

На правах рукописи



БАЙМУРЗАЕВ Хуршед Рашидович

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО
РЕЖИМА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ПРИ
ОПТИМИЗАЦИИ СЕТИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН**

**Специальность 25. 00. 22.- «Геотехнология»
(подземная, открытая и строительная)**

АВТОРЕФЕРАТ

**диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук**

Москва 2014

Работа выполнена в Федеральном государственном бюджетном образовательном учреждении высшего профессионального образования «Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе» МГРИ-РГГРУ.

Научный руководитель: доктор технических наук, профессор
Маркелов Сергей Владимирович

Официальные оппоненты: доктор геолого-минералогических наук,
профессор, ученый секретарь ОАО
«ВНИПИПромтехнология»
Камнев Евгений Николаевич

кандидат технических наук, доцент,
кафедра «Геодезии и маркшейдерского дела»
«Российский Университет дружбы народов»,
Терешин Александр Александрович

Ведущая организация: **ФГУП Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья (ВИМС)**

Защита состоится **«3» июня 2014 года в 13 ч. 00 мин.** на заседании **диссертационного совета Д 212.121.08** при федеральном государственном бюджетном образовательном учреждении высшего профессионального образования **«Российском государственном геологоразведочном университете имени Серго Орджоникидзе» (МГРИ-РГГРУ)** по адресу: **117997, г. Москва, ул. Миклухо-Маклая, д. 23, МГРИ-РГГРУ, ауд. 4-73.**

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке Российского государственного геологоразведочного университета имени Серго Орджоникидзе.

Автореферат разослан «__» апреля 2014 г.

Ученый секретарь диссертационного совета

Холобаев Е.Н.

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы: В Республике Узбекистан основные запасы урана приурочены к Кызылкумскому региону. В генетическом отношении это инфильтрационно-водородные пластовые месторождения с разнообразным минералогическим и химическим составом руд, сложными горнотехническими и гидрогеологическими условиями залегания.

Все эти условия определяют невозможность отработки их традиционными горными способами. Для освоения месторождений такого типа в 1958 году создан Навоийский горно-металлургический комбинат (НГМК) обеспечивающий основной приток валютных поступлений в Республику Узбекистан.

НГМК, как в СССР, так и в настоящее время, является форпостом в разработке и внедрении передовых технологических решений по совершенствованию технологии скважинного подземного выщелачивания (СПВ) урана, направленных на повышение эффективности добычи в усложняющихся геологических и экономических условиях, что подтверждается следующими факторами:

- увеличивающееся количество малых месторождений с небольшими по площади рудными телами;
- значительным ростом затрат на разработку месторождений в результате ухудшения горно-геологических условий;
- снижение за последние годы мировых цен на урановое сырье в 2-2,5 раза;
- возрастающие экологические требования к рекультивации поверхности и санации подземных вод продуктивного горизонта.

Изучения процессов влияющих на фильтрацию выщелачивающих растворов в контуре месторождений, отработанных традиционным горным способом, а также выявление роли физических характеристик растворов на формирование эффективных параметров гидродинамического режима, несомненно, является актуальным при создании математической модели для прогнозирования и управления геотехнологическим режимом добычи.

Цель работы - обосновать параметры гидродинамического режима фильтрации выщелачивающих растворов в контуре рудных тел, оставшихся в недрах после завершения добычи традиционным горным способом, на основе создания математической модели кинетики подземного выщелачивания урана.

Идея работы - заключается в использовании шахтного ствола очистной выемки в качестве нагнетательной системы выщелачивающих растворов, обеспечивающего эффективный режим гидродинамической проработки запасов урана выщелачивающими растворами.

Основные задачи исследований:

- анализ горно-геологических, горнотехнических особенностей разработки месторождений Сабырсай, вещественного состава;
- геотехнологические исследования параметров урановых руд, определяющих кинетику подземного выщелачивания металла;
- статистический анализ результатов экспериментальных, опытно-промышленных и промышленных работ по выщелачиванию для обоснования параметров базовой модели процесса выщелачивания;
- моделирования гидродинамического режима для управления кинетикой выщелачивания урана;
- аналитическое обоснование физических параметров (плотность, минерализация, вязкость) на изменение потери гидравлического напора выщелачивающих растворов в контурах рудных тел.

Методы исследования: в процессе исследований применялись комплексные методики, включающие:

- изучение и анализ геологических, гидрогеологических и горнотехнических условий месторождений Сабырсай;
- статистическая обработка и анализ опытов разработки урановых месторождений Кызылкумского региона;
- теоретические исследования с использованием аналитического, графоаналитического и статистического методов, математического моделирования;
- опытно-промышленные и промышленные работы.

Обработка полученных результатов проводилась корреляционным и регрессивным анализом.

Основные защищаемые научные положения:

1. Степень гидродинамической проработки руд продуктивного горизонта должна оцениваться комплексным интегральным параметром - удельная интенсивность фильтрационной проработки (J), прямо пропорциональной продолжительности эксплуатации, производительности и коэффициенту использования технологических скважин и обратно пропорциональной площади технологической ячейки, эффективной мощности и объемной рудной массы.

2. Прогноз отработки месторождения и управление геотехнологическим режимом ПВ урана должен основываться на разработанной базовой математической модели, за основу в которой принята продолжительность отработки блоков (ячеек). Время отработки прямо пропорционально концентрации выщелачивающего реагента, содержанию урана в объеме рудной массы и обратно пропорционально интенсивности фильтрационной проработки.

3. Потери гидравлического напора при фильтрации выщелачивающих растворов по рудному массиву целиков прямо пропорциональны скорости и

обратно пропорциональны коэффициенту фильтрации, которые контролируются значениями порозности рудного массива и кинематической вязкости растворов.

Научная новизна работы:

- на основы литературных и фондовых материалов выявлено влияние природных (геологических) и технологических факторов на кинетику перехода урана в продуктивный раствор, комплексная оценка которых явилась основой создания математической модели кинетики выщелачивания урана;
- введено понятие – удельная интенсивность фильтрационной проработки, интегральный показатель, позволяющий оценить степень длительности контакта выщелачивающего раствора с рудной минерализацией;
- установлены зависимости между природными и технологическими параметрами и показателями ПВ, что позволило выявить основную группу таких параметров для разработки динамической модели процесса ПВ;
- разработаны методики: по определению эффективной мощности в выщелачиваемом объеме рудной массы; по выявлению фильтрационных параметров в различных интервалах от контуров целиков;
- выявлена степень окисленности рудного массива на различных глубинах от контуров целиков;
- предложен и апробирован метод парных блоков при обработке технологических параметров;
- создана детерминированная динамическая модель ПВ, которая качественно и количественно отражает взаимосвязи и взаимообусловленность природных и технологических параметров, определяющих эффективность кинетики процесса ПВ.

