первую очередь входят так называемые схемы "вертикальной фильтрации" разнополюсные технологические скважины которых в каждой гидродинамические (эксплуатационной) ячейке в плане между собой сближены на минимально возможное расстояние. Причем фильтр закачной скважины оборудуется выше рудного тела, а откачной - ниже его. В результате такой посадки фильтров в разрезе продуктивного горизонта схемы характеризуются преимущественно вертикальной фильтрацией технологических растворов через рудное тело в пределах каждой эксплуатационной ячейки. Для поддержания требуемой производительности участка по растворам и для сохранения основного условия - равенства суммы закачиваемых и откачиваемых растворов число закачных технологических скважин этой схемы может быть увеличено.

В первую группу попадают схемы, частично использовавшиеся на практике и рассматривавшиеся в проектных проработках в качестве конкурирующих вариантов. Это схемы с разнесенными в плане ячейки разнополюсными технологическими скважинами, характеризующиеся значительно увеличенным числом закачных скважин, приходящихся на одну эксплуатационную ячейку. В их числе схемы, образующие ячейки

квадратной или прямоугольной формы с восемью закачными скважинами, а также схемы, образующие ячейки гексагональной формы двенадцатью закачными скважинами.

Ко второй группе смешанных схем относятся те из них, в которых функциональное назначение всех технологических скважин в ходе эксплуатации двойное, т.е. одна и та же скважина работает как на закачку, так и на откачку. Характерный признак схем этой группы - режим работы всех технологических скважин в ходе их эксплуатации переменный. Это обстоятельство в целом ряде случаев позволяет исключить из регламента работы скважин их планируемые остановки на проведение чисток фильтров и прифилтровых зон.

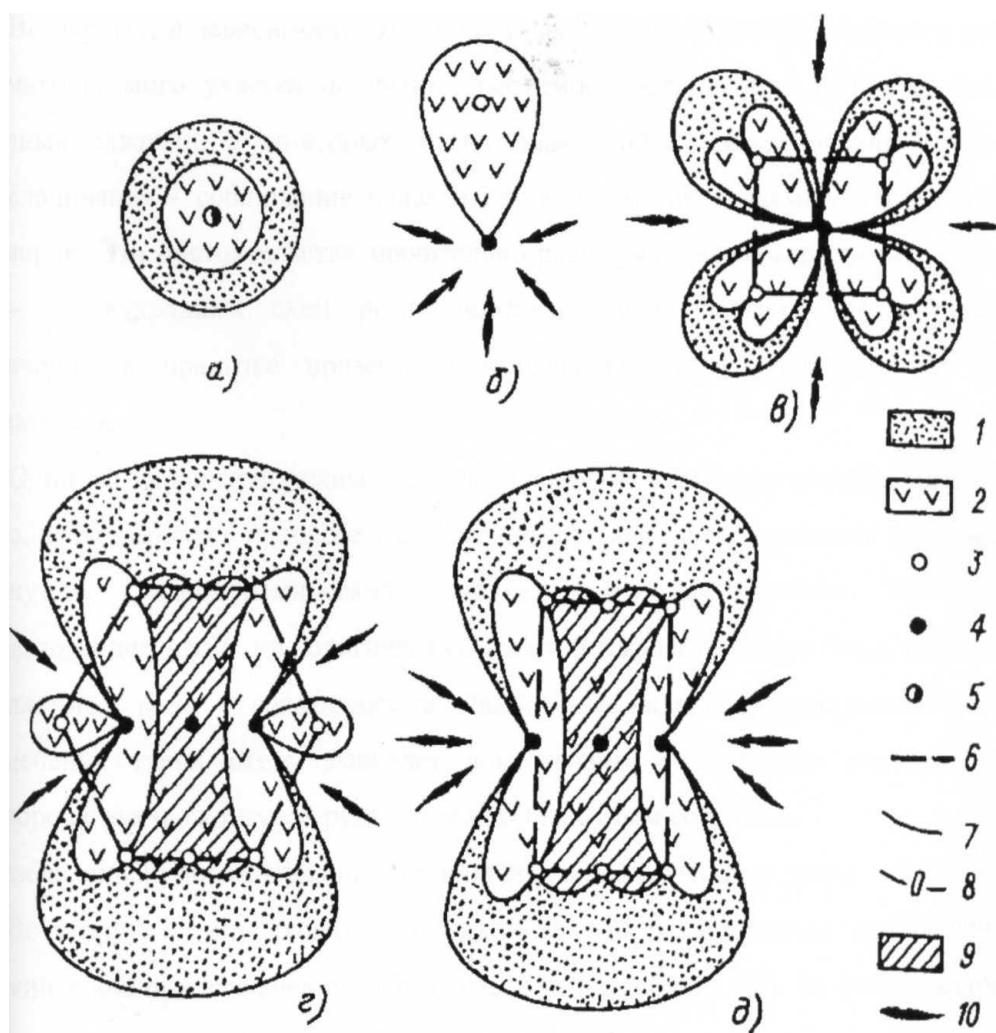


Рис. 2.2. Зоны выщелачивания в недрах (1) и из недр на поверхность (2) для различных схем подземного выщелачивания: а - односкважинный (push-pull); б - двухскважинный; в - пятискважинный («квадрат»); г - одиннадцатискажинный (гексагональный с центральной ячейкой); д - девятискажинный (прямоугольный с центральной ячейкой); 3 - закачная скважина; 4 - откачная; 5 — переменного действия; 6 -

геометрический контур участка; 7 - линии тока жидкости; 8 - пьезоизогипсы и их отметки; 9 - площадь центральной ячейки в ее гидродинамическом контуре; 10 - направление разбавляющего воздействия подземных вод.

Из используемых на предприятиях подземного выщелачивания в эту группу входят однорядные и двухрядные схемы технологических скважин, работающие в чередующемся режиме закачка - откачка, и предназначенные главным образом для разработки сравнительно узких в плане рудных залежей шириной до 50-80м.

Варьирование числом и последовательностью одновременно работающих технологических скважин на цикле закачки и откачки позволяет добиваться следующих результатов.

Во-первых, в зависимости от конкретных геолого-гидрогеологических условий рассматриваемого участка получают требуемое соотношение дебита откачных и закачных скважин, а во-вторых, выдерживают одно из требований подземного выщелачивания - соблюдение баланса по объемам закачиваемых и откачиваемых растворов. Эти обстоятельства значительно расширяют возможности использования одно- и двухрядных схем расположения технологических скважин двойного назначения в практике подземного выщелачивания и повышают их общую эффективность.

Один из вариантов режима работы однорядных технологических скважин - схема, позволяющая в процессе эксплуатации создавать чередующиеся по длине ряда замкнутые гидродинамические ячейки. Это достигается поочередным использованием части технологических скважин в качестве барражных, работающих на пластовых водах и создающих так называемые гидравлические завесы (экраны). Применение таких схем позволяет локализовать фильтрацию технологических растворов строго в контурах рудного тела и тем самым сократить их разбавление и повысить концентрацию добываемого из недр урана.

Во вторую группу входят многорядные схемы расположения технологических скважин двойного назначения, образующих равномерную сеть из ячеек квадратной или прямоугольной формы, предназначенную для разработки широких рудных залежей. Определенный режим работы одновременно всех технологических скважин этих схем позволяет также повысить эффективность процесса подземного выщелачивания.

При выборе проектной производительности предприятия подземного выщелачивания или его отдельного участка по растворам основным лимитирующим фактором является производительность закачных скважин. Эта величина отражает как естественные природные условия продуктивного горизонта, такие, как мощность и фильтрационные характеристики пород продуктивного горизонта, положением

статического уровня подземных вод, так и используемые технические приемы, средства подачи растворов в скважины, а также соблюдение проектного режима работы и качество закачиваемых растворов. Для одних и тех же геолого-гидрогеологических условий продуктивного горизонта разные плановые схемы расположения технологических скважин и режимы их работы с учетом гидродинамической специфики обеспечивают разную производительность как откачных, так и закачных скважин.

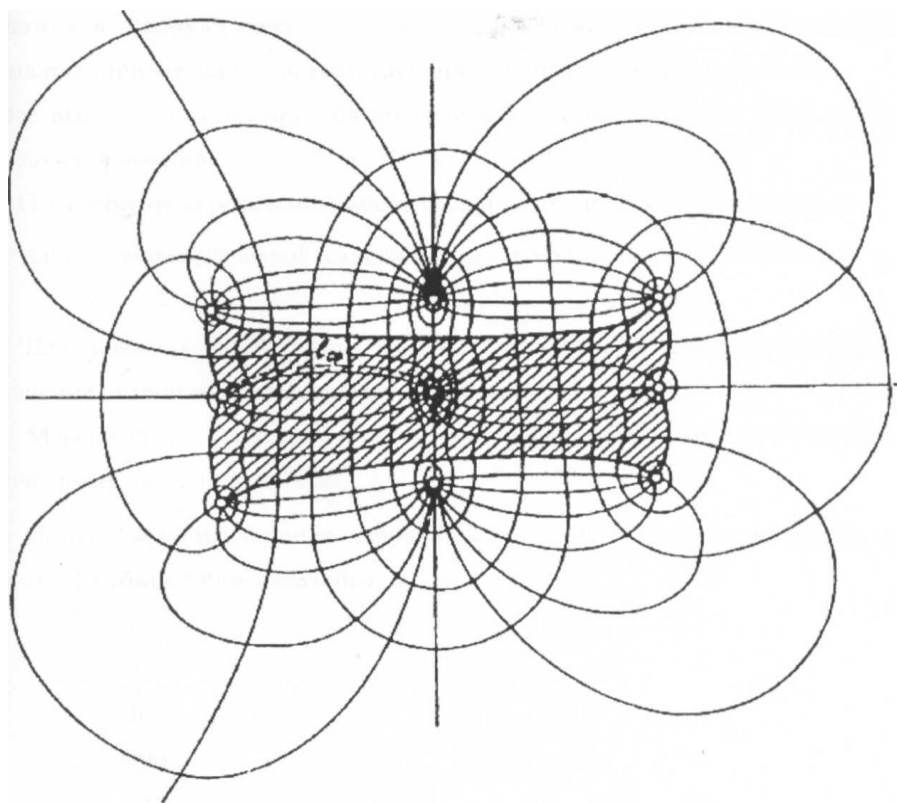


Рис. 2.3. Сетка растворов полигона подземного выщелачивания, состоящего из 6 закачных и 3 откачных скважин:

l_{cp} - длина средней по протяженности линии тока центральной ячейки; заштрихована ее площадь в пределах гидродинамического контура.

Отношение дебита откачной скважины к закачной Q_0/Q_3 в первую очередь определяет возможные варианты расположения технологических скважин и режимы их работы, а соответственно, и возможные варианты систем разработок.

Кроме уже указанных параметров продуктивного горизонта на выбор схем существенно влияет также глубина расположения рудного тела от поверхности земли и его ширина в плане. Глубина расположения рудного тела связана с отклонением забоя

скважины от проектного положения, которое с глубиной возрастает. Поэтому с увеличением глубины минимально возможная ширина рудного тела для любой схемы расположения технологических скважин увеличивается, а пределы применимости схем уменьшаются. Для всех приведенных схем расположения технологических скважин определена минимально необходимо и максимально пригодная на соответствующих глубинах ширина рудных тел.

Все выполненные расчеты базировались на единых для всех схем критериях и допущениях, а именно;

1. Отсутствуют пересечения забоев соседних технологических скважин.
2. Забой технологической скважины не выходит за пределы контура рудного тела.
3. Для прямоугольной формы гидродинамических ячеек наиболее оптимально соотношение сторон полуячейки, равное 2 и выше.
4. Максимально допустимое расстояние между закачными и откачными технологическими скважинами 100м.
5. Допустимые отклонения забоя скважины от проектного положения составляют:

Глубина забоя скважины, м	$\Delta, \text{М}$
100	2
200	4
300	6
400	8
500	10
600	12
700	14
800	16

В каждом конкретном случае выбор возможных систем разработок начинается с выбора конкурирующих вариантов базовых схем расположения технологических скважин в плане и режимов их работы в ходе эксплуатации. Для этого по имеющемуся или заданному на рассматриваемом месторождении (или отдельном его участке) Q_0/Q_3 с учетом глубины рудного тела выбирают порядковые номера конкурирующих вариантов схем, для которых фактическая ширина рудного тела укладывается в допустимые пределы изменения ширины рудного тела (минимальной и максимальной).

