

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Забайкальский государственный университет»

На правах рукописи



Михайлов Анатолий Николаевич

Совершенствование технологии отработки руд месторождений Хиагдинского
рудного поля скважинным подземным выщелачиванием

Специальности:

2.8.8. Геотехнология, горные машины

2.8.9. Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук,
профессор
Овсейчук Василий Афанасьевич

Магнитогорск
2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1. Анализ опыта применения скважинного подземного выщелачивания урана	14
1.1 Современное состояние горных работ	14
1.2 Горно-геологические условия гидрогенных месторождений Хиагдинского рудного поля.....	18
Выводы по главе 1.....	28
ГЛАВА 2. Исследования по оптимизации систем разработки при скважинном подземном выщелачивании	30
2.1 Анализ опыта применения работы полигонов скважинного подземного выщелачивания	31
2.2 Исследования по оптимизации параметров систем разработки месторождений Хиагдинского рудного поля.....	35
2.3 Моделирование процессов СПВ при рядной схеме вскрытия с различным расположением рядов технологических скважин применительно к рудным залежам небольшой ширины.....	38
2.4 Моделирование схемы вскрытия рудных залежей Хиагдинского месторождения большой ширины.....	44
2.5 Расчет параметров системы разработки СПВ. Техничко-экономическая оценка вариантов вскрытия залежей месторождений Хиагдинского рудного поля.....	55
Выводы по главе 2.....	65
ГЛАВА 3. Исследования влияния различных реагентов на эффективность скважинного подземного выщелачивания урана.....	67
3.1 Анализ применения различных реагентов для повышения коэффициента извлечения урана в продуктивный раствор.....	68
3.2 Исследование влияния различных окислителей на процесс интенсификации выщелачивания урана из руд месторождений Хиагдинского рудного поля.....	74
3.2.1 Исследования причин переотложения выщелоченного урана.....	74
3.2.2 Исследования влияния различных окислителей на эффективность выщелачивания руд Хиагдинского месторождения.....	76
3.3 Полупромышленные испытания применения окислителей при скважинном выщелачивании гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля.....	92
Выводы по главе 3.....	96
ГЛАВА 4. Исследования по повышению производительности технологических скважин.....	98
4.1 Исследования причин кольматации продуктивного пласта.....	99
4.1.1 Анализ процессов растворения солей, образовавшихся в результате выщелачивания.....	105

4.1.2 Исследование процесса образования труднорастворимых соединений кремнезема и осаждения их на фильтрах откачных скважин.....	109
4.1.3 Анализ применения ремонтно-восстановительных работ технологических скважин при разработке Хиагдинского месторождения.....	113
4.1.4 Анализ результатов ремонтно-восстановительных работ технологических скважин на месторождениях Хиагдинского рудного поля.....	115
4.2 Результаты восстановления скважин.....	118
4.2.1 Восстановление производительности закачных скважин.....	118
4.2.2 Восстановление производительности откачных скважин.....	124
Выводы по главе 4.....	131
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	134
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	137
СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ.....	153
Приложение А. Результаты лабораторных исследований проб руд Хиагдинского месторождения.....	154
Приложение Б. Сравнительные технико-экономические показатели фильтрационного выщелачивания из проб руды Хиагдинского месторождения.....	156
Приложение В. Технологические параметры опытно-промышленного выщелачивания эксплуатационного блока залежи залежи Х5-6-С ₁ Хиагдинского месторождения.....	157
Приложение Г. Экономическое обоснование предлагаемых технологических решений по повышению эффективности скважинного подземного выщелачивания.....	158
Приложение Д. Свидетельства о государственной регистрации программ для ЭВМ	164
Приложение Е. Акт внедрения результатов диссертационной работы в производство.....	175
Приложение Ж. Акт внедрения в учебный процесс ФГБОУ ВО «ЗабГУ» результатов диссертационной работы	177

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы диссертации. Атомная энергетика, несмотря на ряд крупных аварий на атомных электростанциях, продолжает динамично развиваться и имеет хорошие перспективы удовлетворения все возрастающих потребностей человечества в энергии.

Добыча уранового сырья в мире, как источника получения лучистой энергии, осуществляется из рудных и гидрогенных месторождений. На территории Российской Федерации имеются как рудные, так и гидрогенные месторождения. Освоение рудных месторождений требует очень больших капиталовложений, затраты на строительство горных предприятий на базе гидрогенных месторождений значительно меньше, так как не требует вскрытия проходкой дорогостоящих горных выработок. Поэтому развитие добычи урана скважинным подземным выщелачиванием на территории РФ имеет большие перспективы.

Производство уранового концентрата скважинным подземным выщелачиванием в России ведут АО «Далур» (Курганская область) и АО «Хиагда» (Республики Бурятия). Предприятие АО «Хиагда» (промышленная добыча радиоактивного металла) уранового холдинга «Атомредмет-золото» Горнорудный дивизион Госкорпорации «Росатом» построено на базе запасов урана, локализованного в рудных песках месторождений, объединенных в единое Хиагдинское рудное поле.

Основной вскрывающей выработкой при скважинном подземном выщелачивании (СПВ) является технологическая скважина. Проектные решения, заложенные в основу работы предприятия АО «Хиагда, позволяют при отработке запасов извлекать лишь 76 % урана, что в условиях падения цены на уран за последние 10 лет от 100 \$ до 50 \$ за кг, не могут обеспечить рентабельную работу предприятия. Поэтому появилась необходимость совершенствования технологии ведения горных работ, заключающаяся в поисках путей повышения эффективности вскрытия запасов месторождения, ускорения процессов выщелачивания увеличением концентрации ионов урана в продуктивном растворе, повышением эффективности работы технологических скважин.

Степень научной разработанности. Вопросами отработки гидрогенных месторождений урана занимались известные российские ученые, как Аренс В.Ж., Абдульманов И.Г., Адосик Г.И., Кротков В.В., Ласкорин Б.Н., Лобанов Д.П., Лунев Л.И., Мамилов В.А., Машковцев Г.А., Мосинец В.Н., Рогов Е. И., Скороваров Д.И., Солодов И.Н., Толстов Д.Е., Фазлуллин М.И.; казахские ученые – Джакупов Д.А., Садыков Р.Х., Язиков В.Г. и др.

Анализ опыта применения скважинного подземного выщелачивания для отработки гидрогенных урановых месторождений зарубежными и отечественными горными компаниями (предприятия по отработке месторождений Семизбай, Инкай, Мындудук и др. в Казахстане; предприятие Далур по отработке месторождений Долматовское, Хохловское в РФ) показывает, что каждое месторождение имеет свои отличительные горно-геологические и технологические характеристики, поэтому универсального подхода к отработке всех месторождений не существует. Для установления взаимосвязей природных факторов, характеризующих конкретное месторождение, с оптимальными технологическими параметрами, определяющими успешность отработки, необходимо детальное изучение этих характеристик на всех стадиях освоения месторождения.

Таким образом, возникли научно-технические задачи повышения эффективности как отработки гидрогенных месторождений хиагдинского типа, характеризующихся едиными генетическими условиями формирования, едиными качественными показателями и гидрогеологическими характеристиками, так и перевода урана в продуктивный раствор при выщелачивании.

Для того, чтобы решить данные задачи, потребовалось более глубоко изучить петрографический и минеральный состав рудных песков, фильтрационные характеристики рудовмещающего пласта, химизм взаимодействия выщелачивающего реагента с породообразующими и рудными минералами, влияние различных активаторов на интенсивность процессов выщелачивания, влияние процессов коагуляции на изменение производительности технологических скважин.

Исследования проводились по отраслевой программе Росатома РФ по теме: «Создание эффективной геотехнологии освоения крупного ураново-рудного района в зоне многолетней мерзлоты», 2013-2022 гг.

Цель работы – повышение эффективности скважинного подземного выщелачивания разработкой более совершенных технологических схем вскрытия месторождения, интенсификацией процесса выщелачивания урана применением химических активаторов и увеличением производительности технологических скважин за счет совершенствования процессов ремонтно-восстановительных работ.

Идея работы заключается в эффективном управлении качеством рудоподготовки рудного пласта к скважинному подземному выщелачиванию, которое достигается оптимизацией формы и размера технологической ячейки, а управление качеством процесса выщелачивания – установлением результативного химического активатора, режима подачи его в продуктивный пласт и наиболее эффективного метода и режима восстановления производительности скважин.

В процессе исследований решались **следующие задачи:**

1. Выполнить анализ литературных источников отечественного и зарубежного опыта применения скважинного подземного выщелачивания при разработке гидрогенных месторождений урана.

2. Исследовать особенности урановых руд месторождений Хиагдинского рудного поля, которые оказывают влияние на эффективность скважинного подземного выщелачивания.

3. Усовершенствовать технологию вскрытия рудных залежей, используя новые знания о горно-геологических условиях и геотехнологических показателях руд месторождений хиагдинского типа.

4. Выявить закономерности изменения концентрации урана в продуктивном растворе и технологических параметров от продолжительности процесса выщелачивания.

5. Установить влияние применения различных окислителей на эффективность перевода урана в продуктивный раствор при выщелачивании урановых руд хиагдинского типа.

6. Разработать наиболее эффективные научные и инженерные решения и представить регламент восстановления производительности технологических скважин совмещением физических и химических методов воздействия на кольматанты.

7. Оценить предложенные технологические решения, в том числе с учётом экономической эффективности.

8. Сформировать базу данных научно-технической информации, полученной в процессе выполнения экспериментальных работ и опытно-промышленных испытаний для разработки математических моделей и комплекса программного обеспечения для АСУТП в рамках проекта «Умный полигон» для повышения эффективности работы добычного полигона.

Объект исследований – гидрогенные урановые месторождения Хиагдинского рудного поля.

Предмет исследования – геотехнологические процессы цикла добычи урана при скважинном подземном выщелачивании в зоне многолетней мерзлоты; физико-химические процессы концентрации урана из природного минерального сырья и химические методы их интенсификации.

Научная новизна:

1. Разработана методика многовариантного моделирования технологических процессов движения растворов в продуктивном пласте с учётом экономических показателей всего цикла добычи в зоне многолетней мерзлоты, использование которой позволяет определить оптимальную схему и параметры расположения технологических скважин с охватом площади рудной зоны, превышающей 90 % запасов урана.

2. Установлены зависимости концентрации урана в продуктивном растворе и доли извлечённого урана от времени выщелачивания, позволяющие выбрать наиболее эффективный вариант вскрытия запасов гексагональной системой с

оптимальным радиусом ячейки в 30 м, обеспечивающий снижение удельного расхода серной кислоты на 18,75 % (с 32 до 26 кг/т руды) при повышении содержания урана в продуктивном растворе на 24,21 % (с 95 до 118 мг/л).

3. Установлена зависимость изменения концентрации урана в продуктивном растворе от продолжительности процесса выщелачивания при использовании перекиси водорода в качестве эффективного активатора –окислителя, на основе которой достигается эффективное управление качеством процесса извлечения ценного компонента с учётом определения количества урана в заданный период времени.

4. Установлены зависимости технологических параметров от продолжительности выщелачивания при применении химических методов интенсификации с перекисью водорода, позволяющие определить оптимальное время процесса, обеспечивающего максимальную концентрацию ионов урана и трёхвалентного железа в продуктивном растворе при минимальном объёме и расходе выщелачивающего реагента.

Теоретическая значимость исследования обоснована тем, что изложены доказательства гипотезы, заключающейся в том, что управлении качеством рудоподготовки рудного пласта, повышение эффективности скважинного подземного выщелачивания достигается оптимизацией формы и размера технологической ячейки вскрытия гидрогенного уранового месторождения и применением эффективных активатора и химических декольматантов; изучены следующие причинно-следственные связи: зависимость концентрации урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания с максимальными показателями при гексагональной форме и различного радиуса ячейки; зависимость извлечения урана от времени выщелачивания с применением перекиси водорода при химическом методе интенсификации процесса, позволяющей повысить концентрацию трёхвалентного железа и обеспечить полноту извлечения ценного компонента; зависимость степени заполнения прифилтровой зоны закачной скважины от усредненного размера песчинок рудного пласта; зависимость содержания порообразующих минералов в

продуктивном растворе от суммарной концентрации ионов Mg, Ca, Al, Fe; зависимость концентрации кремниевой кислоты в продуктивном растворе от содержания силикатных минералов в руде; зависимость производительности технологических скважин от срока эксплуатации при использовании таких химических декольматантов, как соляная кислота, и бифторид аммония; зависимость расхода соляной кислоты и бифторида аммония от концентрации ионов Mg, Ca, Al, Fe и Si, соответственно; изложены доказательства создания условий эффективного перевода урана в продуктивный раствор с применением перекиси водорода в качестве активатора процесса при установленных оптимальных технологических параметрах, позволяющих достичь извлечение ценного компонента на уровне не менее 80 %; изложены доказательства совершенствования инструментов контроля качества отработки гидрогенных урановых месторождений скважинным подземным выщелачиванием на основе выявленных зависимостей технологических параметров от горно-геологических условий и гидрогеологических характеристик руд и технологических параметров извлечения урана в продуктивный раствор от вещественного состава руды.

Практическая значимость:

- разработана новая экспериментальная методика исследования по оптимизации параметров систем разработки гидрогенного месторождения Хиагдинского рудного поля, позволяющая выявить качественно новые закономерности изменения содержания урана в продуктивном растворе от продолжительности процесса выщелачивания для варианта вскрытия руд хиагдинского типа системой с гексагональным расположением скважин;
- обоснована и экспериментально апробирована технология вскрытия запасов гидрогенных урановых месторождений хиагдинского типа гексагональной системой с радиусом ячейки 30 м, что обеспечивает минимальную величину общих затрат на строительство и эксплуатацию горного полигона, и извлечение урана в продуктивный раствор не менее 80 %;
- разработан метод прогнозирования производительности откачных и закачных технологических скважин от срока их эксплуатации при скважинном

подземном выщелачивании урана, учитывающий динамику закономерных изменений естественной проницаемости пород и фильтрующих элементов водозаборных сооружений, на основе математических моделей, отличающийся тем, что расчёт оптимального расхода химических кольматантов – соляной кислоты и бифторида аммония, основан на концентрации ионов Mg, Ca, Al, Fe и Si в продуктивном растворе, соответственно;

– разработан технологический регламент выщелачивания урановых руд месторождений Хиагдинского рудного поля с использованием в качестве активатора перекиси водорода в количестве 1,6 кг на 1 тонну руды при закислении и на стадии выщелачивания – 0,88 кг/т, что позволяет повысить скорость перевода урана в продуктивный раствор при закислении и на стадии выщелачивания;

– усовершенствован регламент восстановления производительности технологических скважин проведением ремонтно-восстановительных работ с применением пневмоимпульсной и химической обработки прифильтровой зоны технологических скважин растворами соляной кислотой с расходом 12 г/г кольматанта и бифторидом аммония с расходом 7,7 г/г кольматанта, что позволяет дополнительно снизить эксплуатационные затраты на 10 % при ремонтно-восстановительных работах и поддерживать производительность закачных и откачных технологических скважин на стабильном проектном уровне дебета в течение 4 лет;

– разработан комплекс программного обеспечения «Умный рудник» для удалённого мониторинга работы добычного полигона АО «Хиагда» и улучшения эффективности предприятия путем повышения качества и оперативности управления процессом скважинного подземного выщелачивания, что позволяет повысить производительность на 36 % и снизить себестоимость готовой продукции на 12,9 %.

Методология: определение взаимосвязи между горно-геологическими условиями и технологическими показателями и их влияния на вскрытие и подготовку сырья к скважинному подземному выщелачиванию; определение

корреляционной связи между эффективностью выщелачивания гидрогенных урановых месторождений, их горно-геологическими условиями и технологическими показателями; определение соответствия результатов опытных работ расчетным параметрам при выщелачивании.

Методы исследования: сравнительный анализ, обобщение, и систематизация результатов отработки гидрогенных урановых месторождений методом СПВ зарубежными и отечественными предприятиями; патентный поиск; комплекс современных методов изучения вещественного состава урановых руд; математическое моделирование процессов скважинного подземного выщелачивания с применением различных систем вскрытия рудной залежи; многофакторного планирования экспериментов; лабораторные исследования выщелачивания урана; опытно-промышленные испытания; факторный анализ; экономико-математический анализ; функционально-стоимостной анализ; технико-экономический анализ; математической статистики с применением пакетов прикладных программ Correlay, Statistica, MicrosoftExcel 10.0, Gold Surfer.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Управление технологическими показателями скважинного подземного выщелачивания достигается обоснованным выбором схемы расположения технологических скважин применительно к конкретной горно-геологической обстановке гидрогенного месторождения, критерием которого является полнота извлечения урана в продуктивный раствор и минимальная себестоимость готовой продукции предприятия.

2. Интенсификация процесса кислотного выщелачивания гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля достигается увеличением концентрации трехвалентного железа (III) за счет использования в качестве окислителя пероксида водорода при закислении в количестве 1,6 кг на 1 тонну руды и на стадии выщелачивания – 0,88 кг/т.

3. Восстановление производительности технологических скважин достигается применением пневмоимпульсной обработки с последующей делькольматацией прифилтровой зоны скважины соляной кислотой (12 г/г

кольматанта) и бифторидом аммония (7,7 г/г кольматанта), что позволяет снизить затраты на ремонтно-восстановительные работы.

Достоверность научных выводов и рекомендаций основана на отборе достаточного количества проб и проведении всего спектра анализов, подтверждении результатов лабораторных исследований результатами опытно-промышленных испытаний, высокой сходимости теоретических показателей и экспериментальных результатов, применении современных технических средств при проведении испытаний, использовании сертифицированных компьютерных программ при обработке данных и обоснованной экономической эффективности работы предприятия при внедрении разработок в производство.

Реализация результатов исследований:

1 Внедрение на горном предприятии АО «Хиагда» («Акт внедрения результатов диссертационной работы» от 22.12. 22 г). Годовой экономический эффект от внедрения предлагаемых технологических решений составит 332,6 млн. руб.

2. Использование в учебном процессе Забайкальского государственного университета по специальности 21.05.04 «Горное дело» по следующим дисциплинам: «Физико-химическая геотехнология», «Скважинная геотехнология», «Управление качеством руд при добыче полезных ископаемых», «Особенности разработки урановых месторождений», «Проектирование рудников» («Акт о внедрении в учебный процесс ФГБОУ ВО «ЗабГУ» от 15.11.22 г).

Личный вклад автора включает: определение целей и задач исследования; разработку методологии исследования; сбор и анализ информации; исследовательскую работу по выявлению закономерных связей между природными и технологическими параметрами рудного сырья; участие в опытно-промышленных испытаниях; разработку технических и технологических решений для повышения эффективности выщелачивания, включая методику прогнозирования результатов отработки запасов, подготовка публикаций.

Апробация полученных результатов. Основные положения докладывались на: IX-ой Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» (7-9 ноября 2019, г. Алматы, Республика Казахстан); XXII Международной научно-практической конференции «Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов» (ЗабГУ, г. Чита, 2022 г.); научно-практической конференции молодых исследователей ЗабГУ «Молодежная научная весна» (ЗабГУ, г. Чита, 2022 г.); Международной конференции «Экологические аспекты горного и перерабатывающего производств» (г. Москва, АО «ВНИПИПромтехнологии», 19-20 октября 2022 г.); научно-технических советах Государственной корпорации по атомной энергии «Росатом» (г. Москва, 2017 – 2024 гг.).

Публикации. По результатам выполненных работ опубликовано 13 статей, в том числе 7 – в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки. Также получено 4 Свидетельства на программы для ЭВМ.

Искреннюю благодарность и признательность за поддержку и методическую помощь в подготовке работы автор выражает научному руководителю, доктору технических наук, профессору В.А. Овсейчуку и всем сотрудникам кафедр «Подземная разработка рудных месторождений» и «Открытые горные работы» ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет».

ГЛАВА 1. Анализ опыта применения скважинного подземного выщелачивания урана

1.1 Современное состояние горных работ

В настоящее время спрос и цена урана на мировом рынке имеют тенденцию к снижению, однако в перспективе ожидается, что атомная промышленность увеличит долю электроэнергии, вырабатываемой атомными электростанциями, что потребует большего количества добываемого урана, поэтому, все горнодобывающие компании работают над оптимизацией производства и снижением затрат [6, 9, 10, 123].