Достоверность научных положений выводов и рекомендаций обеспечивается применением современных методов исследований, сходимостью результатов теоретических и лабораторных исследований с экспериментальными данными в натурных условиях, достижением положительных результатов внедрения методик и технологических разработок по совершенствованию параметров гидродинамической проработки рудных пластов выщелачивающими растворами на рудниках Навоийского горно-металлургического комбината Республики Узбекистан.

Личный вклад автора состоит в проведении лабораторных, опытно-промышленных и промышленных работах, разработке методик по оценке параметров гидродинамического режима в границах рудных пластов, обобщении и анализе полученных результатов, проверке соответствия разработанной физико-математической модели фильтрации растворов фактически достигнутым результатам.

Практическая ценность заключается:

- в разработке эффективной системы подачи выщелачивающих растворов, позволяющих значительно увеличить скорости и объемы их, что приводит к интенсификации кинетики перехода урана в раствор;
- в выявлении зависимости процессов окисления рудного массива, что позволяет оптимизировать сетку расположения геотехнологических скважин;
- в создании компьютерной модели, учитывающей природные и технологические факторы подземного выщелачивания урана, для эффективности управления процессами добычи.

Реализация результатов работы: Работа выполнено в соответствии с планом научно-исследовательских работ НГМК Республики Узбекистан. Результаты диссертационной работы использованы при проектировании опытно-промышленных и промышленных блоков ПВ на урановом месторождении Сабырсай.

Полученные в работе научные разработки используется в учебном процессе при чтении курсов лекций на кафедре «Геотехнология и комплексное освоение МПИ» в МГРИ-РГГРУ.

Апробация работы: Основные положения диссертации и результаты исследований докладывались автором на конференциях «Новые идеи в науках о земле», Москва, Российский Государственный Геологоразведочный Университет (РГГРУ), 2007, 2009, 2011 и 2013 гг.; на международных научных конференциях студентов, аспирантов и молодых ученых «Молодые – наукам о Земле» в 2010-2013 гг. в МГРИ-РГГРУ, а также на конференции МГГУ «Физико-химическая геотехнология» в 2013 г.

Публикации: По теме диссертации опубликовано 5 научных трудов в которых раскрываются основные теоретические положения и результаты проведенных исследований.

Объем и структура работы: диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, содержит 118 страниц машинописного текста, 11 таблиц, 8 рисунков, списка литературы из 123 наименований и приложения на 8 листах.

Во введении обосновано актуальность проводимых исследований.

В первой главе проанализированы пути развития методов окисления урановых руд, сформулированы цели и задачи научных исследований.

Во второй главе приведены основные закономерности кинетики выщелачивания урана, используемые в разработке математической модели процесса выщелачивания.

В третьей главе представлены зависимости, полученные при статистической обработке результатов эксплуатации опытных и опытно-промышленных блоков ПВ на месторождениях Кызылкумского региона. На основе анализа полученных результатов создана детерминированная динамическая модель ПВ.

В четвертой главе приведены: экспериментальное исследование по окислению рудного массива, изменению фильтрационных характеристик продуктивного пласта, использование шахтного ствола в качестве системы нагнетания растворов, аналитические исследования по расчету потерь гидравлических напоров при фильтрации растворов.

В заключении приведены основные выводы по работе и дано обоснование совершенствованию параметров гидродинамического режима при доработке запасов урана в рудных целиках.

Автор выражает глубокую признательность и благодарность научному руководителю профессору Маркелову Сергею Владимировичу за постоянное внимание и неоценимую помощь в выполнении данной работы, всему коллективу кафедры «Геотехнологии и комплексное освоение МПИ», руководимой профессором В.П. Дробаденко, отдельно профессору Н.Г. Малухину за ценные советы и полезные критические замечания. Сотрудникам и генеральному директору Навоийского горно-металлургического комбината Санакулову К.С.

ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

На горнодобывающих предприятиях, связанных с разработкой урановых месторождений физико-химической геотехнологией, интенсивность кинетики перехода урана в продуктивный раствор и снижение затрат на получение товарной продукции является приоритетной задачей. Одним из научных направлений, обеспечивающих эффективность добычи, является совершенствование фильтрационных параметров, влияющих на степень (глубину) гидродинамической проработки рудных тел.

Решению вопросов освоения месторождений способом ПВ за последние десятилетия посвящены работы многих ученых, исследователей: В.Ж. Аренса, В.Г. Бахурова, Л.И. Водолазова, А.Е. Воробьева, В.А. Грабовникова, О.М. Гридина, В.П. Дробаденко, А.И. Калабина, Е.Н. Камнева, Д.П. Лобанова, Н.Г. Малухина, С.В. Маркелова, В.А. Маилова, В.П. Неберы, Ю.В. Нестерова, И.Н. Солодова, В.Н. Сытенкова М.Н. Тедеева, Е.А. Толстова, М.И. Фазлуллина, В.Г. Язикова и др.

Основные научные положения, защищаемые в диссертации.

1. Степень гидродинамической проработки руд продуктивного горизонта должна оцениваться комплексным интегральным параметром - удельная интенсивность фильтрационной проработки (J), прямо пропорциональной продолжительности эксплуатации, производительности и коэффициенту использования технологических скважин и обратно пропорциональной площади технологической ячейки, эффективной мощности и объемной рудной массы.

Сложные процессы, протекающие в недрах при подземном выщелачивании урана и сопровождающиеся изменениями во времени свойств руды и вмещающих пород, на данном этапе недоступны для непосредственного изучения. О них можно судить по результирующим выходным показателям процесса ПВ через анализ условий среды, в которых он протекает, а также через анализ геотехнических параметров процесса.

Исследование гидрогеологической среды (природных параметров), средств, способов и режимов воздействия на природные параметры, а также выходных геотехнологических показателей ПВ позволили с применением статистических, графоаналитических методов анализа (корреляционного, регрессионного) установить связи-зависимости между природными, техническими и геотехническими параметрами и показателями процесса, выявить группу параметров, влияющих на ход и результаты процесса, качественно и количественно охарактеризовать эти влияния, и разработать динамическую модель процесса подземного выщелачивания урана.

В условиях большого количества влияющих на процесс ПВ параметров, возникает необходимость в их объединении в укрупненные комплексные параметры с целью упрощения схемы статистической обработки данных процесса ПВ, естественно, без искажения их физической сущности.

Таким образом, природные и технологические параметры процесса ПВ объединены в геотехнологические. Поэтому, наиболее «емким» является комплексный параметр – удельная интенсивность фильтрационной проработки одной тонны выщелачиваемой горнорудной массы (расход растворов), который определяется из выражения:

$$J = \frac{2200 \cdot v_0 \cdot K_{и}}{S_{яч} \cdot M_3 \cdot \gamma} \cdot \frac{м^3}{т \cdot кв}.$$

что позволяет объединить в себе такие параметры, как продолжительность работы технологических скважин в квартале, производительность закачных (откачных) скважин, коэффициент их использования (числитель выражения), площадь, приходящуюся на одну технологическую ячейку, эффективную мощность, объемную массу руды (знаменатель).