В связи с этим открываются гораздо большие возможности по оперативному и обоснованному выбору конкурирующих вариантов систем разработок в каждом конкретном случае для соответствующих геолого-гидрогеологических условий.

После выбора схем расположения скважин на площади месторождения или его части приступают к выбору схем расположения фильтров. Выбранный плановой схеме расположения скважин может соответствовать несколько вариантов схем установки фильтров в разрезе продуктивного горизонта. Их выбор в каждом конкретном случае сводится к последовательному учету определенных требований.

Места установки фильтров для любого месторождения в первую очередь зависят от фактических природных параметров конкретно исследуемого разреза пород продуктивного горизонта, а затем рассматриваются прочие возможные варианты призванные улучшить проведение самого технологического процесса подземного выщелачивания.

Устанавливают индекс типа литолого-фильтрационного разреза, с помощью индекса находят возможные в конкретных геолого-гидрогеологических условиях схемы установки фильтров технологических скважин.

Основные комплексы полигона подземного выщелачивания - добычной и перерабатывающий соединяются транспортировочным комплексом, в состав которого входят трубопроводы различного назначения, насосные станции, отстойники и накопители, емкости, локальные узлы подкисления растворов и др. Принципиальная схема полигона подземного выщелачивания, включающая все комплексы, показана на рис. 2.4.

Применяют две схемы транспортировочного комплекса: при использовании для переработки продуктивных растворов только центральной установки (ЦПУ); при использовании локальных сорбционных установок (ЛСУ).

Транспортный комплекс с ЛСУ имеет ряд преимуществ: не требует сооружения мощных насосных станций и очистных сооружений, а также крупногабаритных трубопроводов; более гибок и лучше приспособляется к местным особенностям того или иного участка месторождения; длина плеч транспортировочной системы не превышает первых километров - до 5 км (для системы с ЦПУ длина плеч достигает 20 км). Ниже приводится одна из типовых схем транспортировочного комплекса.

Продуктивные растворы, поднятые погружными насосами, или эрлифтам подаются в сборные коллекторы из фанерных или полиэтиленовых труб, откуда самотеком в соответствии с рельефом местности поступают в безнапорный железобетонный лоток типа ЛР-б с коррозионно-стойкой защитой. Далее по лоткам продуктивные растворы подаются в отстойники при насосных станциях. Из отстойников продуктивные растворы с помощью насосов соответствующий технологическими насосными станциями подаются по магистральным напорным трубопроводам из коррозионно-стойкой стали на ЛСУ

своего рудного поля. После выхода растворов из технологических установок маточные (хвостовые) раствор сбрасываются в отстойники маточных растворов у соответствующих насосных станций.

После отстоя маточные растворы подаются по напорным трубопроводам коррозионно-стойкой стали с помощью насосных станций на полигон (рудные поля здесь они закисляются в узлах закисления, куда подается концентрированная серная кислота. Закисленные растворы уже в качестве рабочих подаются по разводящим коллекторам в закачные скважины. Станции служат для перекачки растворов выбранных с рудных полей в отстойниках на ЛСУ, а также для перекачки маточных растворов по напорным трубопроводам к узлам закисления.

Типы насосов, используемых для перекачки растворов, и их характеристики приведены в таблице 2.

Таблица 2.

Типы и характеристики насосов

Насос	Производительность, м ³ /ч	Напор, м вод.ст.
8НДв-Х	600	35
14НДС-11И	900	37
14НДС-12И	900	42
14НДС-14И	1200	85
6НДв-2-Х	360	46
4Х-6	117	85
8Гр-8Т	500	30
5Гр-8кН	150	30
Х-45/31	60	26

Все стационарные насосные станции делятся на два типа - заглубленные и наземные. Всасывающие прямые или сифонные трубопроводы заглубленных насосных станций находятся под постоянной заливкой. Недостатком этого типа станций является необходимость надежной гидроизоляции, как здания станции, так и накопителя для предотвращения инфильтрации растворов. Наземные станции лишены этого недостатка, но они требуют сооружения специальных заливочных устройств для залива раствора в агрегат перед запуском.

В последнее время широкое применение находят передвижные насосные станции производительностью $150\text{м}^3/\text{ч}$. Их использование особо эффективно на протяженных месторождениях при отработке локальными частями или если месторождение представлено множеством разбросанных рудных тел.

Отстойники предназначены для очистки технологических растворов от механических взвесей. Отстойники могут быть железобетонные, грунтовые, из коррозионно-стойкой стали. Глубина отстойника 2-3м. для ускорения очистки растворов рекомендуется применять полиакриламид. Очистка отстойников от выпавших осадков может осуществляться бульдозером, экскаватором, а небольших вручную. Для предотвращения загрязнения отстойников используются плавающие покрытия пенопластирольных плит и материала А-01.

Кислотоснабжение. Концентрированная 92,5 %-ная H_2SO_4 на склады рудников подземного выщелачивания доставляется в основном автомобилями МАЗ или КрАЗ в цистернах, реже по железной дороге. На рудниках подземного выщелачивания складов к узлам закисления кислоту транспортируют по трубопроводам автотранспортом. Насосные станции кислотоснабжения оборудуются насосами.

Транспортирование кислоты по трубопроводам имеет большие преимущество перед автотранспортом. Однако при этом должны соблюдаться необходимые требования, важнейшими из которых являются заполнение всего сече трубопровода кислотой и исключение попадания влаги. При остановке кислото - провода должно быть проведено полное его опорожнение продувкой ежа воздухом.

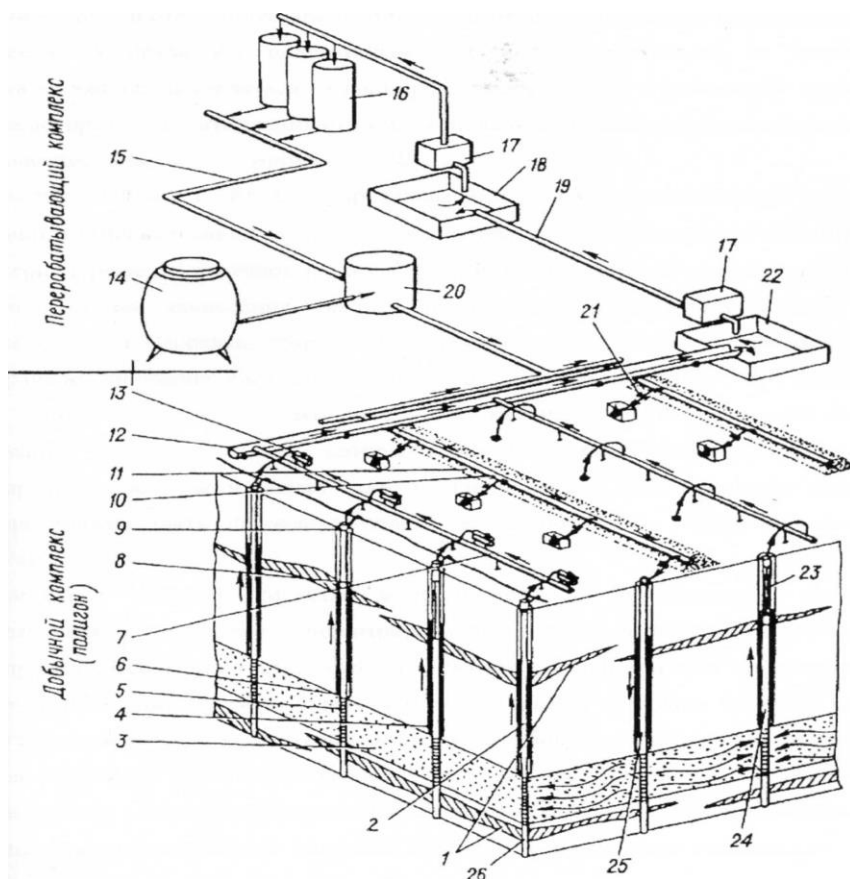


Рис. 2.4. Схема технического оснащения полигона подземного выщелачивания металлов:

Напорные емкости кислоты выполняются, из углеродистой стали предназначены для приема концентрированной серной кислоты по напорному трубопроводу. Все напорные емкости оборудуются дистанционными уровнемерами с передачей показаний на пульт управления оператора. От напорных емкостей серная кислота направляется по самотечно-напорным трубопроводам к узлам закисления, которые служат для подкисления (закисления) маточных растворов.

Закисление маточных и возвратных растворов осуществляется в отстойниках насосных станций, в напорных емкостях, в узлах закисления эксплуатационных блоков подземного выщелачивания.

Лучшие результаты получены при применении узлов закисления. При этом сокращается расход кислоты вследствие дифференцированного закисления блоков.

Для сооружения напорных трубопроводов используются в основном трубы из стали 2x18Н10Т размером 530x6 мм; 426x6; 273x6; 219x6; 108x4; 89x4, а также биметаллические 478x8. В отдельных случаях используются полиэтиленовые трубы.

Для самотечных трубопроводов используют фанерные трубы марки железобетонные лотки ЛР-6, ЛР-8 с коррозионной защитой, а также полиэтиленовые трубы.

Фанерные трубы изготавливают длиной от 5000 до 7000мм с градацией через 50 мм. Трубы соединены с помощью конусных муфт. Перед использованием рекомендуется пропитывать лаком "Этиноль".

Коррозионную защиту лотков чаще всего производят транспортной лентой. В последнее время хорошие результаты получены при использовании мастики 1 ПМ.

Битумно-каучуковое мастичное покрытие БНК-ПМ предназначено: для коррозионной защиты оборудования, трубопроводов, строительных конструкции металла, бетона, кирпича, дерева и других материалов при воздействии кислот, щелочей, растворов солей, морской и пресной воды, промышленных стоков; для защиты от абразивного износа насосов, элементов трубопроводной арматуры; для сооружения безрулонной кровли, гидроизоляции фундаментов, полов, герметиза стыков строительных конструкций и коммуникаций.

Покрытие наносят кистью, роликом, безвоздушным распылением, окувание в полевых и заводских условиях без тщательной подготовки поверхности.

Для механизации работ по прокладке трубопроводов разработана конструкция агрегата сварочно-транспортного типа АСТР. Он предназначен для доставки, раскладки вдоль трассы труб из различных материалов (полимерных, фанерных и легких стальных труб) и сварки полиэтиленовых труб. Агрегат выполнен в виде объемной кассеты, транспортируемой на платформе седельного тягача или автомобильного полуприцепа. Агрегат состоит из кассеты для труб, механизма поштучной выдачи труб, откидного наклонного рольганга с устройством для торцовки и сварки полиэтиленовых труб, автономного бензоэлектрического агрегата для питания приводов подачи и сварочной установки.

Прокладка трубопроводов на полигонах подземного выщелачивания надземная эстакадная и наземная. В отдельных случаях, для предотвращения замерзания растворов, предусматривается засыпка (обваловка) трубопроводов привозным и четным грунтом. Толщина насыпи от 0,5 до 1,5м.