. С одной стороны, некоторые компании, такие как Camoco, эффективно внедрили методы и модели для снижения производственных затрат, а другие, такие как Paladin Energy, эксплуатируют рудники с низкой себестоимостью производства концентратов природного урана [42, 49, 109,125].

В связи с этим, для достижения стратегических целей повышения эффективности работы горнорудных предприятий по добыче уранового сырья необходимо решить частные вопросы совершенствования процессов добычи, увеличения содержания урана в продуктивном растворе, сокращения потерь урана и снижения уровня эксплуатационных затрат [6, 51, 73, 101, 105, 106].

Состав работ предприятия по СПВ включает следующие технологические процессы: строительство полигона под СПВ, закисление горнорудной массы растворами серной кислоты и подачей их в продуктивный пласт, выщелачивание урана и перевод его в подвижное состояние, откачка продуктивных растворов на поверхность, транспортировка их на переработку, сорбция урана на ионообменную смолу, десорбция урана и получение желтого кека – готовой продукции участка СПВ (рисунок 1.1) [49, 104, 105].



Рисунок 1.1 – Схема технологических операций производства готовой продукции предприятия СПВ

Анализ работы зарубежных и отечественных предприятий СПВ дает возможность выявить основные направления совершенствования технологических процессов повышения их эффективности применительно к конкретным гидрогенным месторождениям урана, обладающих специфическими для них характеристиками.

В настоящее время основными участниками уранового рынка являются страны, в которых сосредоточена основная доля уранового сырья, это Австралия, Казахстан, Канада, Россия, Намибия, ЮАР, Китай, Нигер и Бразилия. Наиболее перспективным направлением получения уранового сырья является скважинное подземное выщелачивание, объектами разработки для которого служат гидрогенные месторождения [9].

В Российской Федерации два предприятия: ОАО "Далур" (Зауральское район) и ОАО "Хиагда" (Витимское район), добывают и производят урановый концентрат методом СПВ (рисунок 1.2) [3].

Широко используется технология СПВ на гидрогенных месторождениях Казахстана.



Источники: ГБЗ РФ, Сборник «Прогнозные ресурсы твердых и твердых горючих полезных ископаемых РФ»

Рисунок 1.2 – Размещение месторождений урана на территории Российской Федерации

Акционерное общество "Далур" активно разрабатывает Далматовское месторождение. Недавно были введены в эксплуатацию блоки Хохловского месторождения. В перспективе будут вовлечены в эксплуатацию запасы Добровольного месторождения [35].

Проблемы, с которыми столкнули горные работы по отработке ряда рудных тел *Долматовского месторождения* - низкое извлечение урана в продуктивный раствор [41].

Месторождение Мынкудук было оценено как крупный промышленный объект [71, 108]. Проведенными исследованиями установлено, что при сравнении систем вскрытия технологических блоков (гексагональной, квадратной и рядной ячеек) оптимальной схемой вскрытия при отработке урановых залежей является рядная схема с расстоянием между рядами - 40 м, между скважинами в рядах 20 м (20x20x40 м).

Месторождение Инкай расположено в юго-западной части Шу-Сарысуйской урановорудной провинции. Месторождение характеризуется сложным строением и высокой изменчивостью параметров [46, 47]. При эксплуатации возникли сложности с выбором системы вскрытия залежей. Для повышения эффективности отработки запасов проведены опытно - промышленные работы с применением рядной, квадратной и гексагональной формы эксплуатационных ячеек. По результатам проведенных исследований установлен, что применительно к горно-геологическим условиям месторождения наиболее эффективна система вскрытия с гексагональной формой технологической ячейки с радиусом в 45 м. При данной технологии работ получен минимальный расход серной кислоты, минимальное время закисления блоков и минимальный срок отработки запасов с извлечением 84 % урана.

Семизбайское гидрогенное месторождение по всем прямым и косвенным признакам относится к гидротермальному типу III группы сложности. Часть залежей имеет ярусное строение. При эксплуатации месторождения возникли определенные трудности, связанные с его горно-геологическим строением, проявившиеся в невысоком извлечении урана в продуктивный раствор и процессах механической и химической коагуляции рудного пласта, приводящей к интенсивному заиливанию прифилтровой части технологических скважин и соответственно к потере их производительности [17-19].

Проведенные научно-исследовательские и опытно-промышленные работы позволили повысить концентрацию урана в продуктивном растворе при выщелачивании с применением в качестве активатора перекиси водорода, что привело к повышению извлечения урана. Применение обработки прифилтровой части откачных скважин растворами бифторида аммония дало положительные результаты и привело к увеличению дебита в технологических скважинах с 1,4 - 2,0 м³/час до 4,4-5,3 м³/час, т.е. дебит увеличился на 48 - 75 % соответственно.

1.2 Горно-геологические условия гидрогенных месторождений Хиагдинского рудного поля

Гидрогенные месторождения урана полеодолинного типа, объединенные в единое рудное поле по своим горно-геологическим характеристикам и компактному расположению, территориально размещены в Баунтовском районе Бурятии (рисунок 1.3) [2, 28, 40, 62, 86].

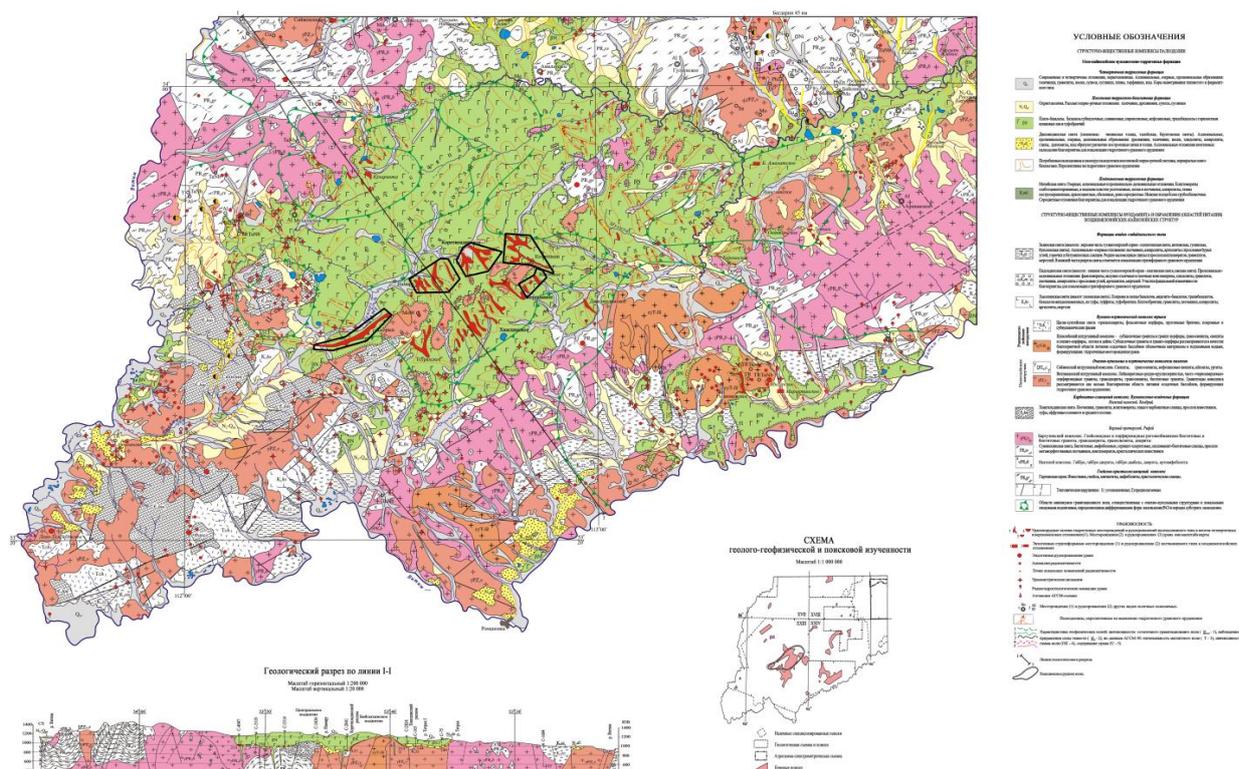


Рисунок 1.3 – Геологическая карта района размещения месторождений
Хиагдинского рудного поля

Оруденение месторождений приурочено к палеодолинам русел рек и представлено рыхлыми песчаными пластами, обогащенными урановой рудной минерализацией.

Сеть коротких неогеновых палеодолин, наклоненных в юго-восточном направлении, определяет геологическую структуру месторождения. Палеодолины погребены под покровом базальтов Амалатского плато (рисунок 1.4).



Рисунок 1.4 – Приуроченность рудных залежей Хиагдинского месторождения к палеодолинам рек

Фундамент геологической структуры месторождения представлен гранитным массивом, верхний структурный этаж - чехлом кайнозойских вулканогенно-терригенных отложений джилиндинской свиты мощностью до 270 м (рисунок 1.5).

Базальты свиты отличаются низкой радиоактивностью 2-6 мкр/час. По условиям седиментации среди осадочных отложений свиты выделяются три фациальных комплекса: аллювиальный, пролювиально-делювиальный и озерный, которые сменяют друг друга по площади и в разрезе.

Группа	Система	Отдел	Свита	Индекс	Колонка	Мощность, м	Характеристика пород, урановые проявления	
Кайнозойская	Неоген	Четвертичный		Q		5-20	Галечники, пески, глины, торфяники, базальты	
		Верхнемиоценовый	Джилдинская	N ₁ zd		200-300	Базальты, трахизабальты, лавы и туфы, галечники, дресвяники, пески, илы и почвы, алеволиты, прослой бурых углей Месторождения «витимского» типа - Хиагдинское рудное поле, Джилдинское, Родионовское	
Меловойская	Меловая	Нижний	Верхний	Мосейская	K ₂ ml		0-70	Хлидолиты, валунники, пески, гравелиты, пестроокрашенные глины, черные углистые.
			Занская	K ₁ zz		500-700	Песчаники, аргиллиты, углистые сланцы, бурые угли, реже гравелиты, конгломераты Сайжекское, Угльное, Ижское месторождения	
			Елоцинская	K ₁ en		200-1000	Песчаники, гравелиты, хлидолиты сероцветные и пестроцветные, конгломераты красноцветные	
			Хиссинская	K ₁ hs		300-400	Покровы и сидлы базальтов, трахизабальтов, их туфы, туффиты; конгломераты, песчаники, аргиллиты.	
	Триасовая	Нижний	Центрутебская	T ₁ ct		300-1100	Кварцевые порфиры, фельзит-порфиры, трахиты, туфы, лавобрекчии, трахиандезиты.	
Палеозойская	Кембрийская	Нижний	Хиагдинская	E ₁ hm		3000-4000	Аркозовые и кварцевые песчаники, гравелиты, конгломераты, углисто-глинистые сланцы, прослой известняков, туфов, плагиотрахитов.	
Прогерозойская		Верхний	Суванхинская	PR ₂ sv		1200-7000	Бiotитовые, амфиболовые, хлоритовые, силлиманит-биотитовые сланцы, метаморфизованные песчаники и конгломераты, кварциты, доломиты, мраморизованные известняки.	
		Нижний	Гаргинская серия	PR ₁ gr		6000-7000	Кварц-амфиболовые и биотитовые гнейсы, мигматиты, кристаллические сланцы с линзами амфиболитов и диоксидовых пород, горизонты кварцитов, доломитов и мраморов. Цифрами в кружках: 1 - габбро-диориты икатского комплекса; 2 - граниты баргузинского комплекса; 3 - лейкократовые и биотитовые граниты витимканского комплекса; 4 - щелочные сиениты сайженского комплекса; 5 - субщелочные и лейкократовые граниты и граносиениты куналейского комплекса	

Рисунок 1.5 – Стратиграфическая колонка района размещения месторождений Хиагдинского рудного поля с указанием местоположения гидрогенного уранового оруденения

Верховья палеодолин и их прибортовые части полностью или в значительной степени выполнены пролювиально-делювиальными отложениями, в средних частях палеодолин преобладают аллювиальные отложения, а в нижних – встречаются только аллювиальные и озерные отложения.

Урановое оруденение Хиагдинского месторождения локализуется в осадочных образованиях джилдиндинской свиты неогена. Важными факторами локализации являются фациальные условия седиментации осадков, их литологическая характеристика.

Джилдиндинская свита состоит из двух подсвит. Нижняя подсвита осадочного происхождения (ураноносная) имеет мощность 100-120 м. Максимальная мощность приурочена к осевой части палеодолин. Возраст отложений датируется низами среднего миоцена. На площади месторождения

она залегает на глинисто-щебенистой коре выветривания долинного типа и сложена терригенными отложениями аллювиальных фаций. Мощность толщи находится в зависимости от рельефа кровли фундамента и колеблется от 10 м в верховьях палеодолин до 70-80 м в нижнем течении. Продуктивная толща по своему строению делится на два горизонта. Верхний горизонт имеет мощность 5-40 м

Разрез продуктивной толщи большей частью завершается тонкообломочными алевропелитовыми отложениями пойменных озер и болот, нередко содержащих до 10-30 % пеплового материала, на которые налегает «Верхняя джилиндинская подсвета» – вулканогенная, которая представлена частично эродированным, мощным, сложно построенным покровом переслаивающихся отдельных потоков оливинных базальтов, трахибазальтов, их туфами с редкими прослоями и невыдержанными горизонтами туффитов, линзами алевритов, глин, песков, хлидолитов. Общая мощность вулканогенной части разреза (базальтов) изменяется от первых десятков метров до 200 м.

Из суммарной мощности рудных сечений, входящих в подсчетные блоки балансовых руд, 87 % относятся к проницаемым и хорошо проницаемым разнозернистым пескам и дресвяникам. Концентрации радиоактивных элементов в различных разновидностях пород приведены в таблице 1.1.

Строение рудоносных палеодолин осложняется проявлением тектонических нарушений и вулканической деятельности.

Структура месторождения определяется сочетанием эрозионно-тектонических форм древнего неогенового рельефа приводораздельной и предгорной части юго-восточного склона Байсыханского хребта, слоистым выполнением палеодолин, тектоническими нарушениями и наличием вулканических аппаратов.

Таблица 1.1 – Распределение основных радиоактивных элементов в литологических разновидностях руд и вмещающих пород Хиагдинского месторождения, г/т

По отношению к ПВ	Вмещающие породы	U	Th
Непроницаемые водоупорные и слабо проницаемые	базальты	168	18,5
	туффиты, туфы	190,8	9,1
	глины черные	846,6	33,9
	торф и углистые осадки	2731,9	27,8
	глины запесоченные	612,6	26,2
	алевриты	498,6	29,7
	хлидолиты	1494,4	24,5
Проницаемые	пески	707,9	14,8
	пески глинистые	772,2	20,7
	пески алевритистые	1327,2	19,2
	пески гравелистые	1872,4	9,4
	пески дресвянистые	579,3	17,4
	пески щебенистые	2910,1	20,5
	галечник и гравийник	157,5	19,0
	дресвяник	640,5	16,6
Непроницаемые	кора выветривания	129,6	19,3
	Гранит	183,3	23,9

Урановое оруденение представлено лентообразными и пластообразными залежами, вытянутыми вдоль палеодолин, и приурочены к их осевой части (рисунок 1.6). Всего выявлено 15 залежей с параметрами:

- длина от сотен метров до 5 км;
- глубина залегания от 57 до 270 м.

Геологические разрезы по разведочным линиям Хиагдинского месторождения представлены на рисунке 1.6.

Глубина залегания основных рудных залежей составляет 61-244 м и закономерно увеличивается в направлении с северо-запада на юго-восток в соответствии с уклоном палеодолин. Практически все оруденение на месторождении концентрируется в обводненных породах ниже границы развития многолетней мерзлоты, исключения составляют верхние участки залежей, залегающие выше статического уровня подземных вод.

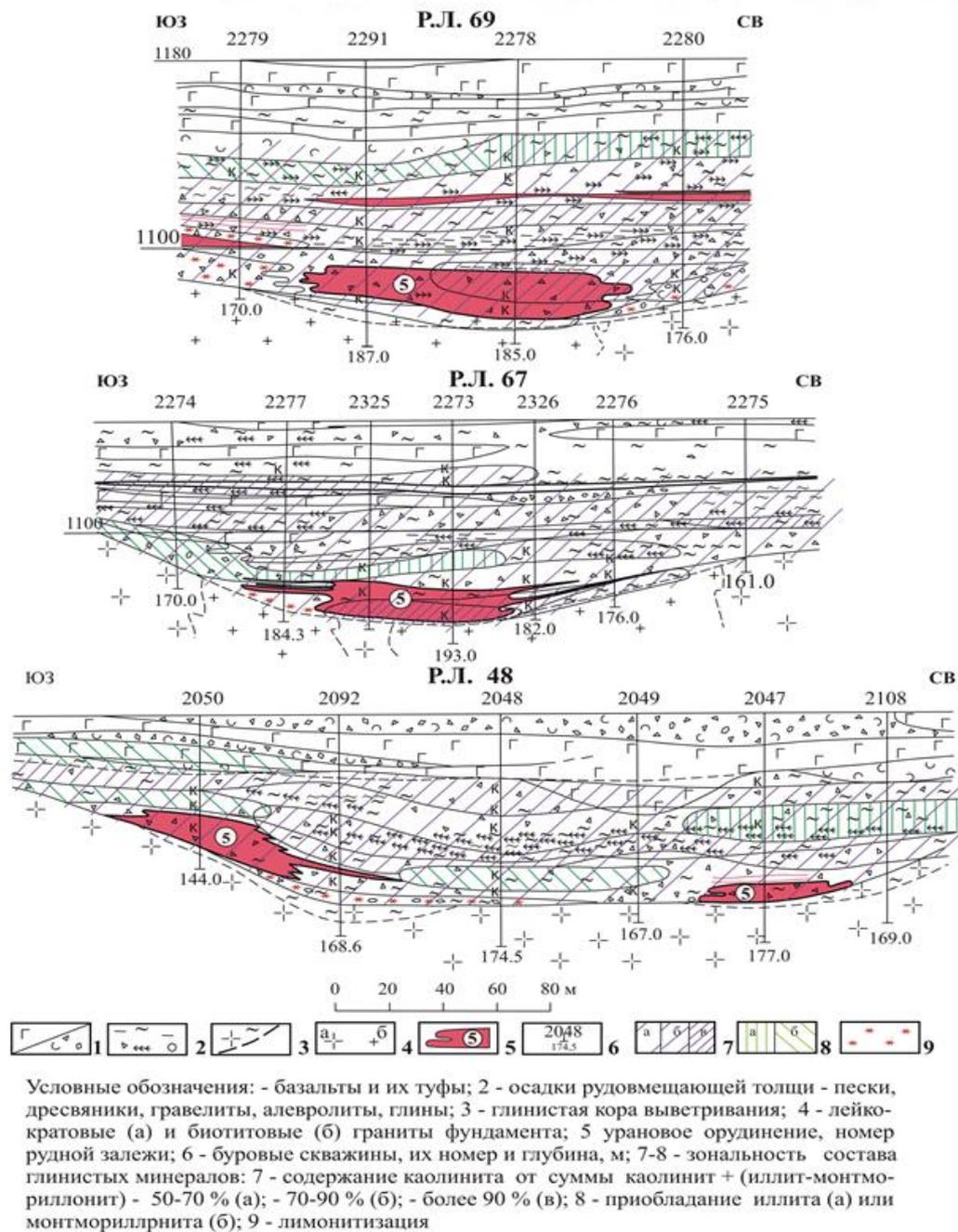


Рисунок 1.6 – Геологические разрезы по разведочным линиям Хиагдинского месторождения

Рудная залежь представлена одним или несколькими пропластками, разделенными редкими прослоями пустых пород. Мощность залежи варьирует от нескольких десятков сантиметров до 17-26 м. Содержание урана колеблется в пределах 0,01- 0,672 %. В структуре рудной залежи присутствуют пропластки глин и суглинков мощностью 0.3 - 4,8 м.