Благодаря значительному сокращению количества анализируемых параметров в блоках ПВ (15 природных и технологических параметров объединены в 3 геотехнологических параметра) упрощается и сам ход исследований по выяснению основных закономерностей процесса ПВ урана.

На основании комплексного объединения основных природных и технологических параметров выходные геотехнологические показатели процесса ПВ можно выразить в виде следующих показателей:

$$(t, f, q_T, q, C_p) = f\left(\frac{mc}{M_3}, M_3, CO_2, t^0, J, C_{\text{к зак}}, C_{\text{к}}, \frac{m}{M_3}, S_{\text{яч}}\right), \quad (1)$$

и в последующем оценить степень влияния этих параметров на эффективность процесса ПВ.

Определены взаимосвязи для следующих параметров и показателей процесса ПВ:

- время отработки (квартал):

$$t = \frac{\varepsilon_p \cdot \frac{mc}{M_3} \cdot 10^4}{C_p \cdot J}, \quad (2)$$

удельные расходы растворов на 1 тонну выщелачиваемой горнорудной массы $\frac{M^3}{T}$:

$$f = \frac{\varepsilon_p \cdot \frac{mc}{M_3} \cdot 10^4}{C_p}, \quad (3)$$

удельные расходы кислоты на добычу 1 кг урана $\frac{кг}{кг}$:

$$q = \frac{\left(\frac{mc}{M_3} \cdot 10 \cdot \varepsilon_p\right) \cdot C_p}{10 \cdot \varepsilon_p \cdot \frac{mc}{M_3}}, \quad (4)$$

среднее содержание урана в продуктивных растворах $\frac{Mг}{л}$:

$$C_p = \frac{\frac{mc}{M_3} \cdot 10^4 \cdot \varepsilon_p}{\frac{q \cdot \frac{mc}{M_3} \cdot 10 \cdot \varepsilon_p}{C_k}}, \quad (5)$$

где C_k - концентрация кислоты в рабочих растворах, $\frac{кг}{M^3}$;

\square_p - уровень извлечения запасов урана в раствор, (доли ед.);

$\frac{mc}{M_3}$ - приведенное содержание урана $\frac{кг}{T}$;

Характер этих зависимостей исследован на фактических материалах отработки блоков ПВ и справедлив при расчетах геотехнологических показателей процесса ПВ для любых уровней отработки запасов урана, когда известен один из основных показателей процесса ПВ. Эти формулы общего вида - строгие (детерминированные), как и строгие входящие в них параметры и показатели процесса ПВ.

2. Прогноз отработки месторождения и управление геотехнологическим режимом ПВ урана должен основываться на разработанной базовой математической модели, за основу в которой принята продолжительность отработки блоков (ячеек). Время отработки прямо пропорционально концентрации выщелачивающего реагента, содержанию урана в объеме рудной массы и обратно пропорционально интенсивности фильтрационной проработки.

В результате обработки и анализа полученных результатов создана детерминированная динамическая модель ПВ, которая качественно и количественно отражает взаимосвязи и взаимообусловленность природных, технических и геотехнологических параметров, определяющих эффективность процесса ПВ.

Созданная математическая модель ПВ основывается на описании динамики процесса ПВ, протекающего в естественных условиях в зависимости от природных и технологических параметров, на основе обработки и анализа результатов многочисленных лабораторных, опытных и опытно-промышленных работ. Для определения основных геотехнологических показателей процесса ПВ разработаны следующие зависимости:

Время отработки блоков (ячеек).

$$t = \frac{\left(\frac{a}{C_k} + b\right) \cdot \left(\frac{mc}{M_3} + \Delta c\right)}{J^j}, \quad (6)$$

где C_k - средняя концентрация реагента в выщелачивающих растворах, %;

$\frac{mc}{M_3}$ - содержание урана в выщелачиваемом объеме горнорудной массы, %;

J - интенсивность фильтрационной проработки одной тонны горнорудной массы выщелачивающими растворами, $\frac{m^3}{t \cdot \text{кварт}}$;

$a, b, \Delta c$ и j - эмпирические коэффициенты,

для них характерны численные значения $(a, b, \Delta c) > 0$ и $j > 1$, которые характеризует следующую смысловую информацию:

a и b - отражают реагентоемкость природных сред, в которых реализуется процесс ПВ. Количественно зависят от вещественного, химического, минералогического состава рудной массы продуктивного горизонта, от применяемых реагентов, от времени контакта выщелачивающих растворов с рудной массой, (скорость продвижения зоны выщелачивания) также уровней коэффициентов извлечения отработки запасов металла в эксплуатационных блоках (ячейках);

Δc - забалансовые запасы с содержанием металла менее 0.01%;

j - степенной показатель, отражает кинетику процесса ПВ.

Из формулы (6) следует, что при увеличении приведенного содержания урана $\frac{mc}{M_3}$, время отработки возрастает, с увеличением концентрации реагента (комплексообразователя) в растворах, а интенсивности фильтрационной проработки - уменьшается. На основе этой зависимости можно сделать вывод о том, что чем меньше затрачивается времени для достижения конечного результата в одинаковых геолого-гидрогеологических условиях и при одинаковых схемах отработки, тем эффективнее протекает процесс ПВ, т.е. геотехнологические

показатели ПВ необходимо рассматривать как функции взаимодействия выщелачивающих растворов с рудовмещающими средами во времени.

Расход растворов на одну тонну выщелачиваемой горнорудной массы (отношение жидкого к твердому):

$$f = \frac{\left(\frac{a}{C_K} + b\right) \cdot \left(\frac{mc}{M_3} + \Delta c\right)}{J^{j-1}}. \quad (7)$$

Из формулы следует, что показатель f возрастает с ростом значения параметра приведенного содержания урана $\frac{mc}{M_3}$, а его уменьшение связано с увеличением фильтрационной проработки рудной массы и концентрации реагента (комплексообразователя) в выщелачивающих растворах.

Расход реагента на тонну выщелачиваемой горнорудной массы (удельная кислотоемкость):

$$q_T = \frac{(a + bC_K) \cdot \left(\frac{mc}{M_3} + \Delta c\right)}{J^{j-1}} \cdot 10. \quad (8)$$

Зависимость свидетельствует, что увеличению этого показателя обеспечивает рост приведенного содержания урана, уменьшение его определяется увеличением интенсивности фильтрационной проработки. Повышение кислотности выщелачивающих растворов (при сернокислотной технологии) влечет за собой увеличение этого показателя (так как a и $b > 0$), но рост этого показателя при повышенных значениях кислотности растворов на стадии закисления блоков (30-50) проявляется в интенсификации процесса ПВ и на заключительной стадии отработки запасов.

Расход реагента на выщелачивание кг урана

$$q_T = \frac{(a + bC_K) \cdot \left(1 + \frac{\Delta c}{\frac{mc}{M_3}}\right)}{J^{j-1} \cdot \varepsilon_{rn}}, \quad (9)$$

где \square_m - уровень (коэффициент) извлечения запасов урана в готовую продукцию, доли ед.