Воздухоснабжение полигонов подземного выщелачивания осуществляется с помощью компрессорных станций по воздухоподающим трубопроводам. Для этих целей наиболее часто используются компрессоры, характеристики которых приведены в таблице

Характеристики используемых в подземном выщелачивании компрессоров

Компрессор	Производительность, м ³ /мин	Давление, МПа
305ВП16/70	16	7
ВП20/8	20	0,8
6ВКМ25/8	25	0,8
2ВМ10-50/8	50	0,8
4ВМ10-100/8	100	0,8

Прокладка воздухопроводов надземная. Используются трубы следующих размеров: 630x9; 530x9; 426x6; 325x8; 273x6; 219x6; 159x7; 133x6; 108x4; 89x4; 76x4; 57x4 мм.

2.3. Методы, способствующие повышению реагирования кислоты с массивом.*Насыщение рабочих растворов кислородом.*

Процессы добычи полезного ископаемого методом ПВ включают приготовление рабочих растворов и оборотной воды и др. Вышеперечисленные процессы добычи ПИ методом ПВ проводятся в определенной последовательности, нарушение одного процесса приведет в целом к нарушению режима добычи. Закисление рудного тела является более длительным процессом при добыче методом ПВ, однако, при фильтрационном режиме из-за низкой скорости фильтрации и большого объема рудного тела, после поступления первых порций закисленной руды продуктивного раствора в откачные скважины, процесс принимает непрерывный характер. На участках ПВ проводятся работы по ускорению в пластах реагирования кислоты с массивом, для чего рабочие растворы насыщаются кислородом.

Эффективность выщелачивания урана в значительной степени определяется количеством растворенного в водах кислорода, из-за недостатка которого не всегда удаётся получить продуктивные растворы требуемого качества. Применение диспергаторов для повышения степени насыщения рабочих растворов кислородом воздуха при небольшом гидростатическом давлении малоэффективно.

Поэтому для решения этой задачи были испытаны такие технические решения, как:

- подача сжатого воздуха в пласт с вытеснением пластовой воды;
- повышение давления эжектируемого воздуха;
- подача сжатого воздуха через диспергатор, опущенный в скважину на 60-80 м ниже уровня воды.

Нагнетание в пласт сжатого воздуха целесообразно осуществлять циклично (например, 2 час - нагнетание, 1 час – перерыв). Такой режим работы скважин предотвращает «прострелы» сжатого воздуха, способствует равномерному его распределению в пласте и позволяет избежать газовой кольтматации пород.

Общая продолжительность подачи воздуха определяется по формуле

$$T = \frac{S * m_b * \beta * k}{q}, \text{ час}$$

где T- продолжительность обработки пласта сжатым воздухом, час;

S - 1600-5000м² – площадь влияния скважины;

m_b- мощность пород, обрабатываемая воздухом, м;

q – расход воздуха в скважине (q=60 м³/час для закачной и 120 м³ для откачной скважины);

□- коэффициент эффективной пористости пород, обрабатываемой воздухом, определяется по формуле

k =1,1-1,3 – коэффициент, учитывающий потери воздуха.

Мощность слоя пород, обрабатываемая воздухом, определяется по формуле

$$m_b = m_{пр.г.} + 3$$

где m_{пр.г.} – мощность продуктивног горизонта, м.

Количество одновременно работающих скважин определяется по формуле

$$N = \frac{Q}{q}$$

где Q –производительность компрессора, м³/час.

Давление сжатого воздуха, требуемое для вытеснения воды из пласта, атм;

$$P = \frac{L_{\phi} - L_{в}}{10} + 0,5$$

где P – давление сжатого воздуха для вытеснения воды из пласта, атм.

L_φ – глубина установки фильтра, м.

L_в – глубина статического уровня пластовой воды, м.

При многоярусном расположении рудных залежей выщелачивание ведется одновременно на нескольких кровнях при этом применяется пакерное устройство при поинтервальном газонасыщении пласта.

С увеличением глубины залегания руд создавать газовую среду в пласте намного труднее, поскольку потребуется значительно большее количество сжатого воздуха и давление, определяемой величиной пластового давления. Например, для насыщения пласта воздухом в опытном блоке 3 участка ПВ-105 площадью 3600 м² потребуется 60

тыс.м³ воздуха (пластовое давление до 4 кг/см²), то для насыщения такого же объема пласта на месторождении Майлисай (давление 30 кг/см² необходимо воздуха в 7,5 раз больше (450 тыс. м³). Для этого потребуется 35 суток непрерывной работы компрессора СД-9/101 – время соизмеримое с продолжительностью закисления блока при кислотном выщелачивании, т.е. нет смысла окислять пласт сжатым воздухом. Попытки, предпринятые в течение нескольких суток с помощью компрессора СД-9/101 на месторождении «Майлисай», а также на участке «Сургалы» (пластовое давление 15 кг/см²) не дали ожидаемого результата. При этом в соседних скважинах (на расстоянии 20-30 м от нагнетательной) газовыделения не отмечалось, а уровень воды в них повышался всего лишь на 1-2 м, и не отмечалось также существенного увеличения продуктивности откачиваемых растворов.

Второй способ насыщения растворов кислородом предусматривает эжекцию воздуха с повышенным давлением через отверстие (диаметром 2-3 мм) в растворопадающем шланге. Для этого каждая закачная скважина оборудовалась герметичным оголовком, в котором давление поддерживалось на уровне 1,5-3,0 кг/см². При этом концентрация кислорода возросла с 12-15 до 60-75 мг/л.

Опробованная схема газонасыщения рабочего раствора кислородом является вполне работоспособной и может с успехом использоваться при дефиците сжатого воздуха. Анализы опытов показали, что приемлемая эжекция воздуха (> 0,6м³/ч) достигается при приемистости скважин >2м³/ч и динамическом уровне растворов ≥30 м.

В третьем способе для насыщения рабочих растворов кислородом воздуха через диспергатор в каждую закачную скважину под воду на глубину 60-80 м на полиэтиленовом шланге опускался пористый диспергатор, через который подавали сжатый воздух в количестве 1-2 м³/час, что позволило поддерживать концентрацию кислорода в рабочих растворах на уровне 50-70мг/л.

Таким образом, важнейшей задачей, которую необходимо решить при внедрении технологии выщелачивания с предварительным окислением продуктивного пласта, является наиболее рациональный способ насыщения рабочих растворов кислородом. Для неглубокого залегания руд (до 100-150 м) производится принудительная продувка пласта сжатым воздухом.

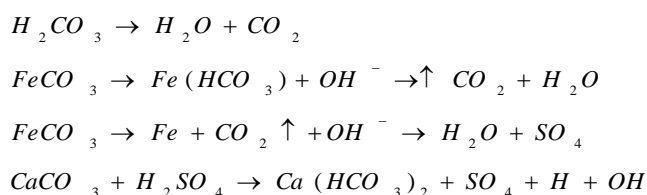
Имеющиеся другие способы (эжекция воздуха повышенного давления, гидрозатвор с погружным диспергатором и др.) позволяют использовать высокое гидростатическое давление в пласте для повышения степени растворения кислорода.

Однако, это менее эффективные по сравнению с нагнетанием воздуха в пласт способы, поскольку в процессах окисления участвуют не газовая, а жидкая фаза, при

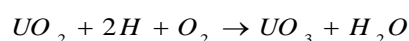
которой скорость окисления определяется проницаемостью пласта. Тем не менее, использование сжатого воздуха для насыщения кислородом рабочих растворов позволяет повысить концентрацию кислорода в них до 150 мг/л и существенно повысить показатели подземного выщелачивания.

Выщелачивание урана в жестком кислотном режиме

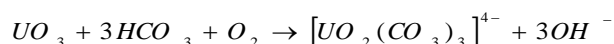
При подаче серной кислоты ($H_2SO_4 + O_2$) вскрытие руды начинается при $pH < 4$. При этом гидрокарбонат-ион HCO_3^- , а вместе с ним гидрокарбонаты других элементов, содержащихся в пластовых водах, разлагаются:



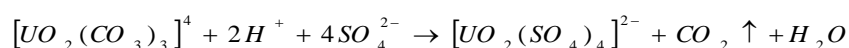
В процессе разложения карбонатов также начинает выщелачиваться и уран. При этом находящийся в руде нерастворимый окисляется кислородом до растворимого U (IV) – уранил-катиона.



Уранил-катион легко вступает в реакцию бикарбонат-ионом с образованием не осаждаемого карбонатного комплекса:



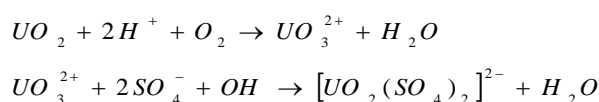
Этот комплекс (уранилкарбонат-анион) устойчив при падении ЗР до 3,5, а затем переходит в сульфатную форму:



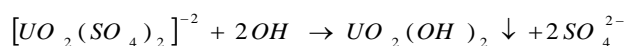
При выпадении в осадок Ca, Fe и Al происходит соосаждение части растворенного урана. Для предотвращения такого процесса необходимо плавно снижать pH в пласте. При $pH < 2.7$ осадки гидроксидов металлов начинают растворяться, и уран переходит обратно в раствор. При $pH < 2.7$ в пласт можно подавать кислород без риска повторного переосаждения урана. Однако при pH начинается вскрытие сидерита $FeCO_3$ с переходом $Fe(II)$ в раствор и его окислением $Fe(III)$ легко осаждающегося при $pH < 2.7$.

Во избежание этого процесса необходимо обеспечить равномерную проработку кислотой всей рудной зоны.

В области $pH < 3,5-4,0$ диоксид урана под действием кислорода и серной кислоты продолжает интенсивно переходить в раствор:



Сульфатный комплекс уранила (уранил-сульфат-анион) устойчив вплоть до pH=7-8, когда происходит его разрушение за счет выпадания в осадок гидроксида:



Комплексы $[UO_2(SO_4)_2]^{-2}$ и $[UO_2(CO_3)_3]^{4-}$ вместе могут сосуществовать в области pH= 3,5-7,5.

Таким образом, серно-кислотное выщелачивание урана характеризуется необходимостью точного соблюдения параметров технологического процесса и может быть эффективно применено на месторождениях с высокой проницаемостью при низкой карбонатности пород продуктивных горизонтов.

При содержании $H_2SO_4 > 10$ г/л происходит интенсивная химическая коагуляция пласта с катастрофической потерей проницаемости и экранированием рудных материалов пленкой новообразований, трудно растворимых в серной кислоте, что влечет за собой снижение извлечения урана.

Бескарбонатные руды (содержание CO_2 ниже 1%) обладают высокой вскрываемостью растворами серной кислоты (5-30 г/л). Степень извлечения урана из руд высокая (85-97%), удельные расходы реагента относительно низкие (25-80 кг/кг) урана и 5-12 кг/т горнорудной массы.

Повышение температуры процесса с 25 до 50⁰ С значительно (до двух раз) интенсифицирует выщелачивание урана из коффинитовых руд ($USiO_4$ – уран-силикат) и слабо влияет на выщелачивание урана из оксидных руд.

Увеличение скорости фильтрации выщелачивающих растворов приводит к пропорциональному ускорению процесса и снижению удельного расхода реагентов.

На основании широкого комплекса лабораторных и опытно-промышленных геотехнологических исследований установлены следующие закономерности фильтрационного выщелачивания урана сернокислотными растворами:

1. Практически линейная зависимость скорости движения фронта выщелачивания от скорости фильтрации. При увеличении скорости фильтрации концентрация металла в растворе не изменяется, поскольку пропорционально возрастает скорость продвижения фронта выщелачивания.

2. Прямая функциональная зависимость скорости выщелачивания от концентрации растворителя. Процесс выщелачивания ускоряется с увеличением концентрации серной кислоты при одинаковой скорости фильтрации растворов.

3. Экспоненциальная зависимость содержания металла и продуктивных растворов от отношения длины пути к скорости фильтрации. Максимальная концентрация полезного компонента определяется отношением длины пути к скорости фильтрации (x/v).

4. Переотложение металлов по пути фильтрации на подвижном (нейтрализационном) и восстановительном геохимических барьерах.