Основная масса урановых руд, составляющая 94,8 % разведанных балансовых запасов месторождения, сосредоточена в 11 залежах. Минеральный состав рудовмещающих пород представлен в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Минеральный состав рудоносных осадочных пород Хиагдинского месторождения

Терригенные минералы	Содержание, %	Аутигенные минералы	Содержание, %
I. Породообразующие		I. Диагенетические	
Кварц	28-80	Пирит кристаллический	0,45
Калиевые полевые шпаты (микроклин, ортоклаз)	20-40	Мельниковит -пирит	0,27
Плагиоклаз	3,0-21	Марказит	0,22
Граниты	2,2	II. Эпигенетические	
Метаморфические породы	1,5	(рудная зона)	-
Базальты	1,5	Настуран	0,01-1,5
Биотит	0,4	Урановые черни	
Хлорит	0,002	Коффинит	
Амфибол	0,002	Нингиоит	редкий
Пироксен (авгит)	0,007	Пирит (глобулярный)	0,5-2,0
Гипс	ед.зн.	Марказит	0,5-3,0
Монтмориллонит	от 5 до 33-35	Ильземанит	следы
Каолинит		Сажистое гумусовое вещество	следы
Гидрослюда		Сфалерит	следы
Галлуазит, метагаллуазит		Галенит	следы
Углефицированная органика	0,1-5,0	III. Зона лимонитизации (окисления)	следы
Вулканическое стекло	1,5	Гетит	следы
Оливин	0,001	Гидрогетит	0,3-2,0
		Гематит	следы

Рудоносные пески залегают согласно напластованию осадочных отложений. Границы оруденения визуально не определяются и могут быть определены только по результатам опробования.

В таблице 1.3 представлен химический состав рудного материала.

Таблица 1.3 – Химический состав руд

Руды	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	MnO	CO ₂	Na ₂ O+K ₂ O
Осветленные	72,1	14,6	0,5	0,2	1,5	0,4	1,8	4,7	0,01	0,15	6,5
Серые	64,7	16,9	0,6	0,3	1,8	0,6	1,7	4,0	0,02	0,19	5,7

По химическому составу руды характеризуются как алюмосиликатные и равновесные со средним значением коэффициента радиоактивного равновесия равным 0,970. Химический состав в целом благоприятен для сернокислотного подземного выщелачивания.

В таблице 1.4 показаны параметры объемной массы руд и вмещающих пород Хиагдинского месторождения.

Таблица 1.4 – Объемная масса руд и вмещающих пород Хиагдинского месторождения

Литологические разности руд	Количество проб	Среднее значение плотности, г/см ³
Пески	165	1,84
Глинистые пески	16	1,85
Глины, алевроиты, алевро-пески	29	1,81

Химический состав подземных вод и продуктивных растворов представлен в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Химический состав подземных вод и продуктивных растворов водоносного горизонта

Элемент	Ед. изм.	ПДК для питьевой воды	Природный состав вод	Продуктивный раствор
Общая жесткость	(мг-экв)/л	7	10-15	10-18
Сухой остаток	мг/л	1000	400-1000	1200-18000
PH		6,0-9,0	6,5-7,7	1-2
U	мг/л	1,7	0,00 1-0,01	75-90
Ca	мг/л		100-120	140-300
Mg	мг/л		140-180	210-300
Na	мг/л			120-200
Al	мг/л	0,5	0,05	75
Cl	мг/л	350	7-14	20-40
SO ₄	мг/л	500	0	до 8000

Специалистами ФГУП «ВНИИХТ» при использовании прикладных программ «Экология подземных вод» рассмотрены сети расположения эксплуатационных скважин, геотехнологические параметры отработки месторождения по сернокислотной схеме и изменение основных геотехнологических параметров отработки в зависимости от содержания урана в руде.

Гидрогеологическая характеристика Хиагдинского месторождения приведена в таблице 1.6. [38].

В «Исходных данных для ТЭО строительства промышленного предприятия на базе Хиагдинской группы месторождений урана» ФГУП «ВНИИХТ» (н/вх. № 854 от 30.09.2003 г.) [33] рекомендованы следующие исходные показатели:

- коэффициент извлечения урана в продуктивный раствор – 0,75 д. ед.
- выход раствора с 1 т руды – 3,01 м³/т, в т. ч. на стадии закисления – 0,16 м³/т
- кислотоемкость пород на 1 т горнорудной массы – 23,2 кг/т
- кислотный режим выщелачивания:
 - на стадии закисления – 20 г/л
 - на стадии активного выщелачивания – 7 г/л
- расстояние между рядами откачных и закачных скважин – 50 м
- расстояние между откачными скважинами в ряду – 25 м
- расстояние между закачными скважинами в ряду – 20 м
- производительность технологических скважин:
 - откачной – 4 м³/ч;
 - закачной – 2 м³/ч;
- режим работы – круглогодично.

Результаты подсчета запасов урана Хиагдинского месторождения представлены в таблице 1.7 [40, 50].

Таблица 1.6 – Основные геолого-гидрогеологические данные Хиагдинского месторождения

№№ п/п	Геолого-гидрогеологические параметры	Описание и значения параметров
1	Структурные условия локализации оруденения	Эрозионные и эрозионно-тектонические палеодепрессии различных порядков
2	Рудовмещающие породы	Туфогенно-осадочные аллювиально-пролювиальные отложения, обогащенные органическим веществом
3	Возраст рудовмещающих пород	Неоген (джилиндинская свита)
4	Наличие и количество ритмов (подгоризонтов)	1—2
5	Глубина залегания рудоносного горизонта, м:	
	Кровли	150—170
	Подшвы	170—190
6	Наличие и качество водоупоров	
	Тип пород в нижнего водоупора	Коры выветривания пород фундамента
	Мощность, м	5-25 м
	Тип пород верхнего водоупора	Базальты, глинистые породы
	Характер водоупора	Локальный, малой мощности
7	Коэффициент фильтрации рудного пласта, м/сут.:	
	От-до	0,2—20, 7
	Средняя величина	3,3
8	Тип подземных вод в продуктивном пласте	Пластово-напорные
9	Статического уровень подземных вод, м	15—152
10	Характер подземных вод	Гидрокарбонатные
11	Минерализация подземных вод, г/л	0,7—0,9
12	Температура воды в продуктивном пласте	3-4 °С
13	Параметры рудоносных зон (рудных залежей), м:	
	Протяженность	500—4100
	Ширина	30—200
	Мощность	5—14
14	Среднее содержание урана, %	0,05

Динамика цен на уран за последние 10 лет показала отрицательную тенденцию изменения от 100 \$ до 50 \$ за кг. Учитывая это обстоятельство, проектные показатели, заложенные в производство, не могут обеспечить

рентабельную работу предприятия. Поэтому требуется снижение себестоимости добычи урана, которая может быть достигнута повышением извлечения урана в продуктивный раствор за счет более интенсивного перехода его в подвижное состояние.

Таблица 1.7 – Запасы урана Хиагдинского месторождения по состоянию на 1.08.2022 г

Местоположение полезных ископаемых	Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание урана, %	Запасы урана, т
Балансовые руды				
В блоках балансовых урановых руд	В	96,6	0,145	139
	С ₁	12183,2	0,055	6758
	С ₂	9492,6	0,046	4380
	В+С ₁ +С ₂	21772,4	0,052	11277
Забалансовые руды				
В блоках забалансовых урановых руд	С ₂	738,9	0,019	141

Как показала практика работы смежных предприятий по добыче урана методом СПВ, эта цель может быть достигнута оптимизацией системы вскрытия запасов, применением в качестве активатора выщелачивания различных окислителей и поддержанием заданной производительности технологических скважин проведением ремонтно-восстановительных работ с использованием эффективных декольматантов.

Выводы по главе 1

В процессе исследований следует решить **следующие задачи:**

1. Исследовать особенности урановых руд месторождений Хиагдинского рудного поля, которые оказывают влияние на эффективность скважинного подземного выщелачивания.

2. Усовершенствовать технологию вскрытия рудных залежей, используя новые знания о горно-геологических условиях и геотехнологических показателях руд месторождений хиагдинского типа.

3. Выявить закономерности изменения концентрации урана в продуктивном растворе и технологических параметров от продолжительности процесса выщелачивания.

4. Установить влияние применения различных окислителей на эффективность перевода урана в продуктивный раствор при выщелачивании урановых руд хиагдинского типа.

5. Разработать наиболее эффективные научные и инженерные решения и представить регламент восстановления производительности технологических скважин совмещением физических и химических методов воздействия на кольматанты.

6. Оценить предложенные технологические решения, в том числе с учётом экономической эффективности.

7. Сформировать базу данных научно-технической информации, полученной в процессе выполнения экспериментальных работ и опытно-промышленных испытаний для разработки математических моделей и комплекса программного обеспечения для АСУТП в рамках проекта «Умный полигон» для повышения эффективности работы добычного полигона.

ГЛАВА 2. Исследования по оптимизации систем разработки при скважинном подземном выщелачивании

Первое защищаемое научное положение.

Управление технологическим показателями скважинного подземного выщелачивания достигается обоснованным выбором схемы расположения технологических скважин применительно к конкретной горно-геологической обстановке гидрогенного месторождения, критерием которого является полнота извлечения урана в продуктивный раствор и минимальная себестоимость готовой продукции предприятия.

Поиски решений по оптимизации схем вскрытия месторождений осуществлялись по следующей методике:

- анализ материалов по системам вскрытия гидрогенных урановых руд на отечественных и зарубежных предприятиях;
- анализ проектных решений по вскрытию Хиагдских руд;
- математическое моделирование процессов выщелачивания с применением различных систем вскрытия;
- оценка полученных результатов по критериям затрат на строительство и эксплуатацию скважин и по себестоимости полученной готовой продукции (желтый кек);
- выбор оптимального варианта схемы вскрытия запасов месторождений по полученным результатам моделирования;
- проведение опытных работ на одной из залежей, характеризующейся усредненными горно-геологическими, гидрогеологическими и технологическими параметрами.

2.1 Анализ опыта работы полигонов скважинного подземного выщелачивания

В результате анализа результатов отработки гидрогенных месторождений урана установлено, что применение системы разработки индивидуально для каждого месторождения и зависит от многих горно-геологических и технологических факторов [22, 59].

Семизбайское гидрогенное месторождение (Казахстан) характеризуется сложным строением, слабой сортированностью осадочного материала, тонкой слоистостью песков и глин, что затрудняет увязку литологических разностей пород от разреза к разрезу, несмотря на густую сеть разведочных скважин. Пласты пород не выдержанны, часто происходит смена гранулометрического состава песков в глины или гравелиты. Строение месторождения осложнено тектонической активностью [98, 99].

В силу низкого коэффициента фильтрации подземных вод и сложности геологического строения продуктивного пласта извлечение урана в раствор невысоко. Рудный пласт залегает на глубине 60 – 130 м.

Вскрытие месторождение осуществляется рядной системой с поперечным расположением технологических скважин: расстояние между рядами – 30 м, между откачными скважинами – 25 м, между закачными – 25 м. Часть блоков вскрыта гексагональной системой с радиусом ячейки в 20-25 м. Основным критерием определения эффективного радиуса ячейки является скорость фильтрации растворов на менее 1,0 – 1,5 м/сут.

По результатам отработки месторождения Семизбай не установлено преимущество той или иной схемы расположения скважин.

Производительность откачных технологических скважин для рядной системы понижалась в течение месяца наблюдений максимум на 6 %, для гексагональной же схемы расположения скважин колебание производительности составило 25 %. Частота проявления кольматационных явлений для рядной схемы – 2 раза в месяц, для гексагональной также 2 раза в месяц.

Установлено, что с уменьшением кислотности рабочих растворов растет величина рН:

$$C_{(H_2SO_4)} 1,5 \rightarrow 7,2 \text{ г/л.}$$

$$pH 1,8 \rightarrow 1,2.$$

Месторождение Инкай (Южный Казахстан)

Месторождение представлено несколькими залежами, залегающими на глубине 350-450 м от поверхности. Залежи индивидуально приурочены к конкретному рудовмещающему горизонту и располагаются на определенном гипсометрическом уровне. Особенностью морфологии рудных залежей является их ролловидная форма с хорошо выраженными крыльями и мешковой частью. Мощность залежей достигает 25 метров [55, 56]. На горизонтальной проекции залежи представлены в виде извилистых лент различной длины и ширины.

Строение пласта типично для всего месторождения: в нижней части располагаются грубозернистые, а в верхней – мелкозернистые пески; содержание урана изменяется в пределах 0,01 – 0,49 %, мощность рудоносного пласта изменяется от первых метров до 25 м.

При отработке запасов месторождения Инкай применяются три схемы расположения скважин: рядная, гексагональная и квадратная (как вариант рядной). На рисунке 2.1 показана схема расположения скважин, а в таблице 2.1 приведены показатели отработки блоков разными схемами [55, 56].

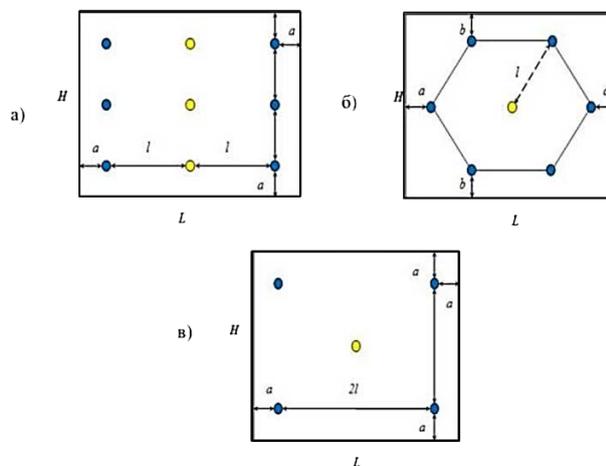


Рисунок 2.1. – Схемы расположения скважин: а – рядная; б – гексагональная; в – квадратная

Таблица 2.1 – Основные показатели обработки блоков

№п/п	Основные показатели по блоку	Рядная схема	Гексагональная схема	Квадратная схема
1.	Оптимальный радиус ячейки, м	47	45	88
2.	Отношение количества закачных скважин к откачным (n)	1,8	3	2
3.	Время закисления блока, сут.	36,8	19,7	95,5
4.	Время выщелачивания блока, сут.	1506	1256	3229
5.	Время отработки блока	1542,8	1275,7	3234,5
6.	Среднее содержание U в ПР, мг/дм ³	138		
7.	Удельный расход кислоты на 1 кг урана, кг/кг	48		
8.	Степень извлечения, %	85,0	84,4	80,0

На рисунке 2.2 показаны результаты выщелачивания урана при использовании разных схем расположения скважин.

Как видно из приведенного материала, из трех применяемых схем расположения скважин наиболее эффективной является гексагональная схема, имеющая минимальный период закисления и отработки запасов блока, максимальный показатель соотношения закачных скважин к откачным. При этом извлечение урана в раствор для рядной и гексагональной схем практически одинаково, но больше на 5 % чем при квадратной схеме.

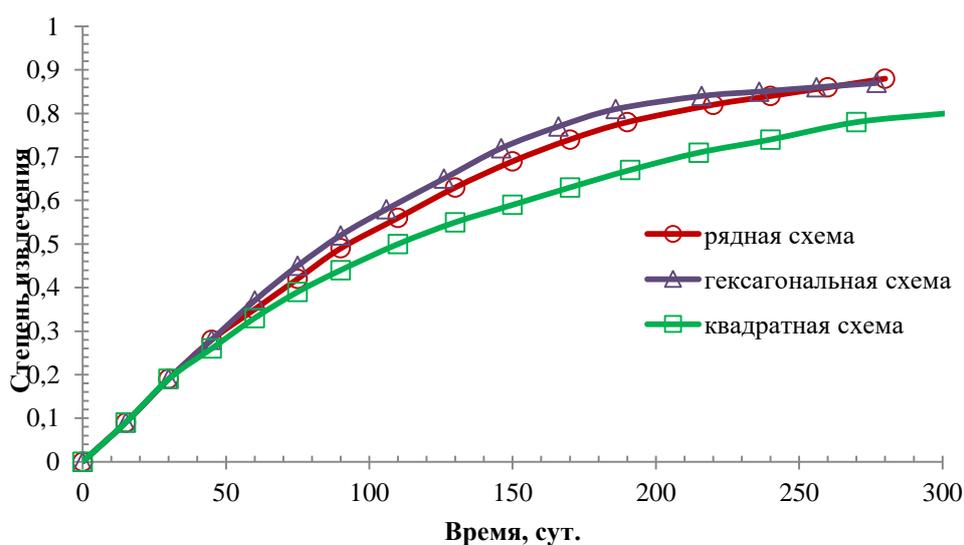


Рисунок 2.2 – Извлечение урана в продуктивный раствор при разных схемах расположения скважин

Месторождение Мынкудук (Южный Казахстан)

Разрез месторождения состоит из мелкозернистых, реже разномернистых песков с включением прослоев глин, алевролитов и паттумов. Кровля продуктивного горизонта залегает на глубине 234-252 м, подошва – на глубине 305-316 м. Мощность продуктивного горизонта колеблется в пределах 70-76 м [11, 12, 61]. Постоянные водоупоры отсутствуют и представлены фрагментарно, образуя местные водоупоры в виде прослоев глинистых пород мощностью 0,5 - 6,0 м. Пьезометрический уровень подземных вод залегает на глубине 61,83 - 67,3 м. Фильтрация подземных вод происходит в направлении ЮВВ – СЗЗ. Коэффициент фильтрации изменяется в широких пределах: от 1,6 до 40,9 м/сутки с уклоном потока 0,0002 - 0,0003.

Перспективными схемами вскрытия запасов месторождения являются рядная, квадратная и гексагональная. По результатам проведенных опытных и эксплуатационных работ были получены следующие показатели, характеризующие эффективность отработки запасов с применением схем расположения скважин, приведенные в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Показатели отработки запасов с применением различных схем расположения скважин

№ п/п	Наименование	Параметр	Значение		
			Линейная схема	Квадратная схема	Гексагональная схема
1	Расстояние между рядами скв./сторона квадрата/радиус гексагона	b/a/R ₀ , м	41,5	52	46,9
2	Время закисления блока	сут.	46,4	28,77	32,43
3	Время выщелачивания блока	сут	743,75	393,5	551,96
4	Общее количество скважин (ОС+ЗС)	N, шт	176 (68+108)	259 (86+173)	147 (40+107)

Как видно из сравнительной характеристики применяемых схем

расположения скважин, наиболее эффективной является гексагональная схема, имеющая минимальные затраты на строительство полигона и имеющая минимальный объем скважин.

Месторождения Хиагдинского рудного поля (РФ, Бурятия)

Продуктивный горизонт представляет собой «пласт-полосу» с отрицательными границами на бортах палеодолин. Водовмещающие породы представлены толщей дресвяников, разнозернистых песков, глинистых песчаников, алевроитов и алевролитов. В верхней части разреза – глина с обломками пузыристых базальтов. От верховья к устью палеодолин наблюдается смена безводных пород на обводненные с постепенным увеличением напора.

При интерпретации результатов опытно-фильтрационных работ установлено, что для рудовмещающих отложений коэффициент пьезопроводности составляет $(4,2-8,8) \times 10^5$ м²/пр, коэффициент фильтрации – 2,5-3,4 м/сут, коэффициент водопроницаемости – 45-59,7 м²/сут.

Рудная урановая минерализация локализована в песчаных отложениях с включениями щебня и валунно-галечного материала. Оруденелая часть продуктивного пласта имеет следующие характеристики: влажность – 17 %, плотность – 1,92-2,86 г/см³, объемная масса рудных песков – 1,76-2,21 г/см³, пористость – 16,7-34.% и представлена песками с незначительным содержанием глинистого материала и дресвяников. Мощность рудной части продуктивного пласта изменяется от 4 до 14 м на глубине 109 – 176 м [62]. Вскрыто оруденение рядной системой технологических скважин с расстоянием между рядами в 35 м и скважинами в рядах – 17,5 м.

2.2 Исследования по оптимизации параметров систем разработки месторождений Хиагдинского рудного поля

Анализ применения различных схем расположения технологических

скважин для вскрытия гидрогенного оруденения урановых месторождений показывает, что наиболее распространенными схемами являются рядная и гексагональная [17, 107]. На каждом месторождении определенными преимуществами обладает та или иная система в зависимости от его индивидуальных характеристик. Таким образом, выбор системы вскрытия зависит от горно-геологических условий и технологических показателей месторождения и экономической эффективности варианта [22, 23, 59, 69, 71].

Используя информацию, накопленную в процессе проведения опытно-промышленных и эксплуатационных работ на месторождениях Хиагдинского рудного поля, проведем расчеты эффективности применения данных систем разработки.

На рисунке 2.3 представлены принципиальные схемы расположения технологических скважин.

При вскрытии запасов были опробованы различные типы сети технологических скважин – рядная $50-70 \times 25-20 \times 20$ м и гексагональная с радиусом 35-40 м. ОАО «ВНИИХТ» [14] рекомендована рядная сеть $50 \times 25 \times 20$ м.