Формула (9) показывает, что этот геотехнологический показатель процесса ПВ уменьшается с ростом приведенного содержания урана, интенсивности фильтрационной проработки; повышение кислотности растворов (при сернокислотной технологии) влечет за собой его увеличение. В то же время высокие значения кислотности на стадии закисления блоков (30-50) приводят к снижению показателя по отношению плановому коэффициенту извлечения урана. Уменьшение величины приведенного содержания урана влечет за собой увеличение расхода реагента на добычу одного кг урана.

Среднее содержание урана в продуктивных растворах

$$C_p = \frac{\varepsilon_p \cdot \frac{mc}{M_3} \cdot 10^4}{\frac{(a+bC_R) \cdot (\frac{mc}{M_3} + \Delta c)}{j^{j-1}}}, \quad (10)$$

где \square_p - планируемое извлечение урана в раствор, доли ед.;
 10^4 - пересчетный коэффициент.

Из этой формулы четко видно, что увеличение значений приведенного содержания урана, интенсивности фильтрационной проработки и концентрации реагента (комплексообразователя) в рабочих растворах приводит к повышению содержаний урана в продуктивных растворах.

Из формул (6-10), описывающих результаты процесса ПВ, видно, что основной из них является формула (6), описывающая время отработки блоков, из которой последовательно выводятся (после соответствующих математических преобразований) и все остальные; в этом и заключается их взаимообусловленность, которая не просматривается в известных на сегодняшний день моделях ПВ различных авторов.

Кроме основных параметров, описывающих динамику процесса ПВ (приведенных содержаний урана, концентраций реагентов и интенсивности фильтрационной проработки, связанных со своими коэффициентами), непосредственно вошедших в физические формулы, на его результаты оказывают влияние (каждый по своему) такие 7 параметров (факторов), как:

- температурный режим пластовых вод;
- отношение обрабатываемой рудной мощности (m) к прорабатываемой мощности горизонта выщелачивающими растворами (M_3);
- фильтрационные свойства руд и вмещающих пород;
- площадная продуктивность в различных сочетаниях рудных мощностей и содержаний урана в ней;
- карбонатность при сернокислотной технологии;
- режимы кислотности рабочих растворов на стадии подготовки блоков ПВ при сернокислотной технологии;
- плотность сети технологических скважин в закачных рядах.

Реализация этих параметров в широких диапазонах их изменчивости осуществляется в модели ПВ через разработанную методику определения поправочных коэффициентов.

Для применения формул общего вида (6-10) при описании динамики процессов ПВ различных технологий (сернокислотная, слабокислотная - бикарбонатная) необходимо определить численные значения эмпирических коэффициентов a , b , Δc и j и исходные количественные (численные) значения вышеназванных 7 параметров - разработать базовую физико-математическую модель процесса ПВ.

3. Потери гидравлического напора при фильтрации выщелачивающих растворов по рудному массиву целиков прямо пропорциональны скорости и обратно пропорциональны коэффициенту фильтрации, которые контролируются значениями порозности рудного массива и кинематической вязкостью растворов.

На этапе добычи ФХГТ использовались технологические схемы, применяемые на аналогичных месторождениях Кызылкумского региона, согласно которым подача выщелачивающих и откачка продуктивных растворов проводится через системы технологических скважин. Схема расположения скважин - ячеистая, расстояния между откачными скважинами 10–15 м, соответственно, между нагнетательными 5–7 м. Нагнетательные скважины располагались по границе контура целиков, количество которых определялось геометрическими параметрами целика (в плане). Откачные скважины располагали в центральной части нагнетательного контура по линии (створу). Количество нагнетательных и откачных скважин непосредственно для каждого целика определялось его размерами в плане и расстояниями между контурами нагнетания и дренажа. В зависимости от значений коэффициентов фильтрации пород продуктивного горизонта расстояния между контуром нагнетания и створом откачных скважин составляли 30 – 50 м, рис. 1.

Основные геологические, гидрогеологические и технологические показатели и их значения по каждому из целиков (опытно – промышленные ячейки) приведены в табл. 1.

Величины геологических и гидрогеологических параметров были детализированы по результатам опробования кернового материала при сооружении технологических скважин.

В качестве объектов исследования параметров гидродинамических режимов ПВ урановых руд были выбраны целики 1 и 5, величины геологических и гидрогеологических параметров которых соответствовали усредненным значениям пород продуктивного горизонта месторождения Сабырсай.

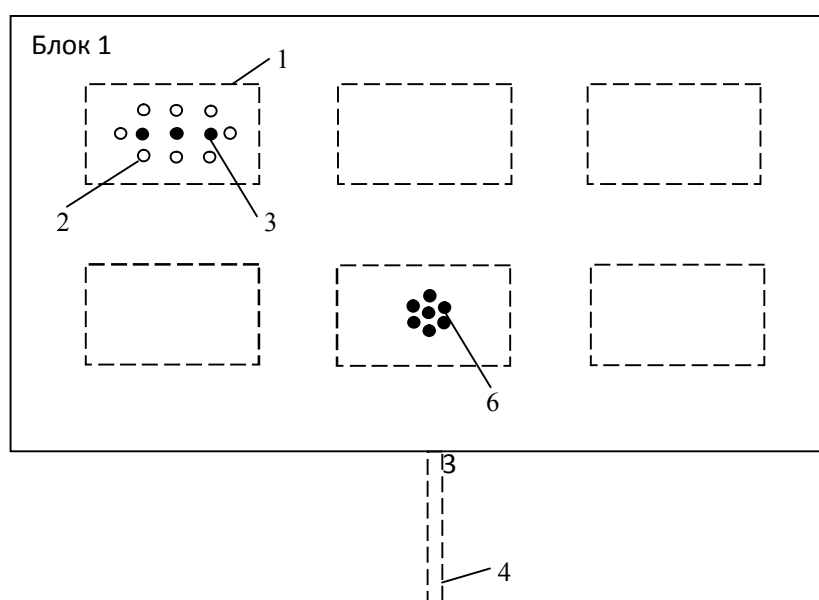


Рис. 1. Принципиальная схема расположения охранных целиков и шахтного ствола. 1- целик, 2- нагнетательная скважина, 3- откачная скважина, 4- выработки, 5- шахтный ствол, 6- большой колодец.