В процессе серно-кислотного выщелачивания продуктивные растворы (содержание урана 10-20 мг/л) на многоскважинных участках (расстояние между закачными и откачными рядами 30-50м) были получены в основном через 20-60 суток после начала опытов, а на двухскважинных (расстояние между закачными и откачными скважинами 8-15 м) – через 7-15 суток.

Средние концентрации урана в растворах ПВ колебались от 28 мг/л (Майлисай) до 200мг/л (Северный Канимех) и зависели от относительной продуктивности пласта. Максимальные концентрации достигали 300-600 мг/л (Сев. Канимех и Бешкак). Удельный расход кислоты на месторождениях Кызылкумского региона превышали 100кг/кг урана и зависели главным образом от карбонатности руд. Реагентоемкость рудовмещающих пород при этом колебалась от 8 до 21 кг /т.

При традиционном режиме подачи серной кислоты (30-20г/л на стадии отработки) на первом этапе выщелачивания отмечался интенсивный рост концентрации урана в продуктивных растворах, после извлечения 20-30% урана из недр его концентрация в растворах постепенно снижалась.

Кислостоемкость пород продуктивных горизонтов, а также удельный расход серной кислоты на 1 кг урана прямым образом зависит от содержания в породах карбонатов. На ряде месторождений (Южный Букинай, Сев. Канимех, Кетменчи и др.) по степени карбонатности выделены три геотехнологических типа рудовмещающих пород: бескарбонатный (CO_2 до 1%), слабокарбонатный (CO_2 до 2,5%) и карбонатный (CO_2 более 2,5%). Удельный расход реагента для руд первого и второго типов обычно не превышает 200кг/кг, а реагентоемкость 20 кг/т. В кондициях для подсчета запасов урана последний сорт руд (айтымский горизонт месторождения Учкудук и Майлисай) применительно к сернокислотному забалансу.

3. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕВОДА ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ В ПОДВИЖНОЕ СОСТОЯНИЕ МЕТОДОМ УВЕЛИЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ ДЛЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ СКОРОСТИ ФИЛЬТРАЦИИ.

3.1. Повышение концентрации серной кислоты для выщелачивания урана.

Особенности формирования месторождения Учкудукского типа (низкое содержание металлов, пространственное распределение минерализации, фильтрационная и геохимическая неоднородность и тд.) и специфики метода ПВ фильтрационный режим, селективность действия выщелачивающих растворов и другие, предъявляют повышенные требования к исходной и оперативной геологической и гидрогеологической информации на всех стадиях освоения месторождения.

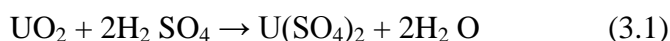
В отличии от традиционного горного способа, имеющего дело с твердыми полезными ископаемыми, добыча урана с помощью подземного выщелачивания связано с извлечением его из недр в виде продуктивного раствора. Из растворов уран извлекают с помощью ионообменной технологии с последующей регенерацией сорбента и получением продуктов, пригодных для дальнейшей переработки.

В качестве реагента при выщелачивании урана используют слабые растворы серной кислоты, карбонат (бикарбонат), содержащих солей омония, натрия, калия, кальция и магния. Карбонатное выщелачивание обязательно проводят с применением окислителя (пероксид водорода, кислорода и др.).

В качестве растворителя при кислотном способе подземного выщелачивания используют разбавленную серную кислоту. Серная кислота удобна при транспортировании, имеет высокое содержание основного вещества в исходном водном растворе, может служить растворителем без применения окислителя, очень слабо переводит в раствор радий и другие нуклиды.

Исходная концентрация серной кислоты для выщелачивания урана обычно составляет 12-15 г/л с дальнейшим снижением до 7-8 г/л (после завершения стадии закисления). Остаточная кислотность растворов должна быть ниже рН осаждения гидрооксида уранила (рН=2-2,5). Практически она составляет 1,0-3,0 г\л.

Минералы, в которых уран находится в шестивалентном состоянии, хорошо растворяются в растворах серной кислоты. Минералы четырехвалентного урана медленно взаимодействуют с растворами серной кислоты по уравнению реакции.



Но практически в условиях подземного выщелачивания эта реакция не имеет места, и выщелачивание идет по уравнению:



Так как в растворах всегда присутствует трехвалентное железо, переходящее в него из вмещающих пород.

Для увеличения скорости растворения урана желательна повышенная концентрация ионов трехвалентного железа в растворе, поэтому при не достаточной концентрации этих ионов в выщелачивающем растворе необходимо добавлять сульфат железа (3) или вводить другой окислитель.

При выщелачивании металлов на фильтрационных колонках могут быть получены концентрационные выходные кривые полезного компонента (в г/дм³) или кривые извлечения (в %) (рис. 3.1). Для этого требуется многократная промывка порового объема раствором реагента (при Ж/Т = 1-2 и активной пористости $p_a = 0,25-0,3$ от 5 до 10 раз).

На рис.3.1 показаны характерные точки кривых, соответствующие основным стадиям фильтрационного выщелачивания: 1 - момент появления продуктивных растворов из колонки; 2 - время, соответствующее максимальной концентрации извлекаемого металла; 3 - момент появления растворов с некоторой минимальной концентрацией, отвечающей заданному его извлечению. На колонках, работают, без разбавляющего влияния безрудной части разреза, извлечение 80% металла, соответствует обычно его остаточной концентрации в растворе около 30-100 мг/л.

На колонках разной длины получают концентрационные выходные кривые, характеризующие формирование продуктивных растворов по мере их продвижения по руде. По мере увеличения длины рудного слоя выходные кривые соответствующие большому количеству выщелоченного компонента, приобретают вытянутую форму по оси абсцисс.

Начиная, с определенной длины для растворов кислот устанавливается некоторая равновесная концентрация, характерная для данной руды и исходной концентрации используемого реагента. По мере дальнейшего движения продуктивного раствора по руде максимальная концентрация металла в нем увеличивается. Под влиянием этих процессов формируется довольно широкая зона незначительной концентрацией кислоты (при pH = 2-5).

Ускорение скорости фильтрации выщелачивающих растворов (в пределах, исключаящих суффозионное перемещение частиц) приводит к пропорционального

ускорению процесса фильтрационного выщелачивания. Выходные кривые при этом сдвигаются к началу координат, а их ветви сближаются. Сокращение площади между ветвями выходных кривых в этом случае не связано с уменьшением добываемого металла, поскольку через руду проходит больший объем продуктивных растворов единицу времени.

Химическая природа реагента и его концентрация являются основными факторами, определяющими скорость протекания химического процесса, в том числе подземного выщелачивания. С ростом концентрации реагента увеличивается максимальная равновесная концентрация полезного компонента в растворе, сокращаются их общий объем и время выщелачивания.

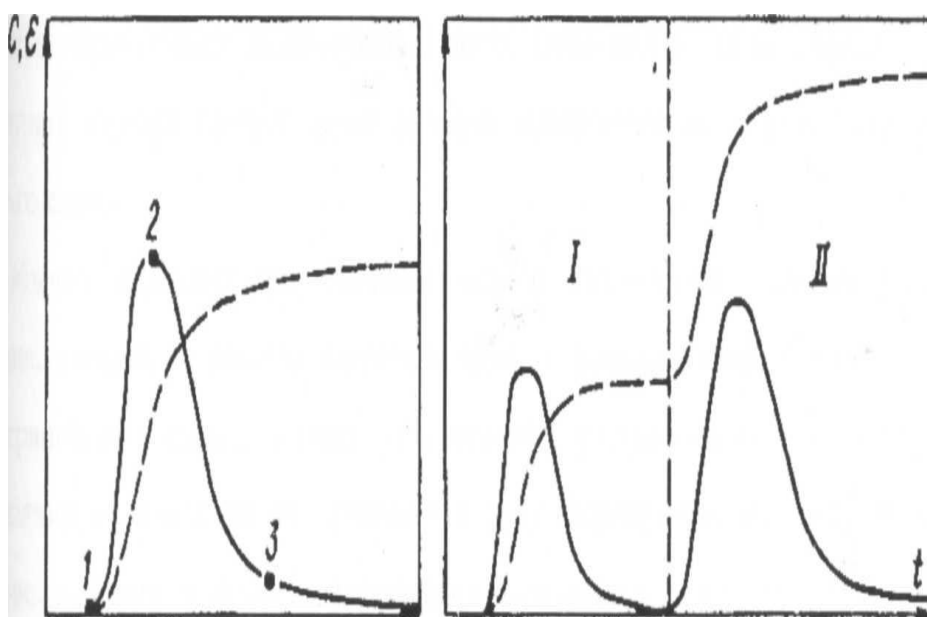


Рис. 3.1. Изменение концентрации урана в выходных растворах C (сплошная линия) и его извлечения s (штриховая) при фильтрационном выщелачивании в один (а) и две (б) стадии (I - бикарбонатную и II - кислотную) в зависимости от времени

Таким образом, применение кислоты с большей концентрацией (по крайней мере, до $30-40 \text{ г/дм}^3$) оказывается более эффективным средством воздействия на руд по сравнению со скоростью фильтрации раствора, поскольку приводит к повышению концентрационного уровня металла. Дальнейшее увеличение концентрации кислот значительно менее эффективно. В связи с этим растворы с концентрацией кислот свыше 50 г/дм^3 почти не применяют при подземном выщелачивании урана, так как их использование обычно не увеличивает производительность полигонов, а вызывает лишь дополнительный расход реагента и усиление химической коагуляции поров каналов.

Если нанести на график характерные точки выходных кривых, соответствующих различным стадиям процесса фильтрационного выщелачивания, будет получен пучок расходящихся прямых.

1-я прямая, соответствующая появлению продуктивных растворов из колонок разной длины, исходит из начала координат, хотя и несколько отстает от общего потока жидкости из-за частичной нейтрализации кислоты, что выражается в более пологом положении прямой, чем это следовало бы при простом вытеснении раствором воды из порового пространства руды.

2-я прямая, отвечающая максимальной концентрации извлекаемого металла, имеет еще меньший наклон к оси абсцисс и соответствует более низкой скорости продвижения растворов с этой концентрацией.

И, наконец, наиболее пологими являются 3-я и 4-я прямые, характеризующие скорость перемещения выщелоченной зоны. Отсекаемые этими прямыми на оси координат отрезки соответствуют времени выщелачивания в начальном сечении рудного слоя.

Обычно выделяют три основные зоны в направлении движения растворов: невыщелоченная, активного выщелачивания и выщелоченная. Кроме того, при фильтрационном выщелачивании ряда металлов растворами кислот на некотором расстоянии от места подачи реагента в руду формируется подзона растворов равновесной концентрацией извлекаемого компонента, в котором не происходит дополнительного его извлечения. Раствор в этом месте проходит как бы транзитом через руду, не изменяя содержания в ней урана. Одновременно с формированием растворов с равновесной концентрацией перед ними образуется участок вторичного обогащения руд, возникающий при нейтрализации кислоты и увеличении pH выше предельного значения, достаточного для удержания урана в растворенном состоянии (рис. 3.2).

Границы выделенных зон перемещаются в направлении фильтрации выщелачивающего реагента с различной скоростью. Зона невыщелоченных пор сокращается. Ширина других зон с увеличением длины пути фильтрации непрерывно растет вплоть до подхода растворов к дренажному устройству. Скорость перемещения границ отдельных зон (или участков) может быть определена как тангенс угла наклона соответствующих прямых или (что то же самое) как отношение длины пути фильтрации L к времени t перемещения по ней искомой границы.

Между скоростью фильтрации раствора и скоростью перемещения границ $v_{ee}c$ заданным извлечением e существует прямая зависимость, $v_{ee} = \beta_e v$, где β_e — коэффициент пропорциональности, постоянный для данной руды с определенным содержанием

полезного компонента, степени его извлечения, и принятой концентрацией кислоты. Значение β для любого заданного значения e определяется в лабораторных или природных условиях на основании полученной зависимости v_e от зафиксированной в опыте скорости фильтрации v : $\beta = v_e v$.