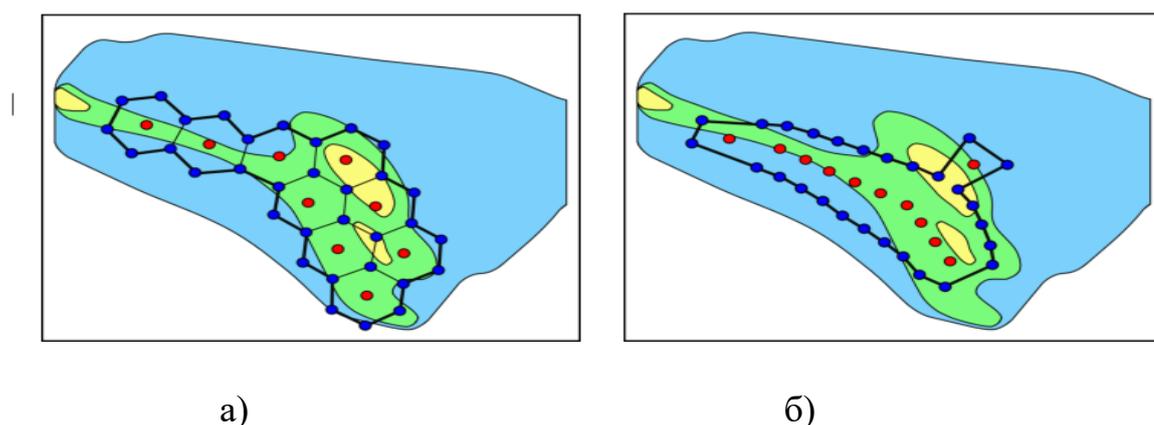


Рисунок 2.3 – Принципиальная схема расположения технологических скважин:

а) – гексагональная, б) – рядная; ● – закачная скважина, ● – откачная скважина

В пятой главе диссертации Г.И. Адосика и работах ОАО «ВНИИХТ» [14] приводятся материалы исследований процессов гидродинамики и кинетики при подземном выщелачивании урана на Хиагдинском месторождении в результате

математического моделирования. При моделировании использовался пакет прикладных программ (ППП) «Экология подземных вод». Решение группы задач по гидродинамике и кинетике процесса ПВ проводилось на примере участка, расположенного в пределах залежи X5 месторождения, с предполагаемым вскрытием его рядной системой технологических скважин по трем вариантам их расположения: $40 \times 20 \times 20$, $50 \times 25 \times 20$ и $60 \times 30 \times 20$. Участки рудного пласта выбраны с содержанием урана 0,05% (среднее по месторождению в целом) и 0,107% (характерное для руд центральной части залежи X5).

В таблице 2.3 даны сравнительные характеристики геотехнологических показателей, полученных при моделировании. Как видно из таблицы, данные моделирования практически совпадают с данными фактической отработки. Таким образом, использование физико-математического моделирования дает возможность прогноза результатов отработки запасов гидрогенных руд методом СПВ (таблица 2.3).

Основной объем выщелачивающих растворов подавался в краевые части выбранных участков. На рисунке 2.4 показана схема движения растворов, из которой видно, что принятая схема дает возможность более интенсивной проработке рудного пласта, но при этом происходит приток периферийных разубоживающих вод.

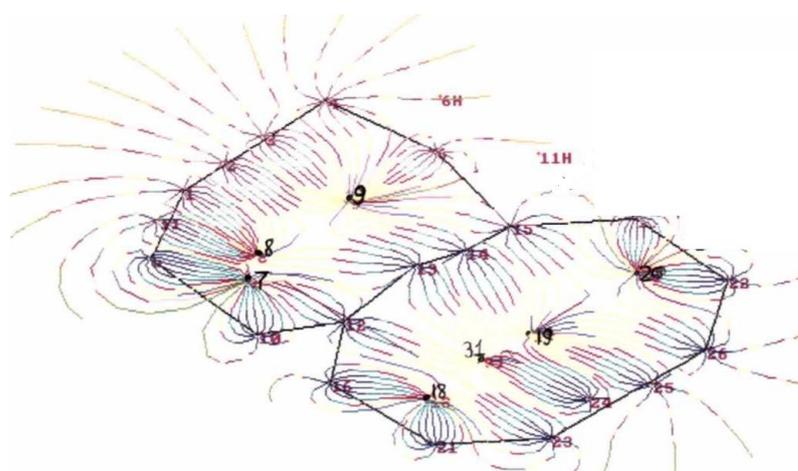


Рисунок 2.4 – Динамика движения выщелачивающих растворов при рядной схеме расположения закачных скважин в краевых частях эксплуатационного блока

Таблица 2.3 – Сравнительные характеристики геотехнологических показателей, полученных при физико-математическом моделировании

Наименование геотехнологических показателей	Ед. изм.	Значение показателей	
		По данным моделирования	По факту данным
Объем откачки продуктивных растворов		432	405
Доля выщелоченного урана	%	30	28,6
Количество выщелоченного урана	т	43	41
Расход H ₂ SO ₄	т	3500	3600
(Ж:Т)	м ³ /т	2,6	2,5
Наименование геотехнологических показателей	Ед. изм.	Значение показателей	
		По данным моделирования	По факту
Расход H ₂ SO ₄ на 1 кг урана	кг/кг	87	90
на 1 т руды	кг/т	20	21
Концентрация урана в продуктивном растворе	мг/л	120	122

2.3 Моделирование процессов СПВ при рядной схеме вскрытия с различным расположением рядов технологических скважин применительно к рудным залежам небольшой ширины

В связи с тем, что ширина рудной залежи в большей части рассматриваемых подсчетных блоков Хиагдинского месторождения не превышает 100 метров, наиболее целесообразно проводить сопоставление продольной и поперечной (рядных) схем вскрытия (рисунок 2.5) по предварительно принятой сетке расположения технологических скважин 50×25×20 метров.

При построении трехмерной цифровой модели продуктивного горизонта были использованы данные по геологоразведочным скважинам, расположенным по семи профилям на площади рассматриваемых участков месторождения [110], что позволило с помощью программного продукта «Геотехнология

полиэлементных руд» и современных прикладных программ: «MFA_Hiagda – система прогнозирования геотехнологических показателей эксплуатационных блоков АО «Хиагда», получить основные геотехнологические параметры проектных скважин (рисунок 2.5): мощность рудного пласта, содержание в нем урана, отметки водоупоров, места установки фильтров на проектируемом полигоне (рисунок 2.6).

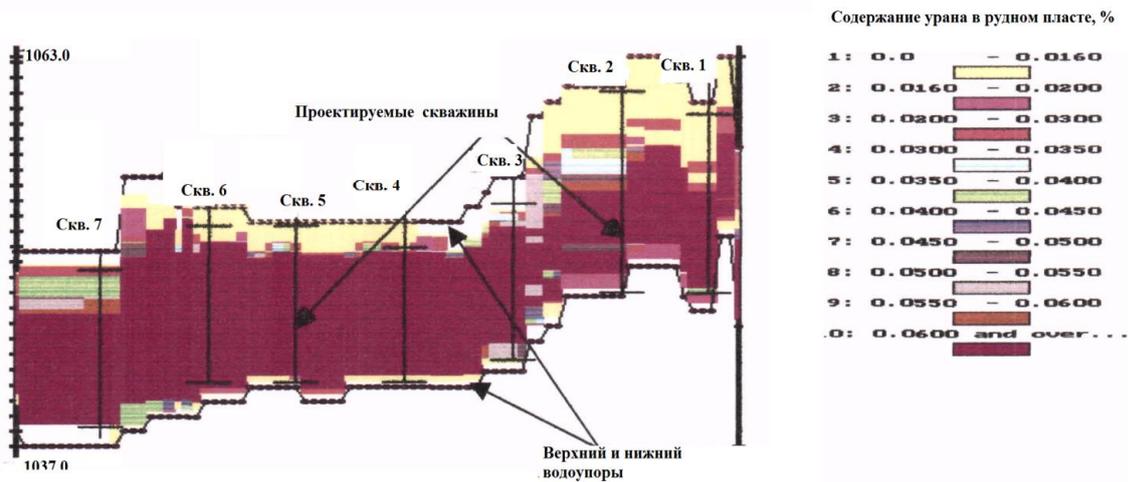


Рисунок 2.5 – Геологический разрез по линии разведочных скважин с нанесением проектируемых технологических скважин для продольной схемы вскрытия



Рисунок 2.6 – Области моделирования на рудной залежи № V Хиагдинского месторождения

Схема расположения технологических скважин по рядной схеме с продольным и поперечным положением рядов скважин по падению продуктивного горизонта рудной залежи приведена на рисунках 2.7 и 2.8. В связи с тем, что ширина рудной залежи в северной части подсчетного блока X5-4-C1 не превышает 40 метров, конфигурация продольной сети в этой части залежи была принята 40*25*20 метров, где 40 метров – среднее расстояние между рядами скважин [69, 71, 72].

Количество скважин при рядной (продольной) схеме вскрытия составило: откачных – 27, закачных – 74. Количество скважин при рядной (поперечной) схеме вскрытия составило: откачных – 32, закачных – 42. При моделировании учитывались кинетические параметры химических реакций, происходящих при воздействии серной кислоты на породообразующие минералы при выщелачивании в условиях Хиагдинского месторождения.

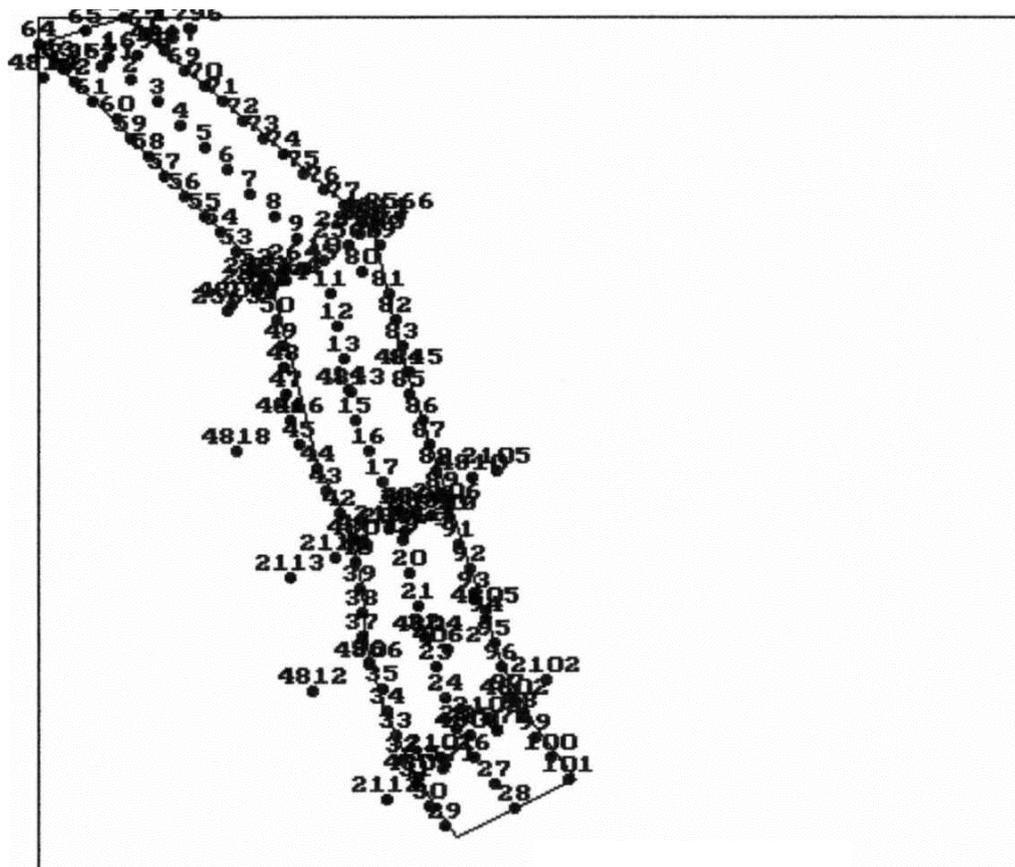


Рисунок 2.7 – Схема расположения технологических скважин по рядной (продольной) схеме вскрытия 50×25×20 с нанесением геологоразведочных скважин

На базе отработки опытного блока предусматривались одинаковые режимы функционирования технологических скважин при рядной {продольной и поперечной) схемах вскрытия, кислотность выщелачивающих растворов на стадии закисления – 20 г/л, на стадии активного выщелачивания – 10 г/л.

Сопоставление результатов моделирования по рассматриваемым схемам вскрытия рудной залежи проводилось на примере одной и той же рудной площади с идентичными характеристиками, отличие было только в гидродинамических режимах взаимодействия между рядами геотехнологических скважин и скважинами в рядах, что имеет существенное влияние на кинетику процесса выщелачивания.

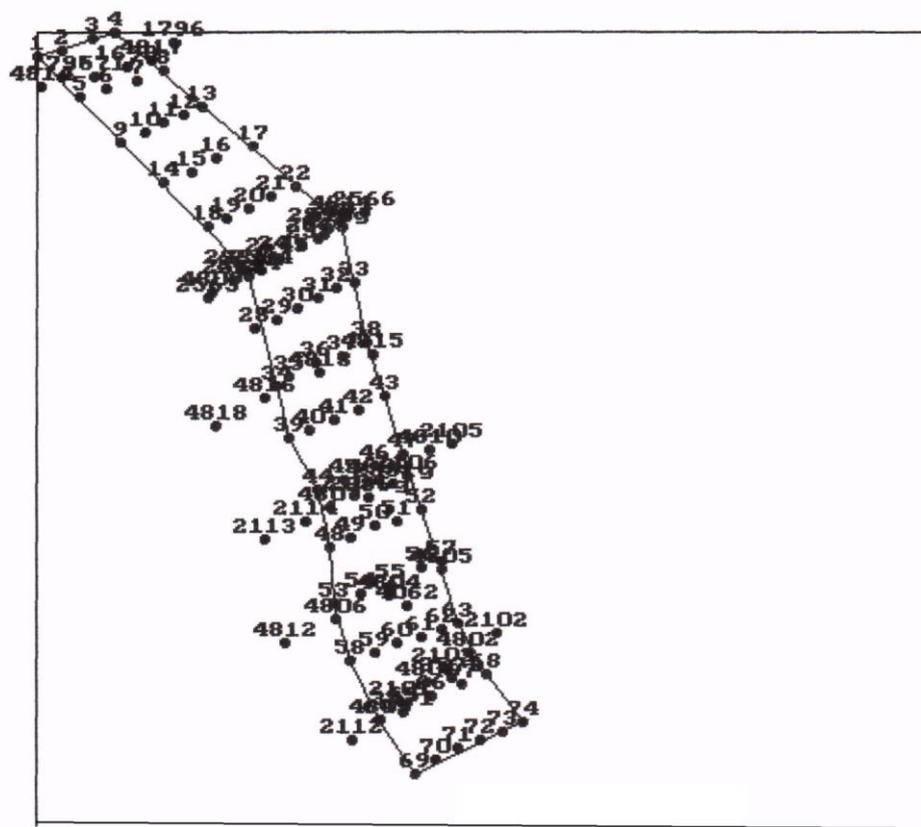


Рисунок 2.8 – Схема расположения технологических скважин по рядной (поперечной) схеме вскрытия 50*25*20 с нанесением геологоразведочных скважин.

Основные характеристики, полученные для участка моделирования при рядной (продольной) и рядной (поперечной) схемах вскрытия: площадь блока -

57676 м², запасы урана – 979 тонн, среднее содержание урана – 0,082 %, мощность оруденения – 7,2 метра, средняя эффективная мощность для блоков X5-4-C1, X5-5-C1 – 9,0 метров. Прорабатываемая горнорудная масса 57676 м × 9,0 м × 1,84 т/м³ = 955 тыс. т, где 1,84 т/м³ – удельная масса горных пород, принятый для руд Хиагдинского месторождения. Моделирование по сопоставляемым схемам вскрытия проводилось с периодами 30 суток при сроке работы участков 5 лет (60 периодов).

Производительность скважин менялась от 1,5 м³ /час до 7,6 3,6 м³ /час. Распределение выщелачивающих растворов между закачными скважинами полагалось равномерным.

Гидродинамические схемы движения выщелачивающих растворов, полученные в результате моделирования, представлены на рисунках 2.9 и 2.10.

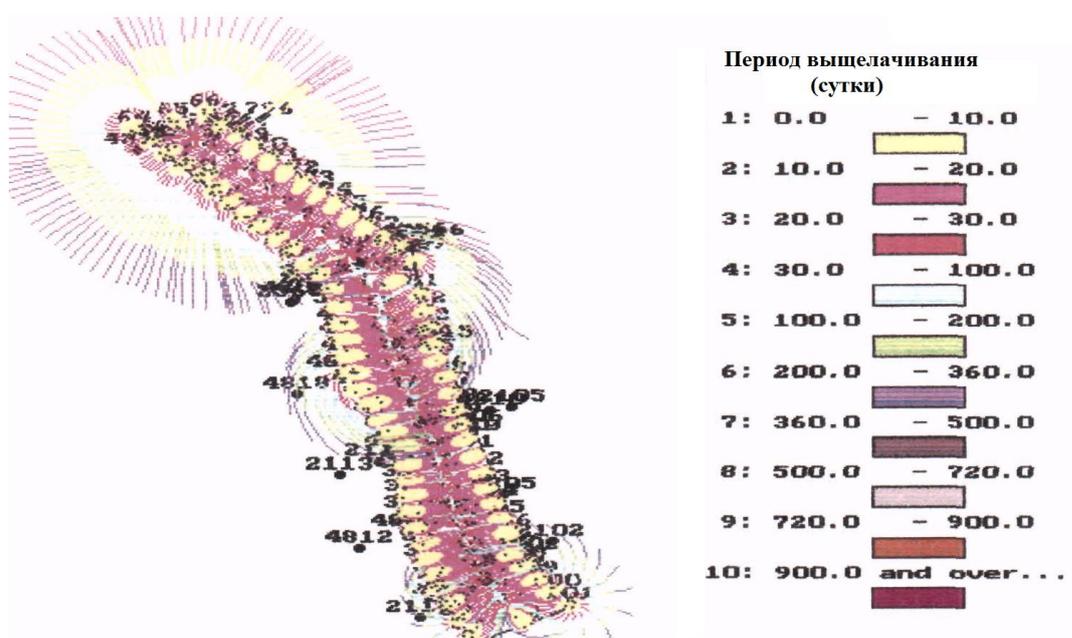


Рисунок 2.9 – Схема распространения рабочих растворов при рядном (продольном) расположении технологических скважин

В таблице 2.4 представлена сравнительная характеристика технологических параметров выщелачивания при рядной (поперечной и продольной) схеме размещения технологических скважин.