Таблица 1

№ блока	№ целиков	Площадь целика, тыс. м ²	Средняя рудная мощность, м	Объем руды, тыс.м ³	Кол-во скважин, шт.	Коэффициент фильтрации, м/сут	Удельный расход раствора, г м ³ /г	Среднее содержание металла в руде, %
I	1-1	8,5	6,50	55,25	9,0	3,3	1,05	0,048
	1-2	9,6	7,00	67,20	10,0		1,37	0,044
	1-3	7,8	6,12	47,74	8,0		1,25	0,036
	1-4	9,1	7,79	70,89	9,0		1,63	0,022
	1-5	7,3	9,20	67,16	11,0		2,12	0,031
	1-6	9,4	8,70	81,78	9,0		3,16	0,035

Перед заводнением месторождения, после завершения этапа традиционной добычи, с целью оценки оставшихся запасов урана и получения кернового материала для лабораторных технологических исследований, были пробурены геологические скважины в количестве 3–5 в каждом из целиков по различным направлениям, с максимальным выходом керна. Глубина бурения скважин составляла, в среднем, 25 метров. Из каждого рудного интервала мощностью до 1 метра, включающего максимальное значение одной литологической разности, отбирали пробы для определения степени окисленности руд (содержание U(VI)). На основании полученных результатов был рассчитан коэффициент окисленности руд $K_{ок} = \frac{U(VI)}{\Sigma U}$, при этом использовалось значение ΣU полученное на стадии детальной разведки.

В интервале опробования до 5 метров по каждой из скважин рассчитывалось средневзвешенное по мощности значение $K_{ок}$ табл. 2.

Таблица 2

Параметры	Интервал опробования (целик I)				
	0÷5 м	5÷10	10÷15	15÷20	20<
Степень окисления руды, %	97,6	68,8	44,1	26,4	17,9
Приемистость рудного массива целика, q, м ³ /сут, %	98,4	73,2	51,0	32,3	26,7

Из рис. 2 $K_{ок} = f(L)$ следует, что коэффициент окисленности руд достигает максимальной величины на 1-4-х метрах от границы целика, а в интервале глубин по 20-25 метров, этот показатель резко снижается, что свидетельствует о недостаточном объеме воздуха (окислителя), поступавшего в породный массив продуктивного горизонта через системы эффективной пористости при проветривании выработок на этапе традиционной добычи.

Таким образом, образовавшаяся система трещин в процессе развития горного давления явилось основным фактором обеспечившим высокие коллекторские свойства рудного массива для транспортировке воздуха на первых 1-4 метрах. Забои технологических скважин располагались на 5 и более метров от контуров (границ) целика. При сооружении скважин использовали технологию, разработанную в ПромНИИтехнологии – бурение по рыхлой массе горных пород. Подача бурового инструмента производилась одновременно с обсадкой скважины фильтровой колонной полиэтиленовых труб. Устья скважин цементировались, применялась затрубная цементация на глубину 1–1,5 метра. Пакер устанавливали в центральной части каждого из 5-ти метрового опробуемого интервала.

Исходя из этого, опробование на приемистость рудного массива проводили через каждые 5 метров. При глубине 25 метров в каждой скважине проводили по 5 замеров расходов нагнетаемой технической воды. Давление нагнетания поддерживалось на уровне 0,15 МПа для каждого интервала до установления стационарного режима фильтрации, которая достигалась стабилизацией величины приемистости Q. В начальном интервале до 5 метров стабилизация приемистости достигалась через первые десятки минут, в среднем через 35–50 минут. В последних интервалах 15-20 и 20–25 метров стационарный режим фильтрации устанавливался через 2,5–3 часа нагнетания воды.

Перед прекращением нагнетания фиксировали величины Q, которые не менялись в течение 15–20 минут. По полученным значениям Q рассчитывались значения коэффициентов фильтрации табл. 3. и удельная приемистость (q) табл. 2. Средняя длина пути фильтрации l_{cp} с учетом растекания растворов принималась

равной $2,5 l_{\min}$, где l_{\min} – наименьший путь фильтрации жидкости (глубина скважины от устья до нижней границы установки пакера).

Таблица 3

Параметры	Интервал опробования (целик I)				
	0÷5	5÷10	10÷15	15÷20	20<
Коэффициент фильтрации (K_{ϕ}), м/сут	4,1	3,8	3,6	3,3	3,0
Градиент фильтрации, J	4,0	1,7	1,09	0,8	0,63
Удельная приемистость (q), м ³ /сут, %	29,52	21,96	15,3	9,69	8,01

Анализ представленных результатов свидетельствует, что более высокие значения K_{ϕ} получены при опробовании первых 4-х метров. Необходимо отметить, что на начальных интервалах опробования литологические разности не оказывают существенного значения на приемистость пород продуктивного горизонта. Можно утверждать, что преобладающее значение на повышение приемистости пород этих интервалов оказал показатель эффективной трещиноватости породного массива, образованной от действия горного давления налегающей толщи.

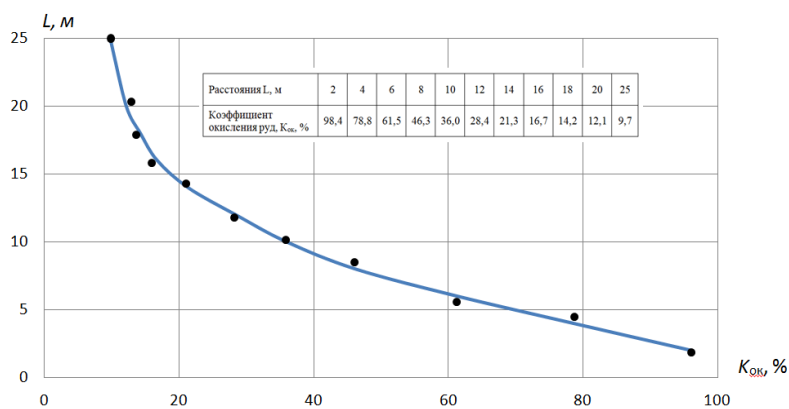


Рис. 2. Зависимость степени окисления руд ($K_{ок}$) целика от глубины опробования (L)

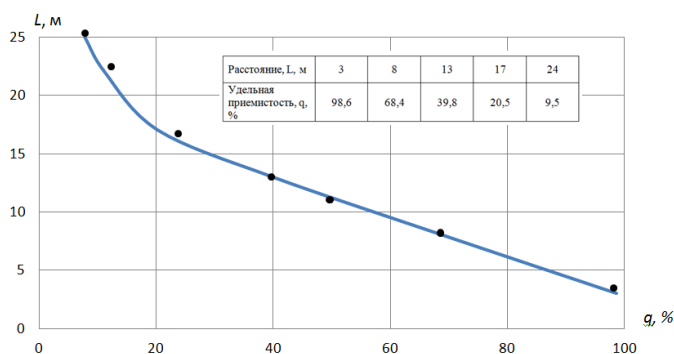


Рис. 3. Зависимость удельной приемности жидкости от глубины опробования

С увеличением глубины интервалов опробования показатель q снижается. Наибольшая величина снижения q отмечена в интервалах, где преобладают глинистые литологии, что, соответственно, сказалось и на снижении величин K_{ϕ} .

Таким образом, в начальных интервалах опробования (до 5-ти метров) среднее значение $K_{ок}$ в рудах целика 1 составило 0,92%, а в целике 5, соответственно, 0,95%. Среднее значение $K_{\phi} = 4,1$ м / сут (целик 5), что на 15 % выше, чем коэффициент фильтрации руд целика 1 ($K_{\phi} = 3,55$ м / сут).