Указанная прямолинейная зависимость сохраняется и для других реагентов, также для обеих стадий бикарбонатно-кислотного выщелачивания на участках с повышенным содержанием карбонатов.

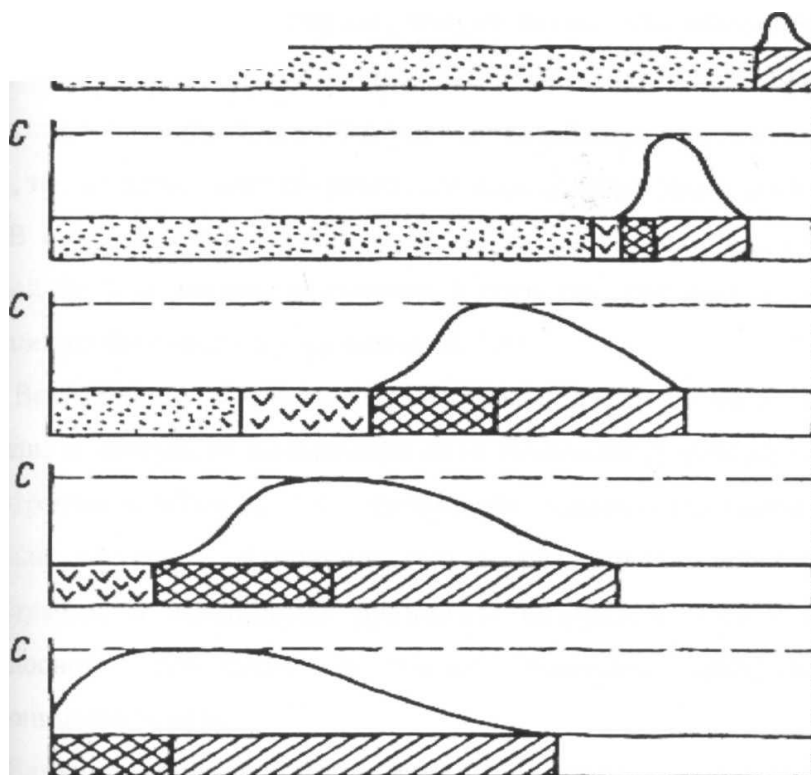


Рис. 3.2. Изменение концентрации C урана в растворах H_2SO_4 и расположения зон выщелачивания при движении продуктивных растворов в рудоносных песках (стрелка - направление движения растворов, пунктир - равновесная концентрация) 1 - невыщелоченная зона; 2 - участок вторичного обогащения; 3 - участок с раствором равновесной концентрации; 4 - зона активного выщелачивания; 5 - выщелоченная зона.

Минеральный состав руд и вмещающих их пород существенно влияет на скорость протекания процесса фильтрационного выщелачивания, общее количество продуктивных растворов и удельный расход кислоты на горнорудную массу. Наиболее благоприятные показатели отмечаются в рудоносных песках кварцевого полевошпатокварцевого состава, наихудшие - в кислотоёмких песках с повышенным содержанием $CaCO_3$, для которых характерно также максимальное изменение геотехнологических показателей в зависимости от исходной концентрации H_2SO_4 растворов.

Для всех опробованных руд в этих условиях отмечается прямолинейный характер $v_e = f(v)$, причем минимальные значения v_e , максимальные Ж/Т и удельного расхода кислоты характерны для наиболее кислотоемких руд с повышенным содержанием CaCO_3 . Исследования, проведенные на колонках длиной более 2 м показали, что изменение Ж/Т и удельного расхода реагента не выходит за пределы 10 %, т.е. не превышает погрешности определения запасов на опытных участках.

В связи с этим значения указанных выше величин, полученные на колонки длиной до 2 м, можно принимать в расчетах, как вполне допустимые при экстраполяции на большие расстояния (рис. 3.3).

Встречающиеся обычно на участках подземного выщелачивания отклонения модели, в частности повышение (или понижение) содержания металла в процесс фильтрации в области $x/v > (x/v)_p$, обусловлены неоднородностью распределения металла в недрах, изменчивостью и различным соотношением коэффициент фильтрации и мощностей рудной и безрудных частей разреза продуктивно водоносного горизонта, а также влиянием диффузионной составляющей, непроницаемых руд.

Влияние неоднородности руд и водоносного горизонта учитывает величина среднего содержания металла в растворе C_{cp} , мг/дм³:

$$C_{cp} = 10^2 \cdot eCK_p M_p / (KMЖ / IT_p), \quad (3.3)$$

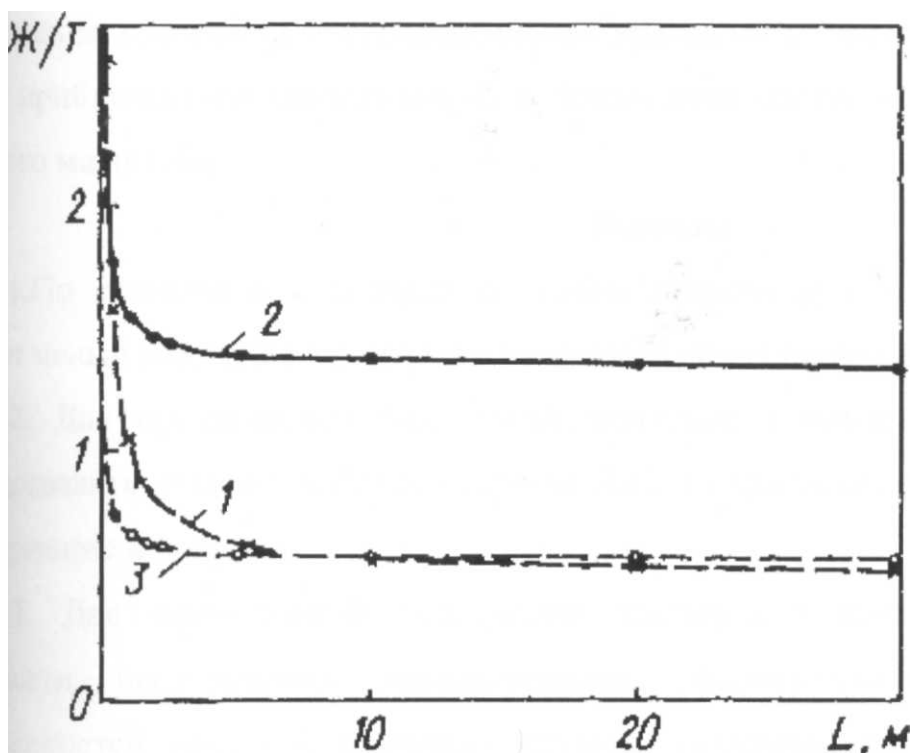
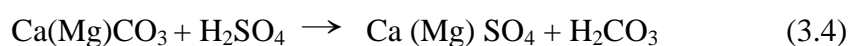


Рис. 3.3. Зависимость величины Ж/Т для 80%-ного извлечения урана от длины выщелачиваемого рудного слоя. Условия опыта: концентрация H_2SO_4 20 г/дм³, скорость фильтрации 0,2 м/сут. Цифры на кривых - номера проб.

В настоящее время следует считать установленным, что получение геотехнологических показателей процесса недопустимо на образцах небольшого размера (в том числе с ненарушенным сложением с длиной образца около 5-10 см). Получаемые на них результаты не отвечают данным натуральных испытаний, поскольку находятся в нестабильной области случайных величин, когда $x/v < (x/v)_p$ и, как правило, полностью определяются внутридиффузионной стадией гетерогенного процесса. Незначительная длина образца x приводит к низке концентрации урана в растворе, значительному завышению величины Ж/Т остаточной концентрации кислоты, а также ее удельного расхода.

Расход реагента при кислотном способе выщелачивания определяется в основном свойствами не урановых минералов вмещающих пород, основное количество кислоты расходуется на растворение карбонатов кальция, магния и железа (3.4, 3.5) и которые легко взаимодействует с разбавленными растворами кислот. При высоком содержании карбонатов кислотный способ выщелачивания становится экономически невыгодным.



Для растворения 1% CaCO_3 при условии практически полного взаимодействия требуется примерно 1% H_2SO_4 . CaSO_4 , образующийся при растворении CaCO_3 обладает низкой растворимостью около 2 г/л. Растворимость MgSO_4 , а также FeSO_4 , весьма велика. Углекислота, выделяющаяся в процессе взаимодействия, может коагулировать пласт и снижать, а иногда и вовсе исключать прием растворов в закачные скважины.

Основные породообразующие силикатные и алюмосиликатные минералы (кварц, полевые шпаты) практически нерастворимы в разбавленных растворах серной кислоты. Слюда, фосфаты глинистые минералы слабо взаимодействуют с серной кислотой, при этом образуются загрязняющий раствор элемента.

При подземном выщелачивании количество вещества, переходящего из руды в раствор, составляет не более 0,5-1,0%. Расход кислоты на взаимодействие с рудой и вмещающими породами в зависимости от их минерального состава изменяется от 7 – 8 до 25-30 кг/т горнорудной массы.

Химический состав пород имеет большое значение для определения эффективности выщелачивания основного и сопутствующих компонентов. Помимо общей характеристики состава (силикатный, алюмосиликатный, карбонатный и др.) приводятся данные о содержании $\text{C}_{\text{орг}}$, CO_2 , P_2O_5 , Ca, Mg, Fe^{2+} , Fe^{3+} , сульфидной серы, их соотношении в различных породах или частях рудоконтролирующей зональности. Не

менее важное значение имеет получение (с помощью различных методов определения) данных о содержании в породах и растворах различной полезных компонентов.

Повышенная карбонатность пород рудовмещающих горизонтов может полностью исключить применение кислотного способа. Карбонатность относится к числу основных свойств пород, определяющих выбор выщелачивающего реагента. При содержании карбонатов в цементе более 2% (CO_2) кислотное выщелачивание становится экономическим не выгодным из-за слишком большого расхода кислоты и развития процесса коагуляции растворопроводящих каналов, образующимся в результате реакции осадков гипса и углекислым газом. Для таких пород обычно рассматривается вопрос о целесообразности применения карбонатного выщелачивания и других способов разработки.

Закисление блока производится рабочими растворами на основе маточников сорбции с дифференцированной подачей кислоты. Растворы подаются во все внутриконтурные скважины – откачные и закачные.

Контроль за закислением блока проводится посредством периодического отбора проб из краевых скважин закачных рядов.

Растворы на закисление:

Для качественного закисления блока в идеале необходимо заменить поровый объем растворов, заключенный в горнорудной массе блока, сернокислыми растворами с концентрацией кислоты достаточной для эффективного перевода полезного компонента в растворенное состояние. При этом возникает опасность отжатой части сформировавшихся за время закисления продуктивных растворов за гидродинамический контур блока из-за так называемых «языков».

По этому закисление следует проводить в три этапа:

1 этап – Продавка маточниками в объеме 7-10% от расчетного количества растворов на закислении: за это время скважины доосваиваются, прокачиваются для лучшего разглинизации прифилтровой зоны и формирования естественного фильтра.

2 этап – закачка рабочих растворов в количестве 85% порового объема блока с заданной кислотностью. Периодическая закачка плохо принимающих скважин к концу 2 этапа по некоторым краевым скважинам, периодически опробуемый, возможно появление растворов с понижением pH и характерной мутностью, свидетельствующей о приближении фронта закисляющих растворов.

3 этап – продавка матричника из расчета 7-10% от порового объема блока: по краевым закачным скважинам возможно появление кондиционных растворов. В конце

этапа должно быть проведена интенсивная прокачка откачных и плохо принимающих закачных скважин.

Общая схема закисления корректируется по результатам периодического опробования краевых скважин. Это особенно важно для блоков с повышенной карбонатностью во избежание отжатия, насыщенных полезным компонентом растворов, образующихся за счет бикарбонатного эффекта за гидродинамический контур блока.