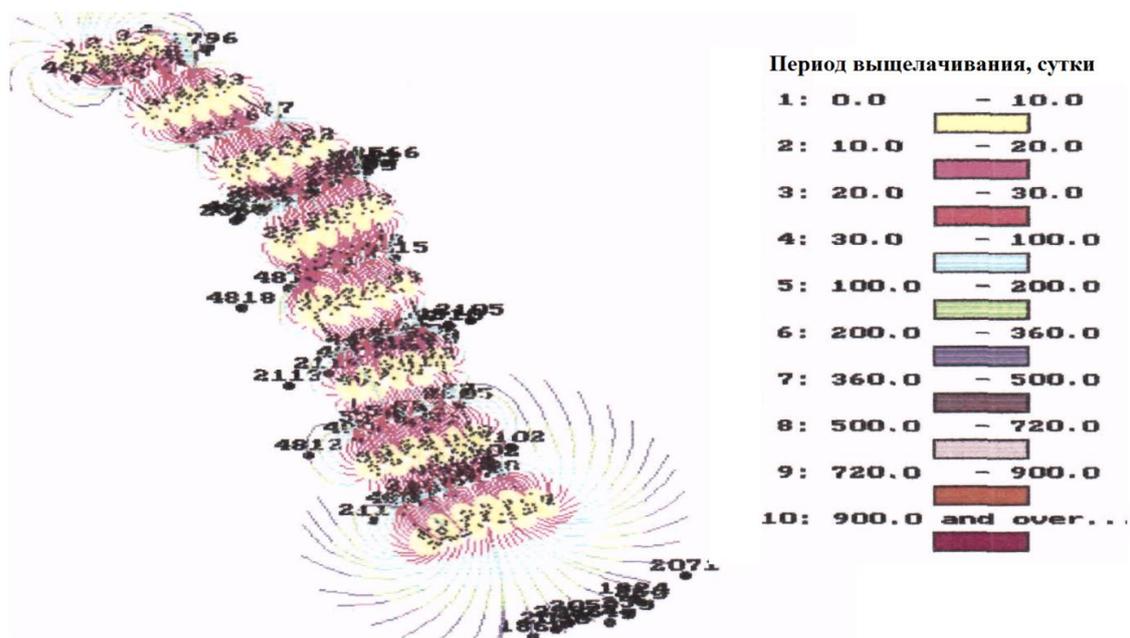


Рисунок 2.10 – Схема распространения выщелачивающих растворов при рядном (поперечном) расположении технологических скважин

Таблица 2.4 – Сравнительная характеристика технологических параметров выщелачивания при рядной (поперечной и продольной) схеме размещения технологических скважин

№ п/п	Технологические параметры	Ед. изм.	Дебиты откачных скважин, м ³ /час							
			Рядная (продольная)				Рядная (поперечная)			
			4.0	5.5	8.0	10.0	4.0	5.5	8.0	10.0
1	Объем откачки растворов за 60 месяцев	тыс. м ³	4660	6410	9330	11660	5530	7600	11060	13820
2	Продолжительность работы участка до максимального извлечения урана	месяц	52	51	44	41	48	46	41	37
3	Извлечение урана	т	744	724	720	705	766	750	739	738
		%	76	74	73	72	78	76	75	75
4	Ж:Т	м ³ /т	4,3	5,6	7,0	8,2	4,8	6,0	7,7	8,7
5	Расход серной кислоты	т	20690	26555	33410	39170	22795	28870	36695	41800
6	Удельный расход реагента:	кг/т руды	22	28	35	41	24	30	38	44
		кг/кг урана	28	37	46	55	30	38	49	56
7	Средняя концентрация урана в ПР	мг/л	180	136	107	90	168	129	100	88

*При расчете расходных показателей учитывалась средняя остаточная кислотность продуктивных растворов (~5 г/л), полученная при работе опытно-промышленного участка СПВ «Хиагда».

Анализируя показатели, приведенные в таблице 2.4, можно сделать выводы: рядная схема вскрытия с поперечным расположением рядов геотехнологических скважин по падению рудной залежи, выгодно отличается от рядной схемы вскрытия с продольным расположением рядов скважин применительно к рассматриваемым участкам залежи № V, как по основным прогнозируемым геотехнологическим показателям, так и по общему количеству технологических скважин (74 при поперечной схеме вместо 101 при продольной схеме вскрытия); как следует из результатов моделирования, увеличение дебитов откачных скважин с 4 м³/час до 10 м³/час при рядной (поперечной) схеме вскрытия приводит к уменьшению конечного извлечения урана и существенному увеличению расходных показателей по крайним скважинам в откачных рядах из-за усиливающегося разубоживания продуктивных растворов законтурными нейтральными пластовыми водами, – наиболее рациональными представляются дебиты откачных скважин 4 м³/час; исходя из критерия полноты извлечения урана из недр, при освоении рудных залежей Хиагдинского месторождения шириной < 100м предварительно можно рекомендовать рядную схему расположения геотехнологических скважин с поперечным положением рядов скважин по падению рудной залежи и дебитами откачных скважин 4 м³/час.

2.4 Моделирование схемы вскрытия рудных залежей Хиагдинского месторождения большой ширины

На площади рудной залежи № V встречаются участки шириной > 120 метров. Таким образом, представляло интерес изучение эффективности применения гексагональной схемы вскрытия для руд рассматриваемых участков [3].

Моделирование проводилось с использованием пакета прикладных программ «MFA_Hiagda – система прогнозирования геотехнологических показателей эксплуатационных блоков АО «Хиагда», «MFAForecasting And Planing – система прогнозирования и планирования» («ППП) Экология подземных вод» для компьютерного моделирования процессов подземного скважинного выщелачивания на основе данных по подсчетному блоку X5-6-C1 рудной залежи № 5 (рисунок 2.11).

Для вскрытие запасов блока выбрана гексагональная схема расположения скважин с радиусов ячейки в 35 м. На площади участка разместилось 12 ячеек (рисунок 2.12). На основе информации, полученной по геологоразведочным скважинам, пробуренным на данном участке, построены разрезы, по которым в процессе моделирования получены технологические параметры выщелачивания.

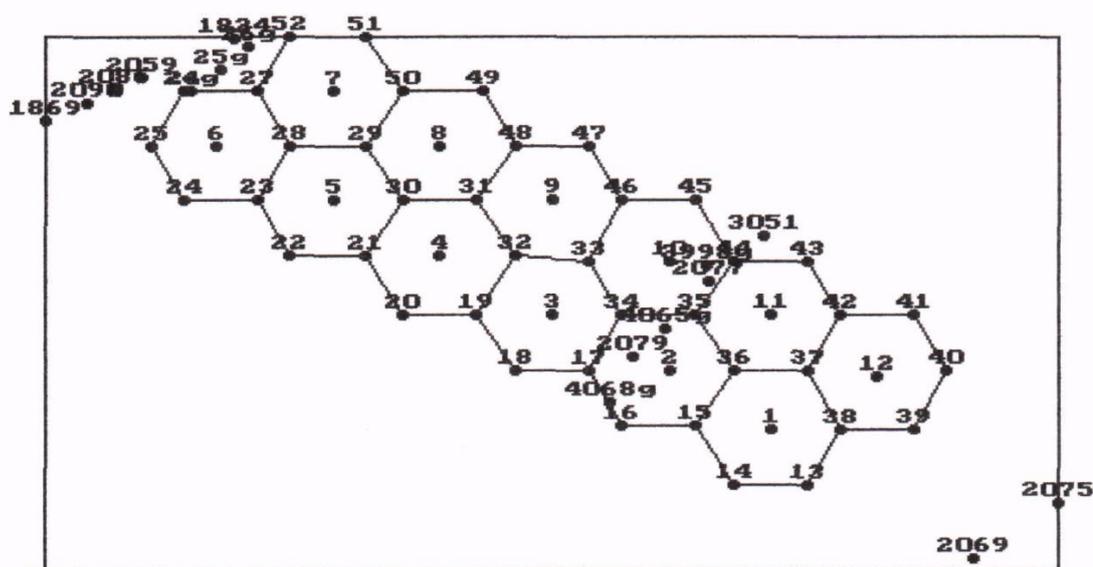


Рисунок 2.11 – Вскрытие запасов блока X5 - 6 - C1 гексагональной системой скважин

Запасы урана на участке – 400 т в 456 тыс. т рудного песка на площади 37,6 тыс. м², средняя мощность рудного пласта 5,9 м, объемная масса песков 1,84 т/м³ (рисунок 2.11), количество закачных скважин – 40, откачных – 12.

В процессе моделирования варьировался параметр дебита откачных скважин: 4; 5,5 и 8 м³ /час. Режим подачи выщелачивающих растворов осуществлялся по двум вариантам:

1. Равномерная подача выщелачивающих растворов по всем закачным скважинам.

2 – Подача рабочих растворов в закачные скважины, работающие на 2 откачные скважины, в два раза большего объема, чем в скважины, работающие на 1 откачную скважину. Подача рабочих растворов в закачные скважины, работающие на 3 откачные скважины, в три раза большего объема, чем в скважины, работающие на 1 откачную скважину.

Результаты подсчета гидродинамических запасов урана по гексагональным ячейкам, вовлекаемых в отработку показывают, что максимальное количество урана, которое может быть извлечено при подобном ведении процесса СПВ, не превышает 345 т при расчетных геометрических запасах 400 т, что составляет 86,2 % от подсчитанных геометрических запасов.

Гидродинамическая схема движения растворов при решении «обратной» задачи в трехмерном продуктивном горизонте представлена на рисунках 2.12, 2.13.

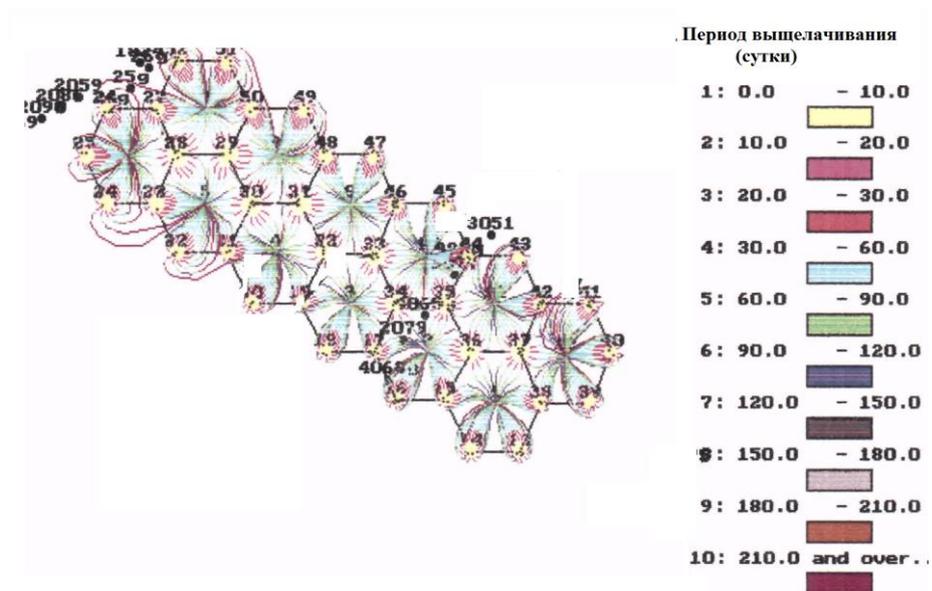


Рисунок 2.12 – Схема распространения выщелачивающих растворов при гексагональной системе вскрытия

Технологические параметры выщелачивания, полученные при моделировании, приведены в таблице 2.5, из которой видно, что изменение дебита откачки по первому варианту практически не влияет на динамику выщелачивания, извлечение остается на уровне 60-62 %.

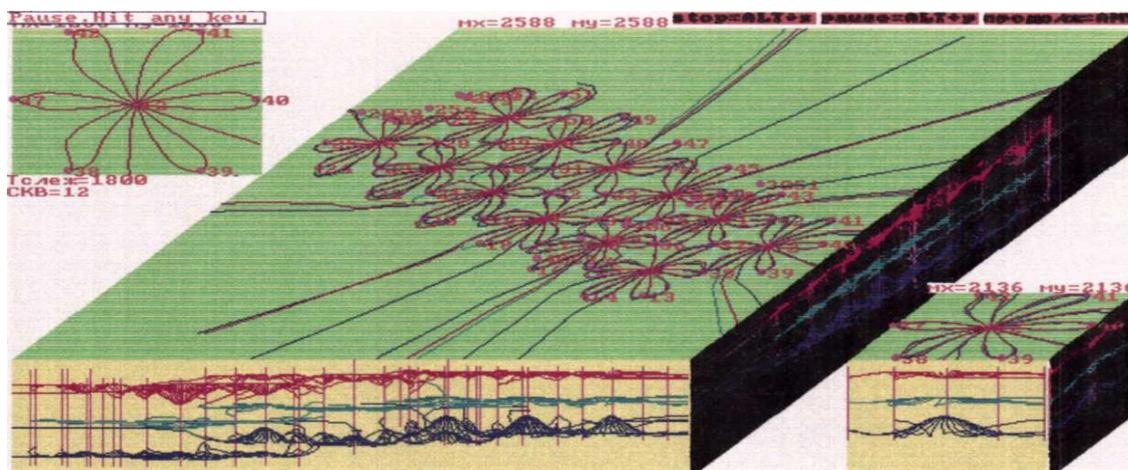


Рисунок 2.13 – Трехмерное отображение рудной залежи V Хиагдинского месторождения

Таблица 2.5 – Технологические параметры выщелачивания, полученные при моделировании

№ п/п	Основные геотехнологические параметры отработки руд	Ед. изм.	Варианты распределения ВР по площади участка при дебитах откачных скважин 4, 5.5 и 8 м ³ /час					
			1 уч.			2 уч.		
			4.0	5.5	8.0	4.0	5.5	8.0
1	Суммарный объем откачки растворов за весь период слеживания (60 месяцев)	тыс. м ³	2076	2851	4146	2076	2851	4146
	Объем откачки ПР с учетом времени отключения откачных скважин	тыс. м ³	1987	2467	3040	2004	2416	3046
2	Продолжительность работы участка до максимального извлечения урана	месяц	57	52	44	58	51	44
3	Извлечение урана	т	250	246	240	289	280	275
		%	62	61	60	72	70	69
4	Ж:Т	м ³ /т	4,3	5,4	6,6	4,4	5,3	6,7
5	Расход серной кислоты	т	9935	12335	15200	10020	12080	15230
6	Удельный расход реагента:	кг/т руды	22	27	33	22	26	33
		кг/кг урана	40	50	63	35	43	55
7	Средняя концентрация урана в ПР	мг/л	126	99	80	144	116	90

*При расчете расходных показателей учитывалась средняя остаточная кислотность продуктивных растворов (~5 г/л), полученная при работе опытно-промышленного участка СПВ «Хиагда».

По второму варианту динамика выщелачивания возрастает и в продуктивный раствор переводится до 72 % урана при $J : T = 4,4$ и удельном расходе реагента 22 кг/т руды или 35 кг/кг урана. Вывод откачных скважин из эксплуатации производился по мере падения концентрации урана в продуктивном растворе ниже 10 мг/л.

Вариант работы с дебитом откачки 8 м³/час уменьшает срок отработки, запасов, но значительно проигрывает другим режимам по затратам из-за гораздо большего объема продуктивных растворов и более низкой концентрации урана в них (таблица 2.5).

Для сравнения технологических показателей выщелачивания выполнено моделирование при рядной (поперечной) схеме расположения скважин для отработки блока X5-6-C1 с плотностью сети 50*25*20 м (рисунок 2.14) [64].

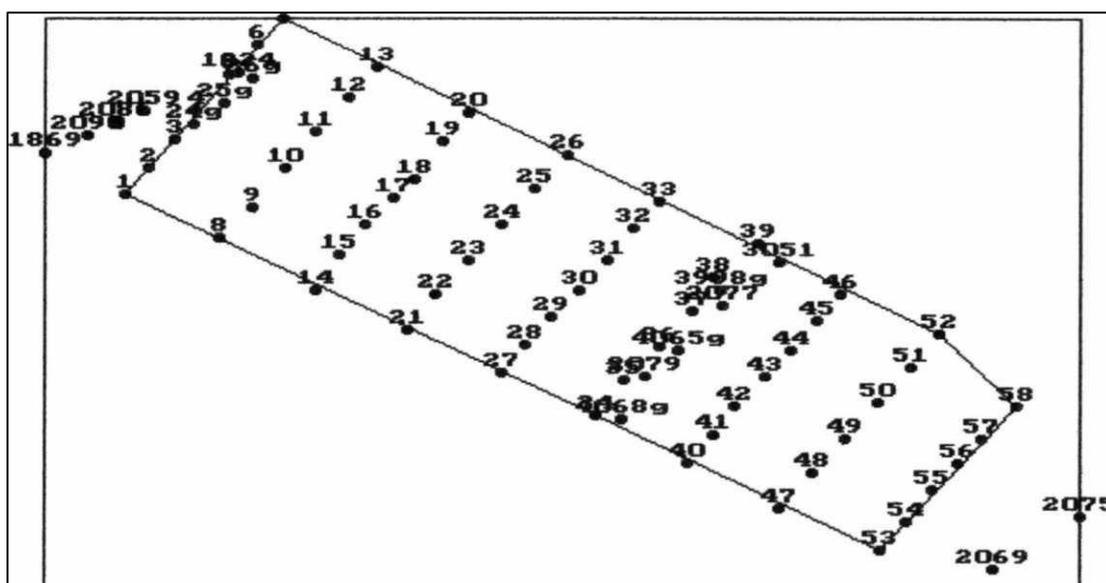


Рисунок 2.14 – Схема вскрытия запасов блока X5-6-C1 рядной поперечной системой с плотностью сети 50×25×20 м

Параметры эксплуатационного блока X5-6-C1 при рядной схеме расположения технологических скважин:

1. Площадь блока – 48,5 тыс. м;
2. Запасы урана – 460 т;

3. Горнорудная масса (ГРМ) – $48500 \text{ м}^2 \times 6.6 \text{ м} \times 1.84 \text{ т/м}^3 = 589 \text{ тыс. т.}$, 6.6 м - эффективная мощность для блока X5-6-С1. Количество скважин: откачных – 24 (4 ряда); закачных – 34 (5 рядов). Дебиты скважин, $\text{м}^3 / \text{час}$: откачных – 4; 5,5; 8; 10 закачных – 2,8 - 7,0.

Несоответствие площадей моделируемых блоков при рядной ($48,5 \text{ тыс. м}^2$) и гексагональной ($37,6 \text{ тыс. м}^2$) схемах вскрытия объясняется тем, что на одной и той – же моделируемой рудной площади гексагональные ячейки занимают меньшее пространство залежи, чем рядная схема (рисунок 2.15).

Результаты моделирования процесса выщелачивания при дебите откачки 4 и $5,5 \text{ м}^3 / \text{час}$ показывают, что извлечение урана в продуктивный раствор достигает 80 %. Таким образом, учитывая расходные показатели при дебитах откачных скважин $4 \text{ м}^3 / \text{час}$ и $5,5 \text{ м}^3 / \text{час}$ наиболее выгодный вариант ведения процесса – с дебитами откачки $4 \text{ м}^3 / \text{час}$.

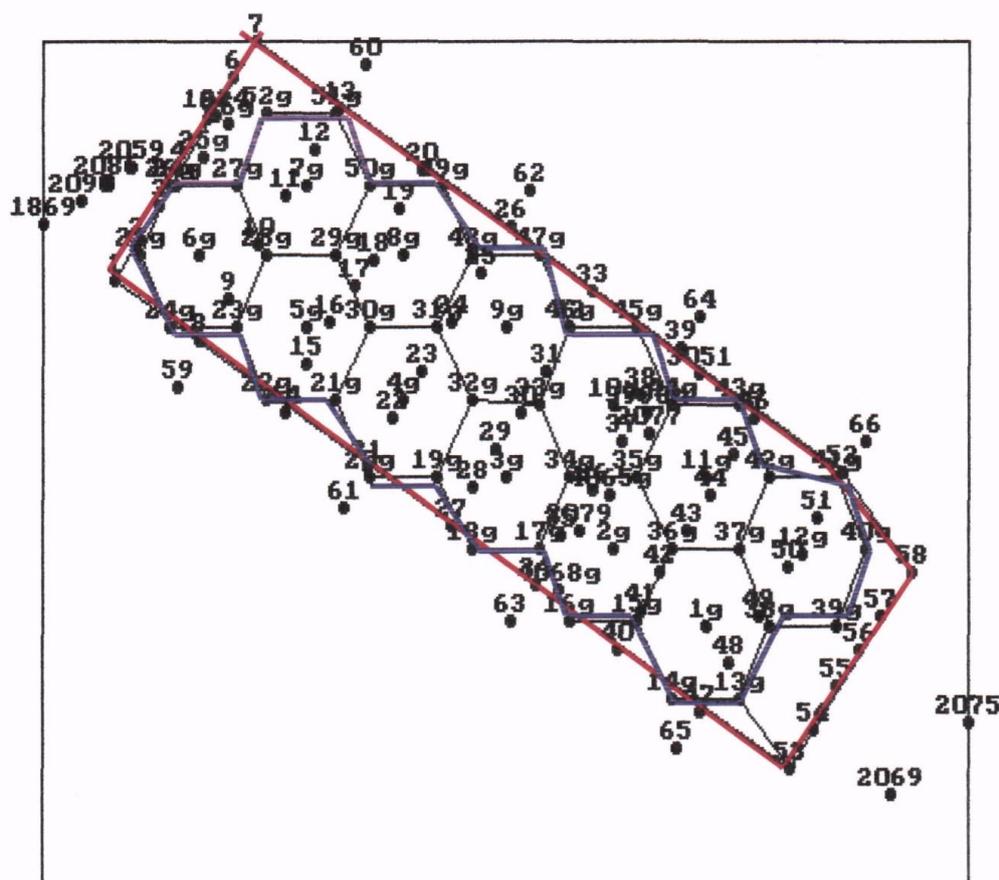


Рисунок 2.15 – Сопоставление площадей моделирования при рядной (поперечной) – (—) и гексагональной (—) схемах вскрытия

На рисунке 2.16 представлена схема распространения растворов при рядном (поперечном) расположении вскрывающих скважин.