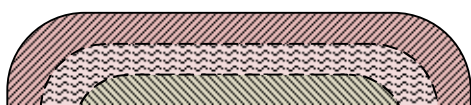
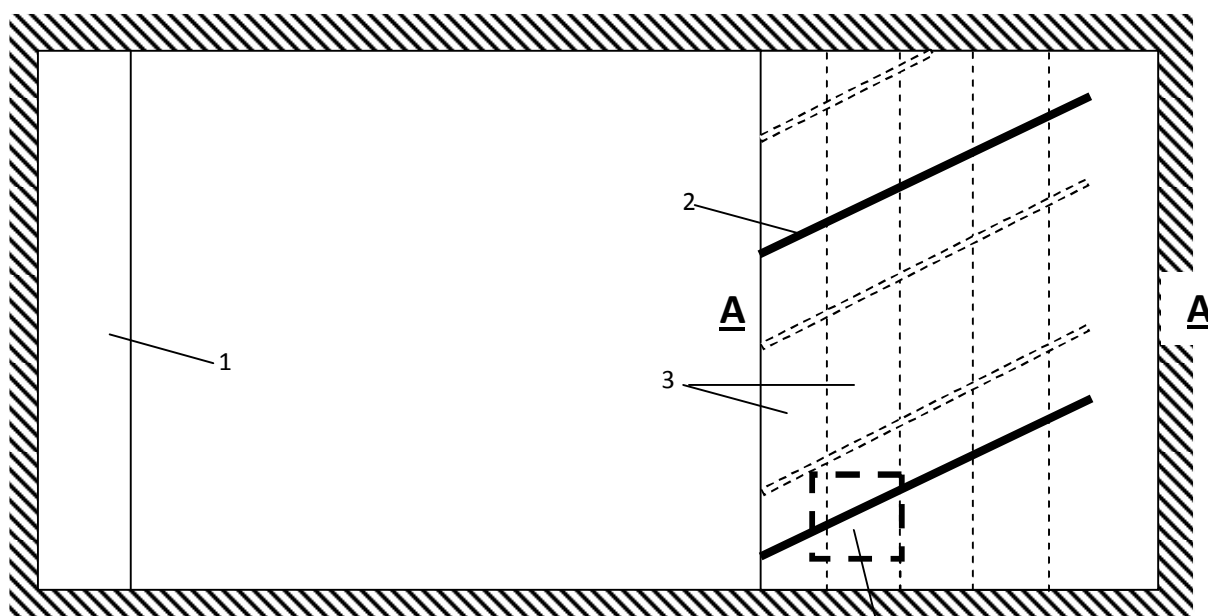
На рис. 4 представлена принципиальная схема опробования интервалов скважин для оценки степени окисленности руд и удельной приемности.

Подача растворов осуществлялись в центральный створ (ряд) скважин, прием растворов в оконтуривающие дренажные скважины, рис. 1. Сравнение фактической и полученной кинетической кривой с прогнозной, рассчитанной на основании базовой математической (компьютерной) модели свидетельствует об отклонении в сторону уменьшения фактических значений содержания урана в продуктивных растворах.

Максимальная величина отклонений достигала – 20 мг/л для величины Ж:Т=2,0. Основной фактор обеспечивающий понижение содержаний урана в растворах падение приемности нагнетательных скважин в результате развития коагуляционных процессов.

При достижении величины Ж:Т=3,2 было принято решение подключить все технологические скважины (целик I) в режим откачки (дренажа), а подачу растворов проводить через шахтный ствол.

Реализация данного технологического решения позволило поднять содержание в среднем на 10 мг/л.



Разрез А-А

Рис.4. Принципиальная схема опробования интервалов скважин для оценки степени окисленности руд и удельной приемистости, 1 – целик, 2 - нагнетательная скважина, 3 – зоны по проему растворов, 4 – цемент пробы, 5 – пакер, l_{min} , l_{max} – линия тока воды.

На рис. 6 представлена кинетика выхода урана в продуктивный раствор (целик 1 или 5) с использованием шахтного ствола в качестве нагнетательного устройства, результаты которой свидетельствуют о достижении в продуктивном растворе значений C_{Me} выше, чем прогнозные (расчетные) показатели в среднем на 10-12 мг/л.

Повышение эффективности технологии выщелачивания при использовании шахтного ствола в качестве системы подачи растворов наглядно представлено на рис. 7.

Проведенные экспериментальные работы и достигнутые результаты кинетики выхода урана в продуктивный раствор позволили изменить гидродинамическую схему фильтрации выщелачивающих растворов и, соответственно, схему расположения технологических скважин. В центральной части целика располагаются откачные скважины по схеме «большого колодца», а нагнетание (подача) растворов производится через шахтный ствол, что существенно (в два и более раз) сокращает объем буровых работ.

На втором этапе, с целью совершенствования параметров гидродинамического режима доработки урана способом СПВ, подачу рабочих растворов производили только через шахтный ствол, а откачка продуктивных растворов осуществлялась одновременно из всех технологических скважин. Такая технологическая схема позволила, практически, исключить влияние процессов коагуляции на производительность скважин, что подтверждается характером кинетики перехода урана в раствор, рис. 5, 6.

Научная оценка потерь гидродинамических параметров технологии СПВ руд в естественном залегании (в целиках) основывалась на аналитических исследованиях закономерностей фильтрации растворов в опытно-эксплуатационных блоках в процессе взаимодействия рудоносных пород с рабочими растворами. Вызвано это тем, что применяемые для геотехнологических расчетов зависимости как на стадии проектирования, так и в процессе выщелачивания металлов по фильтрационной схеме, как правило, не учитывают многообразие природных и технологических факторов, влияющих на точность определения основных геотехнологических показателей, определяющих эффективность процесса добычи.

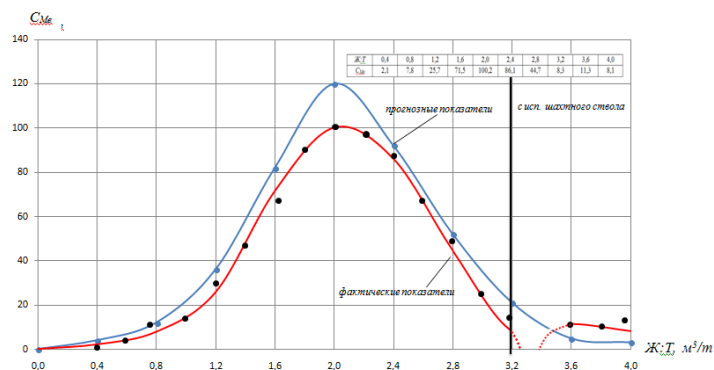


Рис. 5 Кинетика выхода урана в раствор в зависимости от Ж:Т для рядной схемы расположения скважин.