В этом случае последовательно перекрываются ближайшие скважины, находящиеся под заливом, а расчетные объемы перекидываются на другие скважины для более равномерного окисления блока.

Расчет порового объема блока.

$$V_{\text{пор}} = S + M_{\text{эф}} + n_a \quad (3.6)$$

$M_{\text{эф}}$ - эффективная мощность горизонта т.е. область основной массы переноса определяемого в разрезе (М).

n_a - активная пористость доли единицы;

$M_{\text{эф}}$ - для закисления можно приближенно принять так $M_{\text{эф}} \approx (1,5/2)$

Где $l_{\text{ф}}$ - средняя проектная длина фильтров по блоку (М).

$M_{\text{эф}} = M_{\text{гор}}$ в случае, если скважины блоков являются совершенными по степени вскрытия. Активная пористость $n_a = 0,25$, если она не определена. Специальное значение характерно для средней и мелкозернистых песков, которые в основном слагают горизонты гидрогенных месторождений.

Кислота на закисление:

Кислота на закисление $W_{\text{зак}}$ определяется по формуле

$$W_{\text{зак}} = 0,85 V_{\text{зак}} C_k \quad (3.7)$$

где C_k - средняя кислотность (г/л)

$$V_{\text{пор}} = V_{\text{зак}}$$

Концентрация кислоты для расчета количества кислоты на закисления не должна превышать 20 г/л.

Время закисления рассчитывается по формуле:

$$t = \frac{V_{\text{зак}}}{n \cdot Q \cdot 24 \cdot K_{\text{исп}}} \quad (3.8)$$

где $V_{\text{зак}}$ - количество растворов на закисление (м^3);

n - количество скважин по заливам (шт);

Q - средняя приемистость одной скважины ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$K_{\text{исп}}$ - 0,7-0,9 - коэффициент использования скважин, доли единицы.

Время закисления должна корректироваться в зависимости от фактического объема залитых растворов.

Разработка математической модели процесса ПВ, в изменении концентрации полезного компонента в продуктивных растворах и степени его извлечения из руд

Анализ большого объема информации по данным промышленной отработки руд гидрогенного типа способом ПВ, предложена уравнения общих закономерностей процесса ПВ и в частности, установления закономерностей изменения во времени концентрации ПК в продуктивных растворах и степени его извлечения из руды.

Используя закон массопередачи, заимствованный из теории пограничного слоя, можно связать поток вещества, через поверхность растворяющегося тела с концентрацией вещества в растворе:

$$J = K_j (C_{\text{пов}} - C) \quad (3.9)$$

где K_j – коэффициент массопередачи.

Учитывая в основном пленочные характер распределения растворимого ПК в пористой среде (руде) представили величину $C_{\text{пов}}$ в виде:

$$C_{\text{пов}} = KC_T \quad (3.10)$$

где C_T – концентрация ПК в руде;

K – коэффициент пропорциональности.

Скорость изменения и концентрации ПК в растворе выразим уравнением:

$$\frac{dC}{d\tau} = \alpha_1 (KC_T - C) \quad (3.11)$$

где α - коэффициент пропорциональности, характеризующий интенсивность превращения концентрации ПК в растворе.

Согласно, экспотенциальному (показательному) закону убыли ПК из руды при ее выщелачивании:

$$\frac{dC_T}{d\tau} = -\alpha_2 C_T \quad (3.12)$$

или

$$C_T = C_T^0 e^{-\alpha_2 \tau} \quad (3.13)$$

где

$$C_T^0 = \frac{Q_0}{\gamma V (1 - U)} \quad (3.14)$$

C_T^0 - исходная концентрация ПК в руде;

Q_0 - исходное количество ПК в руде;

γ, V, U – плотность, объем и пористость руды.

α_2 - коэффициент, характеризующий интенсивность выщелачивания ПК из руды.

Исходя из материального баланса, можно убедиться, что $\alpha_1 = \alpha_2 = \alpha$, следовательно коэффициент α характеризует интенсивность процесса ПК объединяя уравнения (3.12) и (3.14) получим неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка, описывающее изменение τ концентрации ПК в продуктивном растворе.

$$\frac{dC}{d\tau} + \alpha C = \alpha\beta e^{-\alpha\tau} \quad (3.15)$$

где $\beta = KC_{\tau}^0$ - коэффициент, характеризующий исходную концентрацию полезного компонента в руде и интенсивность процесса выщелачивания.

Интегрируя уравнения (3.15) получим сумму отражающую кинетическую закономерность процесса выщелачивания ПК.

$$C = C_0 + (C_H - C_0 + \alpha\beta\tau)e^{-\alpha\tau} \quad (3.16)$$

где C_0 - концентрация ПК в исходном выщелачивающем растворе;

C_H - концентрация ПК в продуктивном Растворе при $\tau=0$.

Поскольку C_0 и C_H обычно близки к нулю то уравнение (3.16) упрощается и принимает вид:

$$C = \alpha\beta\tau e^{-\alpha\tau} \quad (3.17)$$

или

$$C = \beta\theta(\alpha\tau) \quad (3.18)$$

где

$$\theta(\alpha\tau) = \alpha\tau e^{-\alpha\tau} \quad (3.19)$$

Следовательно, в процессе ПВ концентрация ПК в продуктивном растворе изменяется прямо пропорционально значению некоторой Q - функции в данный момент времени τ

Как видно из выражения (3.19) значения Q - функций зависит от произведения $\alpha\tau$, которые определим как критерии процесса подземного выщелачивания.

Дифференцируя уравнение получим выражение для определения скорости V изменения концентрации ПК в продуктивном растворе:

$$V = \frac{dC}{d\tau} = \alpha\beta(1 - \alpha\tau)e^{-\alpha\tau} \quad (3.20)$$

Из выражения (3.20) следует, что V имеет наибольшее значение первоначальный момент времени ($\tau = 0$), а затем убывает до нуля $\alpha\tau = 1$. С увеличением времени V принимает отрицательное значение, достигая при $\alpha\tau=2$ минимума, равного $e^{-2\alpha\beta}$.

В дальнейшем при $\tau \rightarrow \infty$ V увеличивается до нуля.

Степень извлечения ПК из руды $E(\tau)$ на любой заданный момент времени τ может быть определена очевидно, с помощью уравнения:

$$E(\tau) = \frac{W}{Q_0} \int_0^\tau C d\tau = \frac{W}{Q_0} \int_0^\tau \alpha \beta \tau e^{-\alpha \tau} d\tau \quad (3.21.)$$

где W – объемная скорость фильтрации выщелачивающего раствора через пористую среду.

Интегрируя уравнения (3.21), получим

$$E(\tau) = \frac{W \beta}{Q_0 \alpha} [1 - (1 + \alpha \tau) e^{-\alpha \tau}] \quad (3.22)$$

или

$$E(\tau) = K_E \cdot E(\alpha \tau) \quad (3.23)$$

$$\text{где } E(\alpha \tau) = 1 - (1 + \alpha \tau) e^{-\alpha \tau} \quad (3.24)$$

$$K_E = \frac{W \beta}{Q_0 \alpha} - \text{коэффициент пропорциональности.}$$

Следовательно степень извлечения ПК из руды на любой заданный момент времени τ прямо пропорционально некоторой величине

$$E(\alpha \tau).$$

Как видно из уравнения (3.24) численное значение $E(\alpha \tau)$ также как θ – функции однозначно определяется произведением $\alpha \tau$. Полученное выражение $E(\tau)$ должно, очевидно удовлетворять следующим начальным и конечным условиям:

$$E(\tau=0)=0 \quad (3.25)$$

$$E(\tau \rightarrow \infty)=1 \quad (3.26)$$

Выражение для $E(\tau)$ с очевидностью удовлетворяет условию (3.25). При проверке выполнения конечного условия (3.26), применяют правила лопиталья для раскрытия неопределенности типа получим из уравнения (3.20)

$$\lim_{\tau \rightarrow \infty} E(\tau) = \frac{W \beta}{Q_0 \alpha} \cdot 1 = 1 \quad (3.27)$$

следовательно

$$\frac{W \beta}{Q_0 \alpha} = 1 \quad (3.28)$$

Таким образом, получаем важную критериальную связь коэффициентом $\alpha = \beta$ с такими параметрами процесса ПВ, как W и Q_0 . При этом отметить, что выражение (3.28)

позволяет в частности, найти или оценить определенные точности исходные количества ПК в руде даже на ранней стадии ее выщелачивания по известным значениям α , β и W . Для определения коэффициентов α и β рассмотрено несколько способов, основанных на использовании фактических значений степени извлечения и концентрации ПК в продуктивных растворах на любом этапе промышленного выщелачивания руды. Значения α и β могут быть определены: например, с помощью уравнения (3.17).

1) По координате экстремальной точки на выходной кинетической кривой выщелачивания.

$$\alpha = \frac{1}{\tau_{\max}} \quad (3.29)$$

$$\beta = eC_{\max} = 2,718 C_{\max} \quad (3.30)$$

где C_{\max} – максимальная концентрация ПК в продуктивном растворе.

τ_{\max} - время (момент) установления C_{\max} .

2) Используя уравнения (3.29) в виде:

$$\alpha = \frac{1}{\tau_2 - \tau_1} \ln \frac{C_1 \tau_2}{C_2 \tau_1} \quad (3.31)$$

$$\beta = \frac{C_1}{\theta(\alpha \tau_1)} = \frac{C_2}{\theta(\alpha \tau_2)} \quad (3.32)$$

где C_1, C_2 – концентрация ПК в продуктивном растворе на любые заданные моменты времени τ_1 и τ_2 .

Коэффициент α может быть также найдена с помощью уравнений (3.23), (3.24).

$$\alpha = \frac{X(E_2) - X(E_1)}{\tau_2 - \tau_1} \quad (3.32)$$

где $X(E_1) = \alpha \tau_1$ – значение критерия выщелачивания при данной степени извлечения E_1 .

Таким образом, коэффициенты α и β могут быть определены на любом этапе подземного выщелачивания руды и что особенно важно на его начальной стадии, на основе результатов промышленной практики, что даст возможность учесть геотехнологические и гидродинамические особенности реального месторождения и режиме его эксплуатации. Это позволяет прогнозировать ход процесс ПВ, рассчитать его основные кинетические показатели, а также ориентировочно оценить (помимо данных геологоразведки) количеством ПК в выщелачивании рудном блоке по уравнению (3.28). В

качестве примера математического описания процесса ПВ приведен в расчетную формулу для определения C применительно к ПВ рудного блока описанного в работе.