Результаты подсчета гидродинамических запасов урана по откачным скважинам при рядной (поперечной) схеме вскрытия, вовлекаемых в отработку показывают, что максимальное количество урана, которое может быть извлечено при подобном ведении процесса СПВ, достигает 514 т при расчетных геометрических запасах 460 т, т.е. гидродинамические запасы в данном случае превышают геометрические.

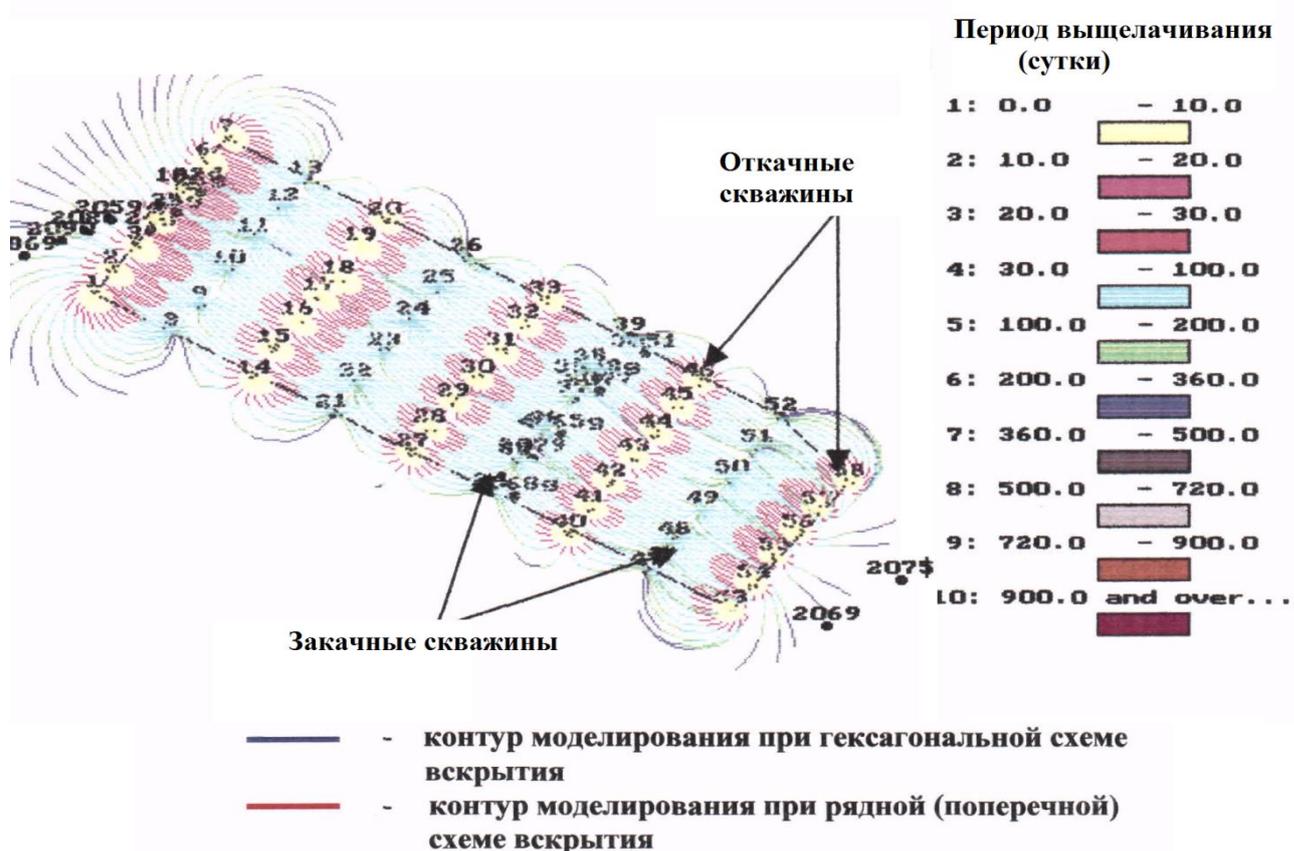


Рисунок 2.16 – Гидродинамическая схема движения выщелачивающих растворов при рядной (поперечной) схеме вскрытия

В таблице 2.6 приведены сравнительные результаты моделирования процесса выщелачивания по рядной и гексагональной схемам расположения вскрывающих скважин.

Исходя из анализа параметров выщелачивания, приведенных в таблице 2.6, можно сделать вывод, что при выщелачивании залежей Хиагдинского месторождения большой ширины предпочтительна рядная поперечная схема расположения технологических скважин с дебитом откачки в 4 м³/час по критерию полноты извлечения урана в продуктивный раствор

Уменьшение извлечения урана по рядной (поперечной) схеме вскрытия с увеличением дебитов откачных скважин объясняется усилением разубоживания продуктивных растворов нейтральными законтурными пластовыми водами для крайних скважин в откачных рядах (рисунок 2.17).

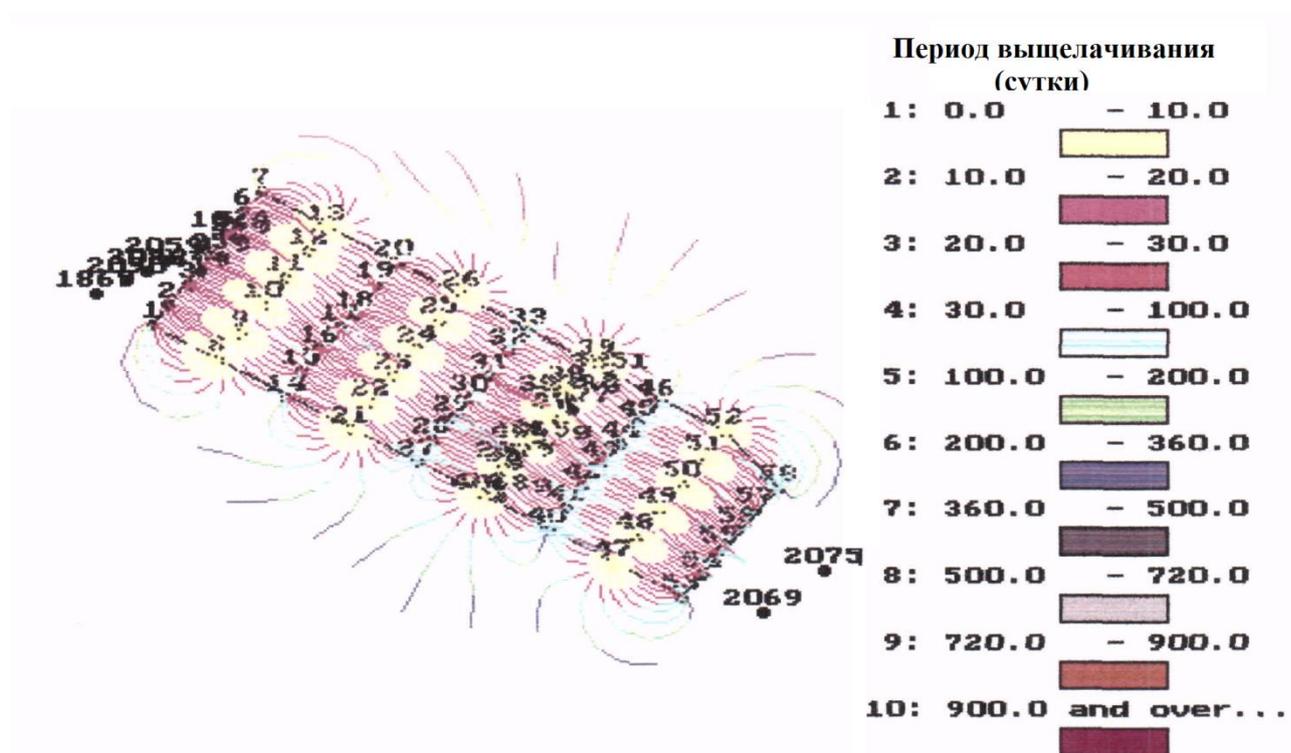


Рисунок 2.17 – Гидродинамическая схема движения растворов при решении «обратной» задачи. Линии тока, «пришедшие» из-за геометрического контура извлечения, образуют область подтока нейтральных пластовых вод

В материалах исследований отражено, что с увеличением межскважинных расстояний заметно интенсифицируется процесс извлечения урана в раствор при меньших удельных затратах реагента. Объясняется это тем, что с увеличением расстояния между рядами скважин при сохранении дебитов откачных скважин, равных 3 - 4 м³/ч, снижается скорость фильтрации выщелачивающих растворов,

возрастает продолжительность периода закисления и, как следствие, увеличивается время контакта раствора реагента с рудой.

Все это положительно сказывается на кинетике выщелачивания урана и согласно результатам моделирования оптимальное расположение сети скважин - 60×30×20 и подтверждает результаты ранее проведённых исследований как на Хиагдинском месторождении, так и на месторождениях Казахстана [23, 68, 93, 96, 98].

Таблица 2.6 – Сравнительные результаты моделирования процесса выщелачивания по рядной и гексагональной схемам расположения вскрывающих скважин

№п/п	Технологические параметры	Ед. изм.	Дебит откачных скважин, м ³ /час					
			Гексагональная схема		Рядная (поперечная) схема			
			4.0	5.5	4.0	5.5	8.0	10.0
1	Объем откачки растворов за 60 месяцев	тыс. м ³	2080	2850	4150	5700	8230	10370
2	Время отработки полигона	месяц	60	50	45	42	36	31
3	Извлечение урана	т	291	282	378	369	359	348
		%	73	71	81	79	77	75
4	Ж:Т	м ³ /т	4.3	5.2	5.5	6.6	7.8	8.7
5	Расход серной кислоты	т	10010	12070	15970	19210	23420	26220
6	Удельный расход H ₂ SO ₄	кг/т руды	22	26	27	32	40	44
		кг/кг урана	35	43	42	52	65	75
7	Содержание урана в продуктивном растворе	мг/л	146	118	116	95	76	66

В работе ОАО «ВНИИХТ» [25,66,42] совместно с работниками ОА «Хиагда» при непосредственном участии соискателя [45-48,51-52,79,83] моделированием процессы гидродинамики и кинетики при вскрытии части рудного блока залежи Х5-6-С₁ гексагональной схемой радиусом 35 м с разными дебитами откачных скважин (4; 5,5; 8 м³/ч) и рядной поперечной схемой вскрытия 50x25x20 с разными дебитами откачных скважин (4; 5,5; 8 м³/ч). Как следует из таблицы 2.6, рядная схема вскрытия отличается от гексагональной схемы вскрытия полнотой вскрытия запасов (с 470 т до 594 т) и извлечения урана из недр (с 66% до 75%), но

в то же время увеличение дебита откачки с 4-5 м³/ч до 8 м³/ч – ведет к увеличению расходных показателей. Во 2 этапе проведено моделирование процессов ПВ применительно к рудам с различным содержанием урана и выдачей основных геотехнологических параметров отработки в связи с широким диапазоном изменчивости содержания урана в рудах Хиагдинского месторождения [42,48].

На рисунках 2.18 - 2.19 показана кинетика перехода урана в продуктивный раствор при различных параметрах сети технологических скважин рядной схемы.

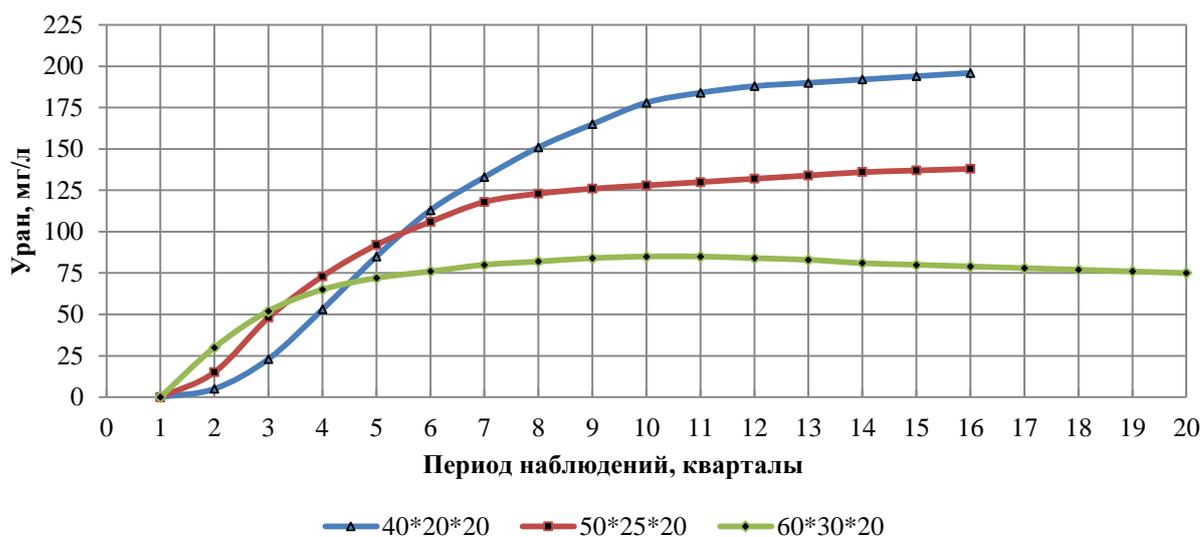


Рисунок 2.18 – Кинетика перехода урана в продуктивный раствор при различных параметрах сети технологических скважин рядной схемы (Cu=0,05 %)

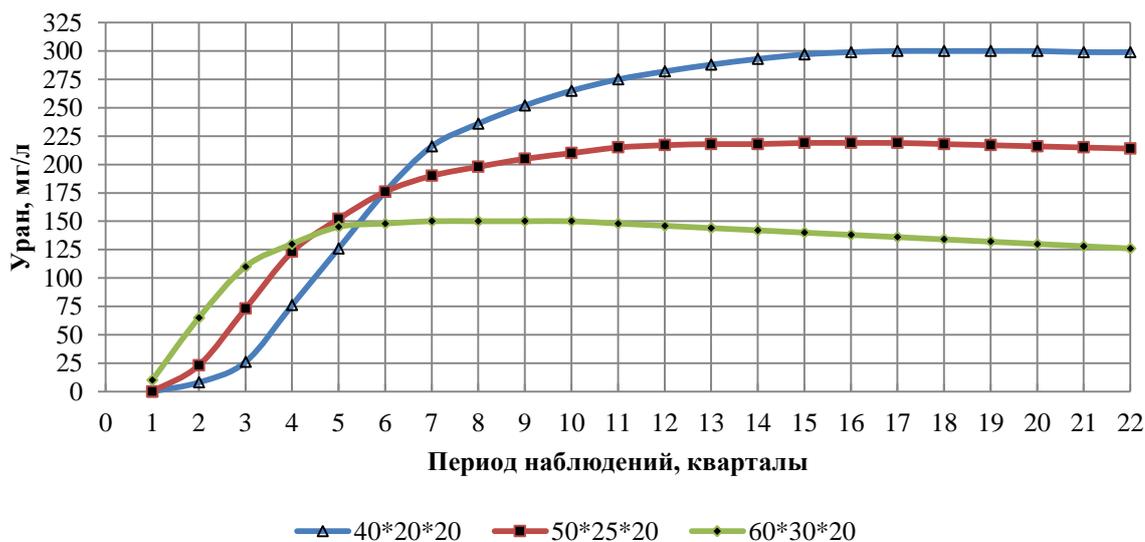


Рисунок 2.19 – Кинетика перехода урана в продуктивный раствор при различных параметрах сети технологических скважин рядной схемы (Cu =0,107 %)

На рисунке 2.20 показана динамика изменения удельного расхода реагента в зависимости от времени выщелачивания для вариантов с различной плотностью расположения технологических скважин.

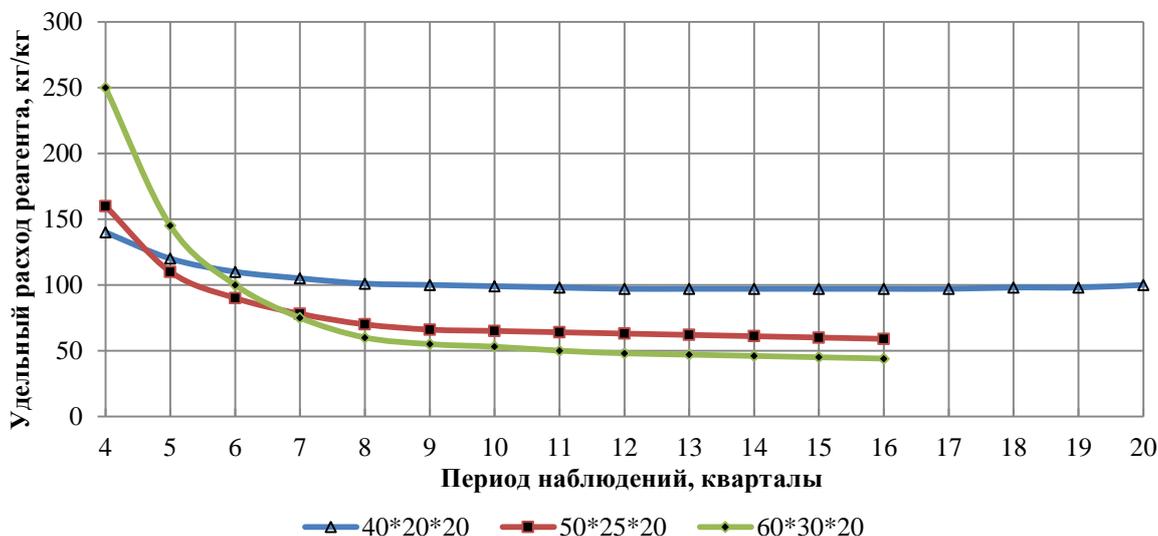


Рисунок 2.20 – Кинетика расхода H_2SO_4 на 1 кг урана при различных параметрах сети технологических скважин рядной схемы ($Cu=0,05\%$)

На рисунке 2.21 показана зависимость показателей выщелачивания от Ж:Т.

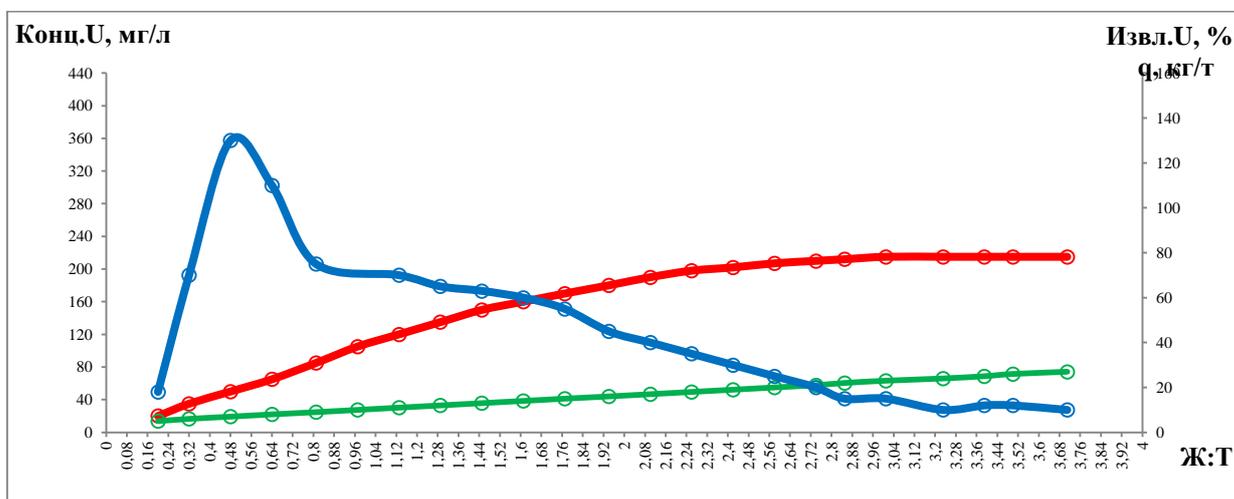


Рисунок 2.21 – Зависимость показателей выщелачивания от Ж:Т

Анализ изложенных материалов показывает, что на время отработки запасов любой системой расположения скважин методом СПВ зависит от:

- продуктивности залежи (блока), $кг/м^2$

- площадь элементарной ячейки, м²
- дебита откачной скважины, м³/ч.