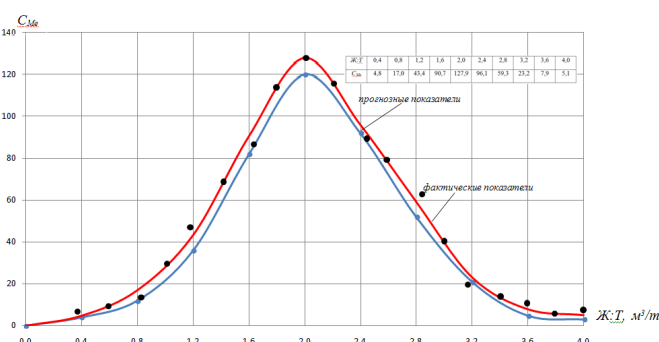
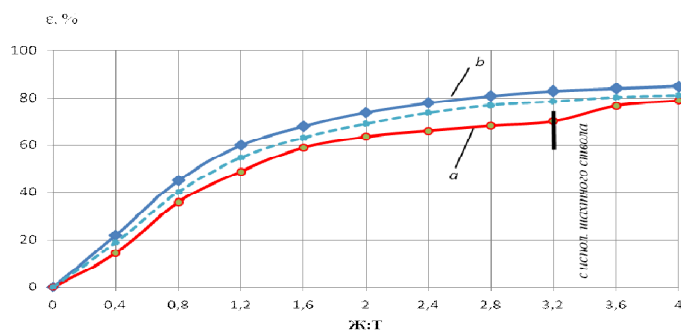


Рис. 6 Кинетика выхода урана в раствор в зависимости от Ж:Т при использовании шахтного ствола (нагнетание).



Ж:Т	0,4	0,8	1,2	1,6	2,0	2,4	2,8	3,2	3,6	4,0
a) Извлечения металла в целике (□), %	14,4	35,8	48,9	58,9	63,7	66,1	68,2	70,1	76,8	78,9
b) Извлечения металла с исп. ствола (□), %	18,9	40,1	54,7	63,3	69,0	73,8	77,1	78,6	80,4	81,2

Рис.7. Зависимость коэффициента извлечения урана $\square = f(Ж:Т)$ от схемы подачи растворов.

Движения раствора реагента до границы целиков через толщу жидкости происходит при малой скорости и следовательно, потери напора на этом пути перемещения можно принять равным нулю. При фильтрации раствора реагента по рудному массиву выщелачиваемого целика потери напора соответствуют закономерности движения жидкости через поровый слой целика:

$$\Delta h = \lambda \frac{l}{d_{\text{кан}}} \cdot \frac{v_{\text{кан}}^2}{2g}, \quad (11)$$

где: Δh - потери напора выщелачивающего потока через поровой слой, м;

λ – коэффициент гидравлического сопротивления;

l – длина пути фильтрации выщелачиваемого реагента, м;

$d_{\text{кан}}$ – гидравлический диаметр порового канала, м;

$v_{\text{кан}}$ – реальная (истинная) скорость в поровом канале, м/с.

Коэффициент гидравлического сопротивления при ламинарном режиме течения жидкости равен:

$$\lambda = \frac{64}{Re_{\text{кан}}},$$

где: $Re_{\text{кан}}$ – число Рейнольдса для порового канала.

$$Re_{\text{кан}} = \frac{v_{\text{кан}} \cdot d_{\text{кан}}}{\nu}, \quad v_{\text{кан}} = \frac{v_{\phi}}{\varepsilon},$$

v_{ϕ} – скорость фильтрации, м/с, \square - порозность.

Гидравлический диаметр порового канала соответствует отношению площади поперечного сечения этого канала к смоченному периметру:

$$d_{\text{кан}} = \frac{\omega_{\text{кан}}}{\chi_{\text{кан}}}, \quad (12)$$

где: $\omega_{\text{кан}}$ – площадь поперечного сечения порового канала, м²;

$\chi_{\text{кан}}$ – смоченный периметр порового канала, м.

Преобразуем выражение (12):

$$d_{\text{кан}} = \frac{\omega_{\text{кан}} \cdot l}{\chi_{\text{кан}} \cdot l} = \frac{V}{C}, \quad (13)$$

где: l – длина порового канала, м;

V – объем порового канала, м³;

C – смоченный периметр порового канала, м.

Таким образом, гидравлический диаметр порового канала можно представить как отношение объема порового канала к площади его внутренней боковой поверхности.

Для порового слоя состоящего из окатанных песчаных частиц, объем канала равен:

$$V = n_{\text{ч}} \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{T}}^3}{6} \cdot \frac{\varepsilon}{(1-\varepsilon)}.$$

где: $n_{\text{ч}}$ – количество частиц в поровом слое, шт.;

d_{T} – средний диаметр частиц, м.

Площадь внутренней боковой поверхности поровых каналов равна:

$$C = n_{\text{ч}} \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{T}}^2}{4},$$

Тогда, гидравлический диаметр порового канала согласно выражению (4.3) равен:

$$d_{\text{кан}} = \frac{V}{C} = \frac{n_{\text{ч}} \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{T}}^3}{6} \cdot \frac{\varepsilon}{(1-\varepsilon)}}{n_{\text{ч}} \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{T}}^2}{4}} = \frac{2}{3} d_{\text{T}} \frac{\varepsilon}{(1-\varepsilon)}. \quad (14)$$

С учетом выражений $v_{\text{кан}}$ и $d_{\text{кан}}$, число Рейнольдса для порового канала равно:

$$\text{Re}_{\text{кан}} = \frac{v_{\text{кан}} \cdot d_{\text{кан}}}{\nu} = \frac{v_{\phi} \cdot d_{\text{T}}}{\nu} \cdot \frac{2}{3} \frac{\varepsilon}{(1-\varepsilon)}.$$

Следовательно, потери напора при движении жидкости через поровый слой соответствуют уравнению:

$$\Delta h = \frac{64}{\frac{v_{\phi} \cdot d_{\text{T}}}{\nu} \cdot \frac{2}{3} \frac{\varepsilon}{(1-\varepsilon)}} \cdot \frac{l}{\frac{2}{3} d_{\text{T}} \frac{\varepsilon}{(1-\varepsilon)}} \cdot \frac{v_{\phi}^2}{\varepsilon^2 \cdot 2g}, \quad (15)$$

или

$$\Delta h = 72 \cdot \frac{(1-\varepsilon)^2}{\varepsilon^3} \cdot \frac{\nu}{d_{\text{T}}^2 \cdot g} \cdot l \cdot v_{\phi}, \quad (16)$$

тогда скорость фильтрации равна:

$$v_{\phi} = (0,0139 \frac{\varepsilon^3}{(1-\varepsilon)^2} \cdot \frac{d_{\text{T}}^2 \cdot g}{\nu}) \cdot J, \quad (17)$$

где: J – гидравлический уклон ($J = \frac{\Delta h}{l}$);

тогда коэффициент фильтрации, м/с - $k_{\phi} = (0,0139 \frac{\varepsilon^3}{(1-\varepsilon)^2} \cdot \frac{d_{\text{T}}^2 \cdot g}{\nu})$.

Таким образом коэффициент фильтрации зависит от порозности порового слоя \square , диаметра частиц $d_{\text{ч}}$, вязкости фильтрующей жидкости ν .