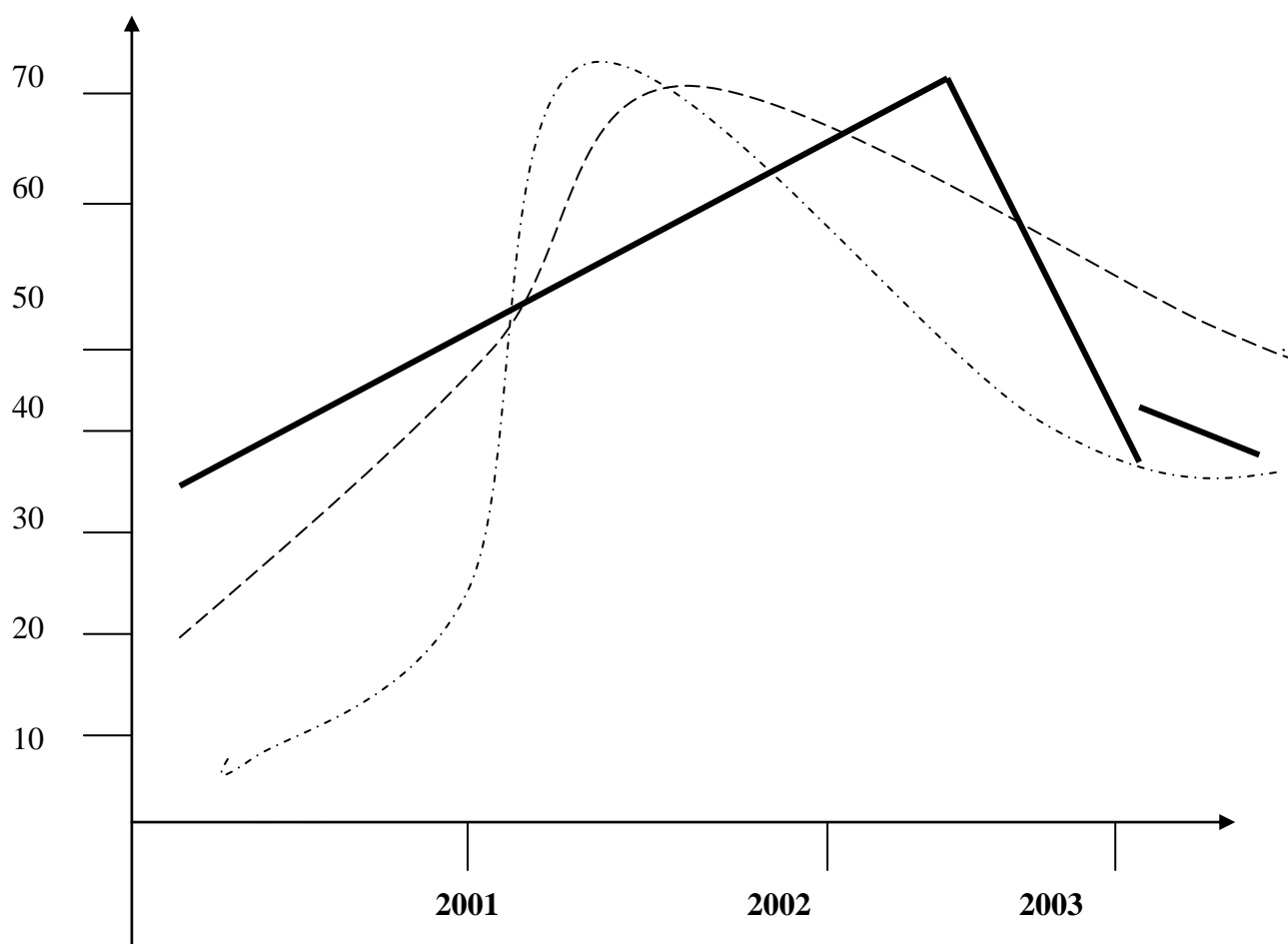


Рис. 3.4. Графики опытных и рассчитанных значений концентраций ПК в продуктивных растворах.

Как видно, на рис.3.4. установлено удовлетворительное совпадение опытных и рассчитанных значений концентраций ПК в продуктивных растворах.

Определение коэффициентов E , α и β по результатам любого в том числе и начального этапа промышленной обработки рудных блоков, что дает возможность учесть геотехнологические и гидродинамические особенности реального месторождения и режима его эксплуатации.

3.2. Причины снижения производительности скважин и возникновения кольматации.

Фильтрация раствора химического реагента через поровые каналы пород, как правило, сопровождается изменением проницаемости пласта, характер и величина которого определяется, с одной стороны природой и концентрацией реагента, а с другой - минералогическим составом пород. Таким образом, в отличии от подземных вод, движение которых в естественных условия происходит при неизменном во времени

коэффициента фильтрации, активно взаимодействующие с породами химические растворы перемещаются в пористой среде с переменной проницаемостью. При введении продуктивный пласт растворам выщелачивающего реагента обычно происходит кольматация поровых каналов химическими осадками или механическими взвесями. Химическая временная или обратимая кольматация развивается на первых этапах выщелачивания на границе фронта перемещения кислых растворов за счет обогащения растворов соединяющими железа и алюминия, которые выносятся в осадок при смене pH. Например $\text{Fe}(\text{OH})_3$ начинает выпадать в осадок в интервале pH от 2,5/4,1 (полное осаждение), а $\text{Al}(\text{OH})_3$ 3.3/5.2. цвет таких растворов обычно бурый и белый. В результате выпадение осадка, снижаются дебиты откачных и закачных скважин. При снижении pH растворов ниже 2-2,5 гидроксиды растворяются, кольматационные явления исчезают а проницаемость пород восстанавливаются.

Химическая постоянная кольматация вызывает выпадение гипса в поровом пространстве установить этот вид кольматации рабочими растворами не удастся. В сернокислотных растворах растворимость гипса повышается, так как в комплексообразование участвуют ионы Ca^{2+} и SO_4^{2-} . На ряде объектов отмечено, что кольматация распространяется не на весь рудовмещающий пласт а лишь на прифильтровую зону откачных скважин. Для устранения такой кольматации успешно используется обработка при фильтровой зоне растворами с повышенной концентрации серной или соляной кислот. Для предотвращения гипсовой кольматации при закислении пород.

С повышенной карбонатностью рекомендуется специальные понижения концентрации реагента в рабочих растворах.

Газовая кольматация: чаще вызывается выделением CO_2 при реакции кислоты с карбонатами и возникает в тех случаях когда давление растворенного газа превышает гидростатическое давление в пласте. Этот вид кольматации обычно приурочен к начальному этапу обработки. Л.П. Рафальский указывает, что при pH раствора от 2 до 1 газовая кольматация может возникать только тогда, когда напор подземных вод ниже 12 – 47 м., а в других случаях CO_2 должен находиться в растворенном состоянии.

Механическая кольматация фильтров технологических скважин может возникать из-за загрязнения растворов различного ряда взвесями. Приместность скважин восстанавливается прокачками и чистками скважин. За пескованность фильтровой части откачных скважин, вызванная суффозионными процессами или неправильным подбором конструкций фильтров, устраняется теми же мероприятиями.

В целом при механической кольматации скважин следует избегать увеличения градиентов напоров на участке, а при первом признаке кольматационных явлений необходимо уменьшить напорные градиенты, провести чистки и прокачки с сжатым воздухом. Наиболее отрицательно сказываются на открытости фильтровой части остановки скважин или изменения давления при нагнетаниях, которые приводят к осаждению тонкой дифракции и к пескованию фильтров.

Причина снижения приемистости закачных скважин

Эффективность эксплуатации месторождения способом ПВ во многих случаях определяется состоянием призабойной зоны закачных скважин, влияющий на их приемистость.

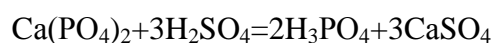
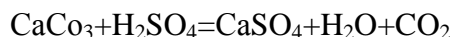
При подаче выщелачивающих растворов в закачные скважины с постоянным расходом со временем наблюдается постоянное повышение уровня раствора в эксплуатационных колонах, уровень раствора может достигнуть устья скважины за период 1,5-2 мес. В зависимости от производительности закачки и положения пьезометрического уровня пластовых вод. При дальнейшей эксплуатации скважин, с целью предупреждения изливов раствора на поверхность, приходится снижать расход раствора, который со временем может упасть до нуля, а уровень его в колонне будет удерживаться на устье скважин. Для поддержания проектного расхода выщелачивающего раствора в таких случаях приходится его останавливать и проводить мероприятия по восстановлению приемистости скважин.

Причины снижения приемистости закачных скважин является изменение проницаемости пород продуктивного горизонта в зоне фильтра в сторону уменьшения естественной проницаемости.

Проницаемость пород изменяется в результате различных физико – химических явлений, происходящих в перед в подачи выщелачивающего в растворе пласт. В химическом отношении подземные воды представляют собой истинные и коллоидальные растворы весьма различного состава и концентрации. В форме ионов не дислоцированных молекул в подземных водах содержатся газы(O_2 : CO_2 : H_2 , CH_4) которые находятся в растворенном состоянии и легко выделяются при изменении физико- химических условий.

Минеральные группы кремнезема, гидраты оксидов алюминия и железа выпадают из раствора в форме коллоидальных частиц, образуются гели, которые при малых скоростях фильтрации существенно снижают водопроницаемость черных пород.

Особенно сильно проницаемость пород будет снижаться при наличии в пласте карбонатов, содержащих породы. Карбонаты кальция при взаимодействии с разбавленной серной кислотой образует сульфат кальция:



образующийся в породе гипс выпадает в осадок и закупоривает поры и микротрещины в породе.

Осадконакопление в первую очередь связано с минералогическим составом пород, характером и концентрацией выщелачивающего раствора и интенсивностью взаимодействия закачиваемых растворов подземными водами и породами.

Исследования Маркелова С.В. по количественной оценке фильтрационных характеристик пород продуктивного горизонта и возникающих в процессе эксплуатации гидравлических сопротивлений при фильтровой зоне закачных скважин свидетельствует о том, что изменения проводимости пород пласта в сторону уменьшения наблюдается на стадии процесса выщелачивания – закисления пласта. При этом из твердой фазы в раствор приходит значительное количество ионов алюминия и железа, которые в случае повышения рН растворов на отдельных участках могут образовать слабо растворимые соединения, коагулирующие поровые пространства пород продуктивного пласта.

Пескование пластового песка в зону фильтра закачной скважины происходит в основном тогда, когда производительность закачки раствора мало (0,5-1 л/с), а длина фильтра и его пропускная способность по сравнению с расчетными завышена в два и более раз, или из-за неправильного подбора типа фильтра и его параметров. Причину запескованности фильтра можно объяснить тем, что во время подачи в пласт выщелачивающих растворов последние растворяют некоторые минералы и измененные связывающие в песках, прилегающих к фильтру. Отмытый чистый тонкозернистый песок, расположенный около фильтра, где нет фильтрационного подпора, обращаясь, попадает в полость фильтра и со временем заполняет ее. По мере заполнения нижней части фильтра выщелачивающий раствор в пласт попадает только через верхнюю зону фильтра, что приводит к неравномерному скважину рудных тел растворителем, и как следствие к оставлению неотработанных целиков в районе закачных скважин.

Причины снижения производительности откачных скважин.

Основной причиной снижения производительности откачных скважин является механическая и химическая коагуляция их фильтров и при фильтровой зоны. Коагулирующим веществом обычно является пластовый песок и продукты коррозии и химические соединения, заполнение фильтра механическими взвесями происходит в

течение всего периода эксплуатации скважин. Однако часть взвесей откачиваются вместе с раствором, а другая часть, состоящая из более крупных частиц, оседает и накапливается в отстойнике, а затем в зоне фильтра. Это объясняется тем что при определенной производительности откачки скорость движения жидкости внутри фильтра по его длине неодинакова и уменьшается в сторону нижней части. При ее значениях, меньших, чем скорость свободного падения частиц, последние оседают и скапливаясь, образуют песчаную пробку, которая со временем перекрывает часть рабочей зоны фильтра.

Пескообразование в откачных скважинах во времени происходит неравномерно и зависит от производительности скважин, типа раствороподъемника конструкции фильтра и его параметров, гранулометрического состава песка продуктивного горизонта, минералогического состава песка продуктивного горизонта, минералогического состава пород, вида выщелачивающего раствора и его концентрации, а также технологических этапов выщелачивания.

При постоянной неизменной производительности откачки песко-образование минимальное. Вынос песка почти отсутствует и в поднимаемой жидкости он находится в допустимых, пределах для различных типов раствороподъемников, песок фильтром преобразует прочные каркасы за счет сил сцепления и своих геометрических форм. У каждого отверстия фильтра образуется микрополости, ограниченные сформированным песчаным каркасом. В полость фильтра заполняют только наиболее мелкие частицы, приносимые из более удаленных слоев породы в результате суффозии.

Наибольшим постоянством и стабильностью работы характеризуется скважины, эксплуатируемые с помощью погружных насосов электронасосов. Откачка раствора эрлифтом не дает постоянства дебита во времени. Происходит колебание уровня в скважине изменение входных скоростей в фильтр. Пескопоступление обычно не влияет на работу эрлифта и его эксплуатационных качеств. Эрлифт может работать в условиях когда в растворе содержится песка до 20 процентов.