2.5 Расчет параметров системы разработки СПВ. Технико-экономическая оценка вариантов вскрытия залежей месторождений Хиагдинского рудного поля

При физико-математическом моделировании процессов подземного скважинного выщелачивания определяются технологические параметры, эффективность которых необходимо подтвердить технико-экономическими расчетами.

Для экономической оценки выбранных технологических решений используем известную методику Е.И. Рогова и А.Е. Рогова [21, 68, 69, 71, 98].

Расчет параметров системы разработки СПВ

1. Приемистость закачных скважин:

$$Q_{zc} = (1,157 * 2\pi * K_{\phi} * M_{\phi} * S_H) / [10^2 * (\ln R_o / R_c + S_k)] =$$

$$= (1,157 * 2 * 3,14 * 3 * 10 * 75) / (100 * \ln 50 / 0,08 + 149) = 38,1 \text{ м}^3/\text{сут} = 1,6 \text{ м}^3/\text{час} \quad (2.1)$$

2. Дебиты откачных скважин:

$$Q_{zc} = [1,157 * 2\pi * K_{\phi} * M_{\phi} * (n * S_H + S_o)] / [10^2 * (\ln R_o / R_c + S_k)] =$$

$$= [1,157 * 2 * 3,14 * 3 * 10 * (3,3 * 75 + 5)] / [100 * \ln 50 / 0,08 + 149] = 127,0 \text{ м}^3/\text{сут} = 5,3 \text{ м}^3/\text{час}.$$

$$T_s = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \bar{K}_n}{\bar{K}_{\phi} \cdot n \cdot S_H \cdot \ln \left(\frac{\ln R_o / R_c}{R_c} \right)}, \quad (2.2)$$

3. Показатель скин-эффекта:

$$S_k = [(1,157 * 2\pi * K_{\phi} * M_{\phi} * S_H) / (10^2 * Q_{zcf})] - \ln R_o / R_c =$$

$$= [(1,157 * 6,28 * 3 * 10 * 75) / (100 * 1,1)] - 148,6 = 149 \quad (2.3)$$

4. Время закисления блока (ячейки):

а) гексагональная схема:

$$T_3 = (160 * R_o^2 * K_o) / [k_\phi * (S_n + S_o) * (\ln R_o / R_c)] = (160 * 50^2 * 0,25) / [3 * (75 + 5) * \ln 50 / 0,08] = 20,9 \text{ сут.} \quad (2.4)$$

б) рядная схема:

$$T_3 = [86,4 * (b + a/2)^2 * \rho_o * K_o] / [k_\phi * (S_n + S_o) * (\ln R_o / R_c)] = [86,4 * (35 + 17,5/2)^2 * 0,25 * 1,9] / [3 * (75 + 5) * (\ln 50 / 0,08)] = 51 \text{ сут.} \quad (2.5)$$

$$5. \text{ Коэффициент } b: \beta = \sqrt{(108 * R_o^2 * \rho_o) / [T_{кф} * k_\phi * (nS_o + S_o) * \ln(\ln R_o / R_c)]}; \quad (2.6)$$

- гексагональная - 0,25;

- рядная - 0,5.

6. Время выщелачивания блока (ячейки)

а) гексагональная схема:

$$T_b = (160 * R_o^2 * \rho_o * f) / [\beta * k_\phi * (nS_n + S_o) * \ln(\ln R_o / R_c)] = (160 * 50^2 * 1,9 * 3) / [0,25 * 3 * (3,3 * 75 * 1,8)] = 880 \text{ сут} \quad (2.7)$$

б) рядная схема:

$$T_b = [86,4 * (b + a/2)^2 * \rho_o * f] / [\beta * k_\phi * (nS_n + S_o) * \ln(\ln R_o / R_c)] = [86,4 * (35 + 17,5/2)^2 * 1,9 * 3] / [0,5 * 3 * (2,7 * 75 + 5) * \ln \ln 35 / 0,08] = 1682 \text{ сут.} \quad (2.8)$$

где:

Символ	Наименование параметра	Величина параметра
K_ϕ	Коэффициент фильтрации рудовмещающего пласта, м/сут	
n	Отношение числа закачных скважин к числу откачных на ЭУ, блоке, в ячейке, доли ед.	
$n_{\text{зак}}$	Количество закачных скважин: гексагональной схемы, шт. рядной схемы, шт.	42 40
$n_{\text{от}}$	Количество откачных скважин: гексагональной схемы, шт. рядной схемы, шт.	12 24

S_n	Компрессия (напор) на закачных скважинах, м вод. ст.	75
S_o	Депрессия на откачной скважине, м вод. ст.	5
R_c	Радиус технологической скважины, м	0,08
R_o	Радиус ячейки, м	50
K_n	Среднее значение коэффициента эффективной пористости продуктивного горизонта, %, доли ед.	25%=0,25
N_{oc}	Число откачных скважин, одновременно находящихся в работе, шт	
R_c	Радиус скважины, м	0,08
C_1	Параметр, определяющий кинетику процесса выщелачивания урана в ячейке, доли ед.	0,58
a	Параметр, определяющий геометрию ячейки	
ρ_n	Плотность пород продуктивного пласта, т/м ³	1,9
Q_{oc}	Дебит откачной скважины, м ³ /час, м ³ /сут.	4 м ³ /час= 96 м ³ /сут
$Q_{зс}$	Дебит закачной скважины, м ³ /час, м ³ /сут	1,1 м ³ /час= 26,4 м ³ /сут
$T_э$	Срок эксплуатации блока, сут	
$T_з$	Время закисления ячейки радиусом R_o , сут	
R_o	Оптимальный радиус ячейки, м	50?
a_z	Расстояние между закачными скважинами в ряду, м	17,5
b	Расстояние между откачными скважинами, м	35
c	Расстояние между рядами скважин, м	35
x	Параметр для прямоугольника при $1 < x \leq 2$; $x = b/a$	
$C_{пр}$	Концентрация урана в ПР в функции от времени, мг/л	120
$C_{мах}$	Максимальная концентрация урана в ПР, мг/л	200
S_k	Показатель скин-эффекта	
ρ_o	Плотность пород рудного горизонта, т/м ³	1,9

K_n Коэффициент эффективной пористости, доли ед.

0,25

Площадь участка – 37600 м². Площадь гексагональной ячейки – 7850 м².

Длина и ширина участка 194 м

Исходные данные для математического моделирования приведены в таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Исходные данные для математического моделирования

№ п/п	Наименование параметра	Параметр	Един. измер.	Величины параметров	
				Гексагон. схема	Рядная схема
1	2	3	4	5	6
1	Запасы урана	P	т	470	
2	Площадь блока	S	тыс. м ²	37600	
3	Рудная мощность	m	м	8,3	
4	Среднее содержание урана	c	%	0,053	
5	Удельная продуктивность	mi	кг м ²	12,5	
6	Продуктивность в метропроценте	mc	м%	0,44	
7	Плотность пород рудного горизонта	P_n	т/м ³	1,9	
8	Коэффициент фильтрации в рудной части горизонта	K_f	м/сут	3,0	
9	Коэффициент эффективной пористости	K_n		0,25	
10	Глубина разработки пласта до нижнего водоупора	H	м	180	
11	Эффективная мощность продуктивного горизонта	$M_{\text{Э}}$	м	10	
12	Горнорудная масса блока	Q_{PPM}	тыс. т	886	
13	Плотность растворов	$PP-P$	т/м ³	1,01	1=01
14	Коэффициент извлечения	$K_{изв}(e)$	%	80	80
15	Напор на закачных скважинах	S_n	м вод.ст.	75	
16	Депрессия на откачных скважинах	S_o	м вод.ст.	5	
17	Радиус технологической скважины	K_c	м	0,08	
18	Количество откачных скважин	$отк.$	скв.	17	
19	Количество закачных скважин	$зак.$	скв.	51	
20	Отношение количества закачных скважин к откачным	n	Д. ед.	3,3	2,7
21	Отношение скорости выщелачивания к средней скорости фильтрации	β	Д. ед.	0,25	0,5
22	Стоимость 1 п. м. скважины	$C_{свд}$	Долл.	65	
23	Показатель скин-эффекта	S_k	Д. ед.	149	
24	Длина 1 скважины	H	м	180	
25	Строительные затраты в	$C_{стр}$	Долл	65	

	расчете на 1 п. м. закачной скважины		/п.м.		
26	Эксплуатационные затраты за сутки	$C_э$	Долл/сут	41100	
27	Показатель извлечения урана в продуктивный раствор	€	%	66	75
28	Показатель извлечения в желтый кек	I	%	98	

Расчет площади эксплуатационной ячейки: для гексагональной ячейки – $S_{гя} = n \cdot R^2 = 2,0 \cdot 50^2 = 5000 \text{ м}^2$; для прямоугольной ячейки - $S_{гя} = n \cdot R^2 = 1,6 \cdot 35^2 = 1960 \text{ м}^2$.

Общее количество скважин в любом блоке составит

$$N = S_{бл} / S_{яч} \cdot (n+1): \quad (2.9)$$

- *гексагональная схема* – $N = 37600 / 5000 \cdot (3,3+1) = 33$ скв., в т. ч.:

- откачных - $N_{от} = N/n = 33/3,3 = 10$ скв.;

- закачных - $N_{зак} = N - N_{от} = 33 - 10 = 23$ скв.

- *рядная схема* – $N = 37600 / 1860 \cdot (2,7+1) = 70$ скв., в т. ч.:

- откачных - $N_{от} = N/n = 70/2,7 = 26$ скв.;

- закачных - $N_{зак} = N - N_{от} = 70 - 26 = 44$ скв.

Технико-экономическая оценка вариантов вскрытия залежей месторождений Хиагдинского рудного поля

Расчет затрат на отработку запасов участка:

$$Z = N \cdot H \cdot C_{стр} + T_0 \cdot C_э, \text{ долл.} \quad (2.10)$$

$$T_0 = T_з + T_г \quad (2.11)$$

Гексагональная - $Z_г = 33 \cdot 180 \cdot 65 + (880 + 21) \cdot 4100 = 4080200 \text{ \$}$.

Рядная – $Z_р = 70 \cdot 180 \cdot 65 + (1682 + 70) \cdot 4100 = 7924300 \text{ \$}$.

Расчет прибыли при отработке запасов:

$$Пр_{б} = P \cdot \epsilon \cdot I \cdot Ц - Z, \text{ \$} \quad (2.12)$$

Гексагональная - $Пр_{бг} = 470000 \cdot 0,66 \cdot 0,98 \cdot 42,7 - 4080200 = 8,9 \text{ млн. \$}$

Рядная – $Пр_{бр} = 470000 \cdot 0,75 \cdot 0,98 \cdot 42,7 - 7924300 = 6,8 \text{ млн. \$}$.

Экономический эффект

$$\Delta = Pr_{\delta z} - Pr_{\delta p} = 8,9 - 6,8 = 2,1 \text{ млн. \$}.$$

Таким образом, несмотря на более высокие технологические показатели отработки запасов системой с рядной схемой расположения скважин, расчет экономической эффективности показывает, что гексагональная схема более эффективна с экономических позиций.

На рисунке 2.22 приведены схемы расположения гексагональных ячеек с различным радиусом в эксплуатационном блоке.

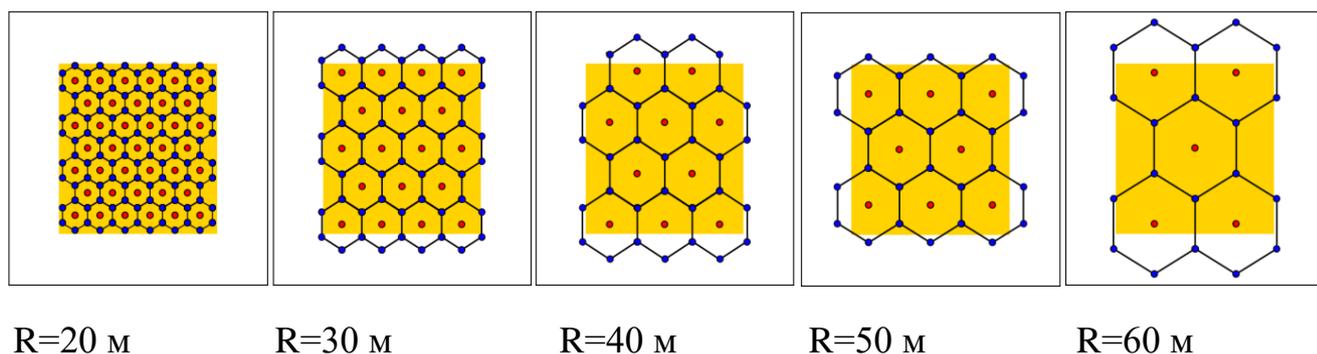


Рисунок 2.22. – Схемы расположения гексагональных ячеек с различным радиусом в эксплуатационном блоке

Расчеты количества скважин в опытном полигоне приведены в таблице 2.8 и на рисунке 2.23.

Таблица 2.8 – Расчет количества технологических скважин для гексагональных ячеек различного радиуса

№№ пп	Наименование показателей	Величина радиуса ячейки, м				
		20	30	40	50	60
1.	Площадь участка, м ²	37600				
2.	Отношение закачных скважин к откачным, д. ед.	2,7	2,9	3,1	3,5	4,0
3.	Общее количество скважин, шт	1139	543	321	226	174
4.	Количество откачных скважин, шт	429	187	104	64	44
5.	Количество закачных скважин, шт	730	356	218	161	131

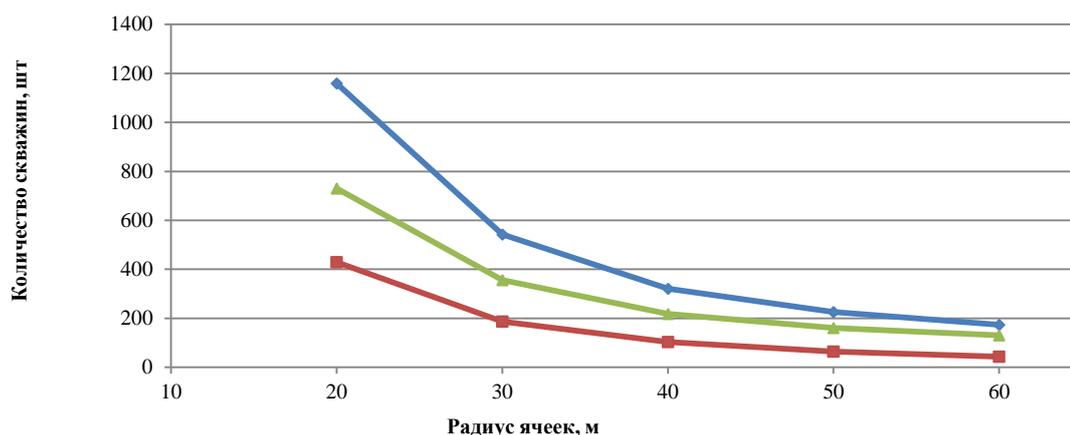


Рисунок 2.23 – Количество скважин в опытном полигоне при гексагональной форме ячеек с различным радиусом: — общее количество скважин; — количество откачных скважин; — количество закачных скважин

В таблице 2.9 и на рисунке 2.24 приведены затраты добычу урана методом СПВ на опытном участке с гексагональной ячейкой различного радиуса.

Таблица 2.9 – Затраты на отработку опытного участка методом СПВ с гексагональной схемой расположения скважин

№№ пп	Наименование показателей	Радиус ячейки, м				
		20	30	40	50	60
1.	Затраты на строительство скважин, \$	13564200	6354400	3757650	2639520	2036667
2.	Эксплуатационные затраты, \$	5184478	10393808	16752235	23014937	28642979
3.	Итого затрат, \$	18748678	16748208	20509885	25654457	30679645

Анализ зависимости показывает, что с экономических позиций наиболее эффективно выщелачивание при величине радиуса гексагональной ячейки в 27-35 м.

Для установления зависимости технологических показателей выщелачивания от величины радиуса технологической ячейки проведены опытные работы с вариацией величины радиуса в 20, 30, 40, 50 и 60 м. Динамика интенсивности перехода выщелоченного урана в продуктивный раствор от периода выщелачивания с различной величиной радиуса гексагональной ячейки приведена в таблице 2.10 и на рисунке 2.25 [45].

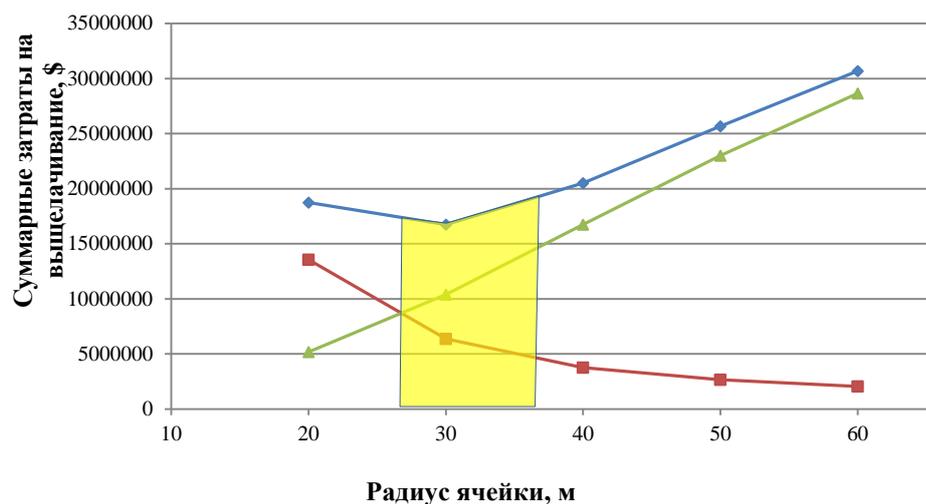


Рисунок 2.24 – Зависимость суммарных затрат на выщелачивание от величины радиуса гексагональной ячейки:

- ♦— общие затраты; —■— затраты на строительство скважин;
- ▲— эксплуатационные затраты;
- — область оптимальной величины радиуса ячейки

Анализ рисунка показывает, что по мере увеличения радиуса гексагональной ячейки интенсивность перехода урана в продуктивный раствор падает, при этом максимальная концентрация урана уменьшается от 180 мг/л при радиусе 20 м до 80 мг/л при радиусе 60 м со сдвигом достижения максимальной концентрации от 200 суток до 500 суток. Активный рост концентрации урана в растворе наблюдается именно в этот промежуток времени выщелачивания, далее для всех вариантов происходит постепенное падение концентрации до минимального значения в 10 мг/л.

Таблица 2.10 – Динамика интенсивности перехода выщелоченного урана в продуктивный раствор при разном размере гексагональной ячейки

Концентрация урана в растворе, мг/л	Время выщелачивания, сут				
	Радиус 20 м	Радиус 30 м	Радиус 40 м	Радиус 50 м	Радиус 60 м
5	0	0	0	0	0
40	30	40	75	110	180
80	50	80	120	240	440
120	80	120	-	-	-

Концентрация урана в растворе, мг/л	Время выщелачивания, сут				
	Радиус 20 м	Радиус 30 м	Радиус 40 м	Радиус 50 м	Радиус 60 м
160	115	170	-	-	-
200	170	280	-	-	-
160	280	360	-	-	-
120	330	430	-	-	-
80	380	520	430	540	560
40	450	550	600	800	880
5	640	1100	1200	1300	1660

При эффективном радиусе ячейки в 30 м активный перевод урана в подвижное состояние происходит в течение первых 700 сут, после чего процесс замедляется и заканчивается на 1400 сут, когда концентрация урана в растворе падает ниже 10 мг/л.