Коэффициент фильтрации в зависимости от порозности порового слоя \square представим в упрощенном виде:

$$\text{при } \square=0,4; \quad k_{\phi} = 24,7 \cdot 10^{-4} \frac{d_{\text{T}}^2 \cdot g}{\nu},$$

$$\text{при } \square=0,35; \quad k_{\phi} = 21,7 \cdot 10^{-4} \frac{d_T^2 \cdot g}{v},$$

Тогда потери напора выщелачиваемого потока по рудной мощности целика равны, при скорости фильтрации $v_{\phi} = 1,5$ м/с:

$$\Delta h = 72 \cdot \frac{(1-\varepsilon)^2}{\varepsilon^3} \cdot \frac{v}{d_T^2 \cdot g} \cdot l \cdot v_{\phi} \cdot K_{\Pi}, \quad (4.8)$$

где: K_{Π} – эмпирический коэффициент потерь гидравлического напора, учитывающий наличие глинистых разностей выполняющих поровый объем руд. Для условия месторождения Сабырсай $K_{\Pi} = 3,3 \cdot 10^{-4}$.

Для $\square = 0,4$; $v = 1,01 \cdot 10^{-6}$; $d_T^2 = 2\text{ м}$; $l = 10$ м;

$$\Delta h = 72 \cdot \frac{(1-0,4)^2}{0,4^3} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^{-6}}{(2 \cdot 10^{-3})^2 \cdot 9,81} \cdot 10 \cdot 1,5 \cdot 3,3 \cdot 10^{-4} = 1,03\text{ м}$$

Таким образом, расчетное значение Δh составит 1,03 м при скорости фильтрации $v_{\phi} = 1,5$ м/сут.

Приведенные авторами расчеты по оценке потерь напоров при фильтрации жидкости от шахтного ствола до контуров целиков свидетельствуют о высокой сходимости с практическими результатами.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором теоретических и практических исследований дано новое научно-обоснованное решение задачи актуальной для горнодобывающей промышленности - вовлечение в отработку запасов урана, приуроченных к охраняемым целикам, после традиционного способа добычи, что позволяет расширить сырьевую базу, повысить извлечение полезного компонента, обеспечивающего поступление валюты в Республику Узбекистан.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований состоят в следующем:

1. Анализ практики освоения месторождения Сабырсай традиционным горным способом показал, что оставшиеся в недрах запасы урана сопоставимы с запасами увеличивающихся в последний десятилетия в НГМК малых месторождений с небольшими по площади рудными телами (десятки тысяч квадратных метров), освоение которых требует нового подхода к формированию геотехнологических режимов добычи.

2. Впервые в мировой практике физико-химической геотехнологии использование шахтного ствола в качестве системы подачи выщелачивающих растворов позволило полностью исключить развитие процессов коагуляции,

обеспечить максимальную степень гидродинамической проработки рудного пласта и на 10% повысить коэффициент извлечения урана.

3. Введено понятие удельной интенсивности фильтрационной проработки (J) руд продуктивного пласта, что позволило в 5 раз сократить необходимое количество анализируемых параметров в эксплуатационных блоках для управления и оценки эффективности процесса ПВ урана.

4. Установлено, что эффективность процесса подземного выщелачивания урана должна оцениваться продолжительностью времени отработки, расчетная величина которой определяется установленной зависимостью: прямо пропорциональной коэффициенту извлечения (η), величинам линейного запаса (m), эффективной мощности (M_e) и среднего содержания урана в продуктивном растворе (C_p), и обратно пропорциональна удельной интенсивности фильтрационной проработки (J).

5. Определено на практике, что снижение эффективной мощности продуктивного горизонта в 2 раза приводит к сокращению времени отработки в 1,7 раза, а повышение удельной интенсивности фильтрационной проработки тонны горнорудной массы в 2 раза приводит к сокращению времени отработки в 2,5 раза.

6. Разработанная на основе эмпирических данных и алгоритмов зависимостей геотехнологических параметров от природных (геологических и гидрогеологических) параметров математическая модель позволяет в динамике оценивать кинетику перехода урана в продуктивный раствор и управлять гидродинамическими параметрами, обеспечивающими и максимальную степень фильтрационной проработки.

7. Доказано, что интенсивность фильтрационной проработки контролируемая потерями гидравлического напора, зависит от скорости и коэффициента фильтрации, на изменение которых влияет порозность рудного массива и кинематическая вязкость продуктивных растворов.

8. Научные положения и инженерные разработки автора используются при подготовке студентов по специальности «Физические процессы горного производства» на кафедре «Геотехнологии и комплексного освоения МПИ», включены в учебный процесс читаемых дисциплин «Методы исследований в геотехнологии», «Подземное выщелачивание».

9. Результаты диссертационной работы могут использоваться не только на геотехнологических предприятиях Республики Узбекистан, но и на аналогичных урановых месторождениях России, Казахстана и др.

Работа выполнена в соответствии с планом научно-исследовательских работ Навоийского горно-металлургического комбината.

Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах автора:

в изданиях, рекомендованных ВАК России:

1. Маркелов С.В., Баймурзаев Х.Р. и др. Влияние химической коагуляции порово-трещинного массива на производительность блоков подземного выщелачивания. // Горный журнал, ГИАБ, №6, 2011.

2. Маркелов С.В., Баймурзаев Х.Р. Технология проведения опытно-промышленных работ с использованием шахтного ствола. // Горный журнал, ГИАБ, №3, 2012.

3. Маркелов С.В., Малухин Н.Г., Баймурзаев Х.Р. Доработка уранового месторождения подземным выщелачиванием с использованием шахтного ствола. // Вестник РАЕН, Том 14, 2014.

а также в других изданиях:

4. Баймурзаев Х.Р. Доработка уранового месторождения скважинным подземным выщелачиванием. // X международная конференция «Новые идеи в науках о земле», Доклады, - М.: 2011.

5. Баймурзаев Х.Р. Технология доработки рудных залежей с повышенной карбонатностью 0,8-6 % по CO_2 . // VII международная научно-практическая конференция «Наука и новейшие технологии при поисках, разведке и разработке месторождений полезных ископаемых», материалы конференции, - М.: 2012.

6. Баймурзаев Х.Р. Совершенствование технологического режима подземного выщелачивания урана. // 95 лет МГРИ-РГГРУ, XI международная конференция «Новые идеи в науках о земле», Доклады, - М.: 2013.

7. Малухин Н.Г., Маркелов С.В., Баймурзаев Х.Р. и др. Кинетика формирования растворов при выщелачивании урана из карбонат-сульфид содержащих руд. // Научно технический и производственный журнал Горный Вестник Узбекистана №3 (54), 2013.

8. Малухин Н.Г., Маркелов С.В., Баймурзаев Х.Р. Особенности фильтрации выщелачивающих растворов при доработки уранового месторождения. // Научно технический и производственный журнал Горный Вестник Узбекистана №4 (55), 2013.