В настоящей работе на основе комплексного гидрогеологического анализа, лабораторных и полевых исследований сформулированы рекомендации по применению методов при восстановлении производительности скважин. В качестве критериев сопоставления эффективности различных способов приняты сравнения показателей обобщенных сопротивлений фильтров и прифильтровых зон скважин, их удельных дебитов до и после обработки, устойчивость достигнутого эффекта во времени, что отражено при характеристике каждого из основных способов восстановления производительности или освоения скважин.

Для борьбы с механической кольтматацией скважин использовать:

- систематические прокачки (до полного осветления растворов);
- тщательную очистку оборотных растворов от взвешенных частиц;
- бурение большого числа нагнетательных скважин, приходящихся на одну дренажную;
- замену эрлифтов насосами (для создания более спокойного гидродинамического режима откачки, при котором не выносятся частицы грунта).

3.3. Методы по повышению производительности технологических скважин и скорости фильтрации в продуктивном пласте.

Восстановление производительности скважин кислотной обработкой

При содержании в продуктивном горизонте карбонатсодержащих пород дополнительной стадией освоения скважин является кислотная обработка прифильтровой зоны.

Основной используемой кислотой является HCl. Она эффективно воздействует на карбонат кальция или магния, образуя растворимые и легко удаляемые хлориды.

Используются и другие кислоты: азотная, плавиковая и др.

При закачке в пласт кислотного раствора, очищаются и расширяются поры в призабойной зоне пласта. Восстанавливая, таким образом, ухудшенную проницаемость обработанной зоны, а в некоторых случаях даже увеличивая ее первоначальное значение.

При равномерном проникновении кислотного раствора в пустоты продуктивного пласта вокруг скважины радиус зоны проникновения непрореагировавшей кислоты определяют из выражения

$$R = \sqrt{\frac{qt}{\pi hm} + r_c^2},$$

где q – объем кислотного раствора;

t – продолжительность реакций до нейтрализации кислотного раствора;

h – толщина пласта;

m – пористость породы;

r_c – радиус скважины.

Технология работ следующая: Проверяется открытость фильтра скважины, при необходимости проводится его очистка от песка и взвесей.

Подготовка растворов для химической обработки и обработка скважин. В связи с отсутствием гуммированных емкостей для разбавления растворов кислоты, раствор готовится по следующей схеме.

Открыть подачу рабочего раствора в обрабатываемую скважину отрегулировать подачу растворов на 1 м³/ч, открыть подачу кислоты с расходом 1 м³/ч. Общий расход

составит 2,0 м³/ч, смещение жидкостей производится в скважине, концентрация кислого раствора будет в пределах 12-15 %, подачу раствора вести 45 минут, объем поданного раствора составит 1,5-2,0 м³. При объеме раствора в скважине более 1,5 м³ увеличить время подачи раствора.

Обрабатываться должен ствол скважины и призабойная зона фильтра при самоизливе (смещение растворов в приемной воронке).

Выдержку кислоты в стволе скважины проводить 16 часов.

После кислотной обработки производится интенсивная прокачка скважин компрессором «Атлас-копко», шланг опускается под уровень раствора на максимально возможную глубину. Растворы сливаются в откачной коллектор.

Качество используемой технической соляной кислоты должно соответствовать нормативным характеристикам, особенно в отношении содержания примесей.

Восстановление производительности скважин воздействием пневмовзрыва

Механизм пневмовзрывного воздействия в скважине представляется следующим образом.

Предварительно накопленный в камере сжатый воздух, с большой скоростью выхлопывается в жидкость и расширяется, образуя воздушный пузырь. Резкое сжатие прилегающих слоев жидкости приводит к распространению в ней акустической волны сжатия и одновременному радиальнорасходящемуся движению гидропотока.

Пока давление в пузыре больше, чем в окружающей среде, гидропоток движется с некоторым ускорением. Масса жидкости, получив определенный импульс, с момента, когда давление в пузыре выравнивается с гидростатическим давлением в скважине, движется уже по инерции и в свою очередь воздействует на пузырь, вызывая его расширение. Давление в полости продолжает падать и в конечном итоге становится меньше гидростатического.

В результате происходит схлопывание, затем пульсация и всплытие пузыря. Эти процессы сопровождаются энергообменом, который проявляется в виде работы, совершаемой за счет убыли внутренней энергии воздушного пузыря.

Энергия, накапливаемая в пневмоснаряде, оценивается по зависимости

$$E_{nc} = \frac{P_n \cdot V_n}{K_a - 1} ;$$

где P_n и V_n – начальное давление и объем сжатого воздуха в рабочей камере; K_a – показатель адиабаты.

Остаточная энергия воздушного пузыря к концу его расширения соответственно равна

$$E_{ост} = \frac{P_{min} \cdot V_{max}}{K_a - 1}$$

P_{min} и V_{max} – конечное давление и объем воздушного пузыря.

В соответствии с этим работа, производимая при пневмовзрыве, определяется разностью накопленной и остаточной энергии и работой, затрачиваемой на преодоление гидростатического давления $h_{гс}$, которая оценивается по формуле:

$$h_{гс} = (V_{max} - V_n) \cdot P_o$$

P_o – гидростатическое давление.

В стесненных условиях скважины при расширении пузыря на него действуют силы реакции жестких границ.

Преобладающее радиально-расходящееся движение сжатого воздуха в начальный период формирования пузыря под влиянием противодействия жидкости, легко деформируется, вытягивая воздушную полость в направлении более подвижных границ. Это вызывает перераспределение энергии пузыря и концентрацию ее на наиболее слабых местах. В результате пузырь удлиняется вдоль оси скважины, но в определенных случаях (например, при неравномерной кольматации фильтра и прифильтровой зоны или прилегании пневмоснаряда к стенке фильтра) может произойти проникновение сжатого воздуха в прифильтровую зону.

Обработка скважин пневмовзрывом ведется по специальной технологической карте, где наряду с необходимыми характеристиками скважины и фильтра, указывается последовательность и параметры всех основных, подготовительно-заключительных и вспомогательных операций, используемые технологические и вспомогательные оборудования, инструменты и контрольно-измерительные приборы.

Технологический контроль за ходом пневмовзрывных обработок осуществляется путем оценки объема шлама, накопленного в шламоотборнике под пневмоснарядом и степени заиления отстойника и фильтра. Соответствие объема шлама рассчитанному по степени насыщенности пород прифильтровой зоны является показателем полной декольматации скважины.

Плотность импульсов при пневмовзрывной обработке не должна превышать 3-5 на 1 п.м. длины фильтра. Повторные проходки назначаются только в случае получения существенно меньшего количества шлама в шламоборнике после пневмовзрывной регенерации в сравнении с рассчитанной насыщенностью парового пространства прифильтровой зоны скважины кольматантом.

Экспериментальные и производственные исследования пневмовзрывной обработки скважин на урановое месторождение Лавлякан показывает, что в зависимости от

гидрогеологических условий и времени эксплуатации скважин до регенерации возможно восстановление удельного дебита в пределах от 20 до 70 % от первоначального. При повторной и многократной обработке отмечается постепенное снижение эффективности восстановительных работ. Длительность сохранения удельной производительности выше полученной после пневмовзрывной обработки колеблется от 2 месяцев до 1 года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе произведено анализирование выщелачивания различными реагентами, опытных работ по применению азотной кислоты в качестве катализатора, увеличение концентрации серной кислоты до 30 г/дм^3 , методы повышения реагирования кислоты с массивом (насыщение рабочих растворов кислородом, выщелачивание в жестком кислотном режиме). Основные результаты и выводы работы заключаются в следующем:

1. Для увеличения скорости растворения урана, что приводит к повышению перевода его в подвижное состояние, желательна повышенная концентрация ионов трехвалентного железа в растворе, для чего добавлять сульфат железа (III) или вводить другой окислитель;

2. Применение кислоты с большей концентрацией приводит к более эффективному воздействию на руду, поскольку приводит к повышению концентрационного уровня металла уровня металла;

3. Повышение концентрации кислот в определенной степени приводит к дополнительному расходу реагента и усилению химической кольмотации поровых каналов, что снижает производительность технологических скважин;

4. Для устранения влияния кольмотационного эффекта на технологических скважинах проведение комплексно восстановительных работ, включающие пневмоимпульсную и реагентную обработку, а также профилактические прокачки. Наилучшие результаты получены при использовании совмещенного пневмоимпульса с химической проработкой.

Перечисленные методы дают возможность оптимизации процесса подземного выщелачивания и увеличения эффективности выщелачивания урана, перевода ПК в подвижное состояние в природных условиях залегания урановых месторождений.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каримов И.А. Узбекистан на пороге XXI века. –Т.: Узбекистан, 1997. –315с.
2. Каримов И.А. Наша высшая цель – независимость и процветание Родины, свобода и благополучие народа. Ташкент: Узбекистан, 8т, 2000. –512 с.
3. Аренс В.С. Скважинная добыча полезных ископаемых. –М.: Недра, 1986. –280 с.
4. Сковорова Д.И. Справочник по геотехнологии урана. Под редакцией профессора - М. Энергоатомиздат, 1997, - 672 с.
5. Кедровский О.А. Комплексы подземного выщелачивания. - М. Недра, 1992, - 264 с.
6. Шумилин М.В., Муромцев Н.Н., Бровин К.Г и др. Разведка месторождений урана для отработки методом подземного выщелачивания. - М. Недра, 1985, - 208 с.
7. Мамилев В.А., Петров В.А. и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. – М. Атомиздат, 1980.
8. Сергиенко И.А., Мосев А.Ф. Бурение и оборудование геотехнологических скважин. - М. Недра, 1984.
9. Скрипко С.В. «Простая» геотехнология месторождения Лявлякан. Горный вестник Узбекистана, № 4, 2003, - 83-84.
10. Истомина В.П. Особенности минерально-сырьевой базы и перспективы добычи урана в рудоуправлении №5. Горный вестник Узбекистана №4, 2003, 67-68 с.
11. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. - М. «Геоинформцентр». 2002, - 278 с.
12. Кристиан М., Сокоп С., Константианеску А. Увеличение продуктивности и приемистости скважин. - М. Недра, 1985,- 184 с.
13. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания. //Под редакцией проф., доктора техн.наук Мосинца В.Н. - М. Недра , 1987, - 304 с.
14. Садонин В.Г., Довгуля А.И. Экономико-математическое моделирование процесса подземного выщелачивания. – М. 1985, - 84 с.
15. Рекомендации по импульсным методам восстановления производительности скважин под редакцией к.т.н. К.С.Боголюбова. Москва, 1979, стр. 114.
16. Научные проблемы горного производства. Сборник статей к 80-летию академика В.В. Ржевского. М.,МГГУ, 2000. 350 с.
17. Горный информационно-аналитический бюллетень. М.,МГГУ, 2005.
18. АРКОМ -97. Сборник докладов на английском языке. М.,МГГУ, 1997.
19. Периодическая литература («Горный вестник Узбекистана», «Вестник ТашГТУ», «Техника юлдузлари», «Горный журнал», «Подземное и шахтное строительство», «Уголь», «Минеральные ресурсы России», «Mining Journal», «Mining in Canada», «Mining and Metallurgy», «Mining Technology»).
20. Интернет сайты:
http://www.elibrary.ru/menu_info.as – научно-электронная библиотека.

<http://mgtu.dp.ua> – Московский государственный горный университет.

<http://www.mining-journal.com/mj/MJ/mj.htm> - Mining Journal

<http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813> - Institute of Geotechnical and Tunnel Engineering

<http://www.rsl.ru> – Российская государственная библиотека.

20. Материалы сайта: www.ngmk.uz.

21. www.metallist.kz.

22. www.geoconsult.ru.

23. www.polymetall.ru.

24. www.omram.ru.