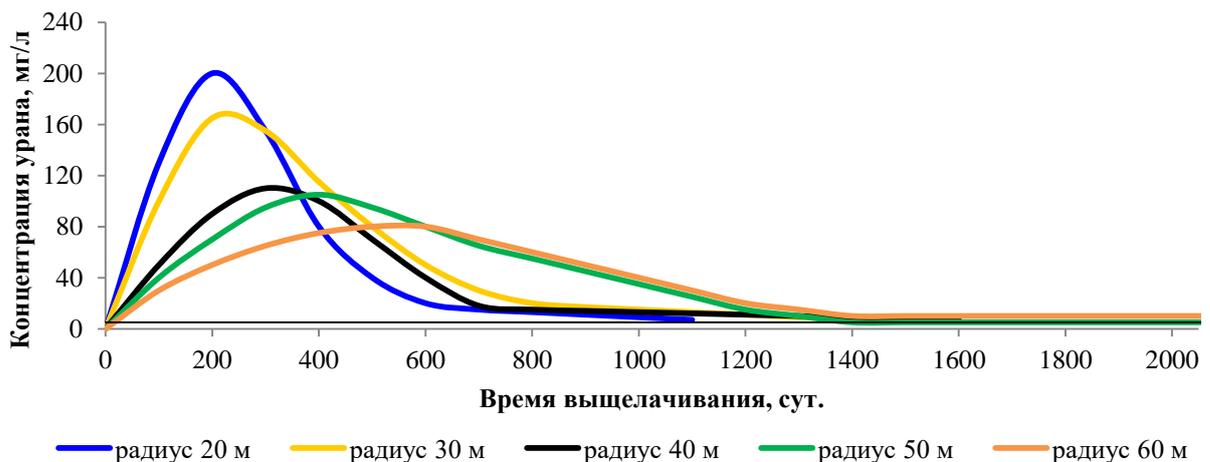


Рисунок 2.25 – Зависимость концентрации урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания при использовании гексагональной системы вскрытия запасов

Зависимость концентрации урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания для наиболее эффективной величины радиуса гексагональной ячейки радиусом в 30 м может быть выражена математической зависимостью

$$C_U = 10^{(-6,24 + 7,5 \cdot \log(t) - 1,66 \cdot \log(t)^2)}, \text{ мг/л} \quad (2.13)$$

где t – общее время выщелачивания, сутки.

Рисунком 2.26 проиллюстрирована динамика выщелачивания до извлечения 90 % запасов урана в продуктивный раствор для гексагональной системы вскрытия с различным радиусом ячеек.

Зависимость доли выщелоченного урана от времени выщелачивания для наиболее эффективного варианта вскрытия запасов с радиусом гексагональной ячейки 30 м описывается выражением

$$\varepsilon_{30} = -6,97 + 9,2 * t - 0,0002 * t^2, \text{ доли ед.} \quad (2.14)$$

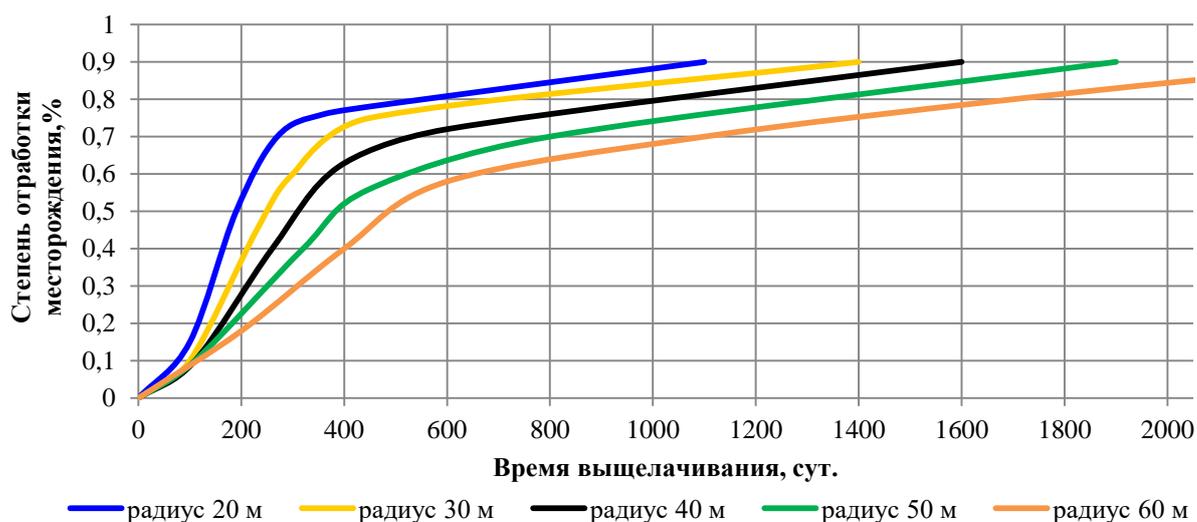


Рисунок 2.26 – Динамика выщелачивания до извлечения 90 % запасов урана в продуктивный раствор для гексагональной системы вскрытия с различным радиусом ячеек

По результатам проведенных исследований можно сделать выводы.

1. Наибольшее применение для вскрытия запасов гидрогенных руд получили системы с гексагональным и рядным расположением технологических скважин.

2. Проектными решениями за базовую систему вскрытия запасов принята рядная схема расположения технологических скважин с незначительным количеством блоков вскрытых гексагональной системой. В процессе проведения исследовательских работ на месторождениях Хиагдинского рудного поля установлено некоторое технологическое преимущество рудной системы. Технико-экономическая же оценка данных вариантов показала более высокую эффективность гексагональной схемы вскрытия запасов.

3. Математическое моделирование и опытно-промышленные работы, проведенные на Хиагдинском месторождении, с варьированием радиуса технологической гексагональной ячейки от 20 до 60 м показали что:

- минимальная суммарная стоимость работ по эксплуатации месторождения приходится на вариант с радиусом гексагональных ячеек 27-35 м;

- наилучшая динамика выщелачивания получена для варианта с радиусом гексагональной ячейки 20 м, для варианта с радиусом ячейки 30 м динамика несколько ниже, но достаточно высока; другие варианты значительно уступают первым двум;

- срок отработки запасов при достижении извлечения запасов урана в продуктивный раствор 90 % для оптимального варианта \с радиусом ячейки 30 м составляет 1300-1400 суток (Приложение А).

Выводы по главе 2

Анализ опыта разработки гидрогенных месторождений урана позволил установить, что наиболее эффективными системам разработки являются системы с рядным и гексагональным расположением скважин. Применение той или иной системы зависит от горно-геологической характеристики месторождений. Наиболее существенно влияют на этот выбор такие характеристики как: мощность рудного пласта, наличие водоупоров, содержание полезного компонента в руде, коэффициент фильтрации в пласте, гранулометрическая характеристика пласта, температура подземных вод.

Для установления влияния этих факторов на процесс выщелачивания на урановых месторождениях Хиагдинского рудного поля при разном расположении технологических скважин было проведено моделирование процессов движения рабочих растворов.

В результате этого моделирования установлено:

1. Рядная схема вскрытия с поперечным расположением рядов геотехнологических скважин по основным прогнозируемым геотехнологическим

показателям превосходит рядную схему вскрытия с продольным расположением рядов;

2. Сравнительная характеристика рядной поперечной схемы с гексагональной схемой не выявила явных преимуществ той или иной схемы расположения технологических скважин. Хотя гексагональная схема характеризуется более высокой концентрацией урана в продуктивном растворе и меньшим расходом серной кислоты на 1 т горнорудной массы.

3. В результате технико-экономической оценки вариантов вскрытия залежей месторождений Хиагдинского рудного поля установлено, что гексагональная схема более эффективна с экономических позиций.

4. Математическое моделирование с вариацией различных величин радиуса гексагональной ячейки показало, что наиболее эффективна схема с радиусом ячейки равным 30 м.

5. Установлена зависимость концентрации урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания для варианта гексагональной ячейки радиусом 30 м. описываемая математическим выражением $C_U = 10^{(-6,24 + 7,5 * \log(t) - 1,66 * \log(t)^2)}$, мг/л.

6. Выявлена корреляционная связь извлечения урана в раствор и времени выщелачивания для гексагональной ячейки радиусом 30 м описываемая математическое выражением $\varepsilon_{30} = -6,97 + 9,2 * t - 0,0002 * t^2$, доли ед.

7. Предложен алгоритм расчета параметров системы разработки руд месторождений Хиагдинского рудного поля, учитывающий конкретные горно-геологические условия и геотехнологические показатели, позволяющий усовершенствовать технологию вскрытия рудной залежи на основе оптимизации формы и размера технологической ячейки, количества технологических (откачных и закачных) скважин, и эффективно управлять качеством рудоподготовки к скважинному подземному выщелачиванию при максимальном извлечении урана и минимальной себестоимости готовой продукции;

Глава 3. Исследования влияния различных реагентов на эффективность скважинного подземного выщелачивания урана

Второе защищаемое научное положение.

Интенсификация процесса кислотного выщелачивания гидрогенный руд месторождений Хиагдинского рудного поля достигается увеличением концентрации трехвалентного железа (III) за счет использования в качестве окислителя пероксида водорода при закислении в количестве 1,6 кг на 1 тонну руды и на стадии выщелачивания – 0,88 кг/т.

Поиски оптимальных решений по активации процессов выщелачивания заключаются в выборе дешевого окислителя, позволяющего повысить извлечение урана в продуктивный раствор и уменьшить срок отработки запасов, по следующей методике:

- анализ применения активаторов выщелачивания гидрогенных урановых руд на зарубежных и отечественных предприятиях;

- анализ применения активаторов на рудах хиагдинского типа;

- отбор проб гидрогенных руд и исследование их минерального и химического состава;

- проведение лабораторных исследований по выщелачиванию с применением наиболее эффективных окислителей для руд хиагдинского типа с получением основных технологических параметров выщелачивания;

- анализ полученных результатов выщелачивания без применения окислителей и с применением окислителей;

- проведение опытно-промышленных работ на одной из типичных рудных залежей Хиагдинского месторождения с применением активаторов, показавших наиболее высокие показатели выщелачивания;

- технико-экономическая оценка применения окислителей при выщелачивании по критериям: времени извлечения урана в продуктивный

раствор до достижения уровня в 80 %, себестоимости готовой продукции (желтый кек).

3.1 Анализ применения различных реагентов для повышения коэффициента извлечения урана в продуктивный раствор

В практике подземного скважинного выщелачивания силикатных гидрогенных урановых руд наиболее эффективным рабочим реагентом является серная кислота. Большое влияние на эффективность выщелачивания оказывает состав минералов урана. По степени легкости разрушения кристаллической структуры серной кислотой минералы можно разделить на три группы [81, 119].

Первая группа представлена минералами легко поддающимися разрушению серной кислотой без применения активаторов. В этих минералах уран содержится в четырехвалентной форме, это уранинит, настуран, коффинит, урановые черни.

Минералы **второй группы** содержат урана в шестивалентной форме и перевод урана в подвижное состояние представляет определенные трудности. Для выщелачивания урана из этих минералов требуется применение окислителей, ускоряющих процесс разрушения кристаллической структуры минералов. Во вторую группу можно отнести гидроокислы - скупит и др., ванадаты - карнотит, тьюмунит и др., фосфаты - отенит, торбернит и др., силикаты - уранофан и др.

Третья группа представлена практически нерастворимыми растворами серной кислоты урановыми минералами. Выщелачивание таких минералов требует высоких концентраций рабочего реагента. К этой группе следует отнести давидит, браннерит и ряд других.

В таблице 3.1 представлены характеристики наиболее распространенных урановых минералов.

Таблица 3.1 – Характеристика наиболее распространенных урановых минералов

Минерал	Состав минерала	Содержание урана, %
Уранинит	$UO_2 \cdot UO_3 + ThO_2 \cdot CeO_2$	65-74
Коффинит	$U(SiO_4)_{1-x} \cdot (OH)_{4x}$	50-60
Карнотит	$K_3(UO_2)_2 \cdot ((VO_4)_2, 2H_2O)$	50
Настуран	U_3O_8	1-5
Тюямунит	$CaO_2 \cdot UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot nH_2O$	50-60
Отенит	$CaO_2 \cdot (PO_4)_2 \cdot nH_2O$	50
Минерал	Состав минерала	Содержание урана, %
Торбернит	$Cu(UO_2)_2 \cdot (PO_4), nH_2O$	50
Уранофан	$CaO \cdot UO_2 \cdot 2SiO_2, 6H_2O$	57
Казолит	$PbO_2 \cdot UO_3 \cdot SiO_2, H_2O$	40
Самарскит	$(Y, Er, Ce, U, Ca, Fe, Pb, Tr) \cdot (Nb, Ta, Ti, Sn)_2O_6$	3-14
Браннерит	$(U, Ca, Fe, Y, Th)Ti_5O_{15}$	40
Цейнерит	$Cu(UO_2)_2(AsO_4)_2, nH_2O$	50-53
Шрекингерит	$Ca_3Na \cdot UO_2(CO_3)_3SO_4(OH)$	25
Нингиоит	$CaU(PO_4)_2 \cdot 1-2(H_2O)$	30-35

Обязательными условиями успешного скважинного выщелачивания являются:

- наличие верхнего и нижнего водоупора;
- высокая проницаемость продуктивного пласта;
- необходимый уровень фильтрации подземных вод, что позволяет рабочим растворам насыщать рудоносный пласт;
- урановая минерализация должна быть представлена минералам, легко разрушающимися под воздействием серной кислоты;
- кислотоемкость продуктивного пласта должна быть невысокой.

В качестве активатора процесса выщелачивания урана при СПВ используется множество химических соединений.

Широкое распространение получила технология активации процесса выщелачивания урана применением *железа (III)* и *кислорода* в качестве

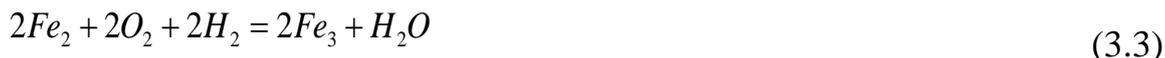
окислителя. Без участия железа реакция разложения уранинита серной кислотой протекает по сценарию [63, 81, 89]:



В присутствии железа реакция протекает по схеме



Регенерация Fe(II) в Fe(III) происходит по схеме



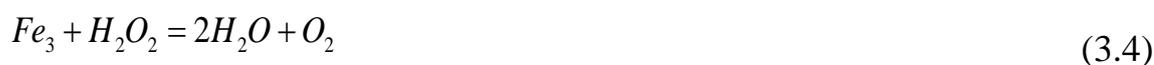
Известно, что ионы Fe(II) и Fe(III) взаимодействуют с шестью молекулами H₂O, которые связывают ионы железа в взаимодействующие соединения. За счет переноса электрона от иона железа на аквакомплекс увеличивается скорость окисления UO₂

Одновременно с образованием аквакомплексов железа, на поверхностно-активных участках происходит взаимодействие диоксида урана с молекулами воды с образованием поверхностных гидроксильных комплексов UO₂(OH)₂ [18, 25, 88]. В результате окисления двухвалентного железа кислородом происходит образование FeO₂. При взаимодействии FeO₂ с ионами Fe (II) образуется биядерное промежуточное соединение с образованием иона гидропероксида [89].

Однако опыты показали, что окисление Fe(II) молекулярным кислородом в кислых растворах протекает очень медленно и в незначительной степени. Молекулярный кислород в нормальных условиях инертен из-за высокой энергии молекулярной диссоциации (494 кДж/моль). Перекись водорода является промежуточным продуктом восстановления молекулярного кислорода. Энергия связи атома пероксида водорода равна 146,1 кДж/моль, что в 3,5 раза меньше, чем у молекулы кислорода [19]. Именно низкая энергии связи у H₂O₂ определяет его высокую активность.

Таким образом, пероксидный механизм может быть рассмотрен как наиболее вероятный механизм разрушения кислородсодержащих соединений под действием времени и температуры [19, 95].

Молекулы перекиси водорода обладают очень сильной окислительной способностью и легко разлагаются в присутствии даже следовых количеств ионов тяжелых металлов, в частности ионов железа



Несмотря на высокую окислительную способность широкого применения перекись водорода как окислитель в процессах выщелачивания металлов до сих пор широкого применения не получила из-за высокой пожарной опасности и трудностей хранения [67].

Озон, один самых самый мощных и относительно дешевых окислителей, представляет большой интерес для повышения эффективности выщелачивания урана.. В то время как кислород реагирует в основном при высоких температурах, озон реагирует в условиях, когда кислород практически отсутствует, что делает его очень химически активным, и промышленный опыт показал его высокую эффективность.

Одним из окислителей ускоряющих процесс выщелачивания урана является **пиролюзит**. Установлено, что в отсутствие Fe реакция окисления между UO_2 и MnO_2 протекает очень медленно из-за трудности контакта двух твердых фаз [1, 99, 103, 118]. В присутствии же Fe (II, III) скорость реакции значительно убыстряется из-за непрерывного контакта реакционных поверхностей. Пиролюзит в данном случае выступает в роли регенератора Fe (III), а само железо является собственно окислителем



При этом отношение Fe (III)/ Fe(II) должно быть равным или более единицы [81, 82, 85].

Недостатком хлорсодержащих окислителей (хлорамина, хлорной воды и др.) является накопление хлора в растворах, что приводит к снижению эффективности протекания реакций выщелачивания

Перманганат калия ($KMnO_4$) по своим окислительным способностям равноценен $(NH_4)_2S_2O_8$ и $KHSO_5 \cdot H_2O_2$, но при его применении происходит

загрязнение растворов ионами марганца. Да и стоимость этого реагента достаточно высока.

Применение *пиролюзита* достаточно эффективно для повышения интенсивности выщелачивания урана, но при этом также как и при использовании KMnO_4 происходит накопление в растворах ионов марганца, что приводит к образованию кольматантов, осаждающихся на поверхности фильтров скважин.

Анализ результатов отработки гидрогенных месторождений первой группы, урановая минерализация которых представлена преимущественно уранинитом, настураном и коффинитом, показал, что применение различного рода окислителей дает возможность в значительной степени повысить извлечение урана в продуктивный раствор [108, 111, 112].

Опыты, проведенные на материале Долматовского гидрогенного месторождения по интенсификации процесса выщелачивания урана в ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет» показали, что добавки нитрита натрия (NaNO_2) и бихромата калия ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$) способствуют существенному росту концентрации урана в продуктивных растворах [76, 77].

При отношении Ж : Т равным единице были получены результаты:

- без применения окислителей при выщелачивании серной кислотой 20 г/л концентрация урана в продуктивном растворе составила 15 мг/л;
- с применением нитрита натрия – 35 мг/л;
- с применением бихромата калия – 70 мг/л.

Подачу нитрита натрия необходимо осуществлять следующим образом:

- в период закисления пласта – 150-200 мг/л NaNO_2 + 1,5-2 % сжатого воздуха;
- на стадии активного выщелачивания – 100-120 мг/л NaNO_2 + 1,5-2 % сжатого воздуха;
- на стадии доизвлечения – 70-80 мг/л NaNO_2 + 1,5-2 % сжатого воздуха.

На месторождении Семизбай (Казахстан) в силу интенсивного вторичного восстановления практически отсутствуют ионы железа в пластовых водах [29]. По

этой причине отработка запасов урана на таких участках происходит очень медленно, материальные и реагентные затраты при этом очень высоки, поэтому для ускорения процесса выщелачивания в качестве окислителя используется **перекись водорода**. Эта технология безопасна с экологических позиций и эффективна с технологических [67]. В процессе проведенных исследовательских работ установлены корреляционные связи между содержанием урана, концентрацией серной кислоты и пероксида водорода [75].

Применение H_2O_2 в качестве окислителя на залежах месторождения Семизбай позволило увеличить концентрацию урана в продуктивных растворах на 25 %, сократить срок отработки запасов, сократить отношение Ж : Т и снизить расход серной кислоты.

Положительный результат при применении перекиси водорода получен на месторождении «Восточный Мынкудук» [95].

Анализ данного материала дает возможность сформулировать условия использования пероксида водорода в качестве окислителя для повышения эффективности выщелачивания уран при СПВ:

- соблюдение в продуктивных растворах соотношения $Fe^{3+}/Fe^{2+} \geq 1$;
- применение окислителей на полностью закисленных блоках;
- соблюдение величины окислительного потенциала на стадиях выщелачивания на уровне:
 - 1 стадия (до начала применения окислителя), ОВП=250-300 мВ;
 - 2 стадия (повышение концентрации Fe(III) до уровня формирования устойчивой геохимической обстановки после завершения закисления), ОВП= 300-350 мВ;
 - 3 стадия (доведение окислителя до плановой концентрации), ОВП= 420-450 мВ;
- pH = 1,8-2,1.

3.2. Исследование влияния различных окислителей на процесс интенсификации выщелачивания урана из руд месторождений Хиагдинского рудного поля

3.2.1. Исследования причин переотложения выщелоченного урана

В результате исследований процесса подземного скважинного выщелачивания установлено, что одной из причин снижения эффективности процесса является переотложение выщелоченного урана в виде гидроксида уранила [28].

Дополнительные исследования, проведенные на Хиагдинском месторождении, позволили установить причины снижения эффективности выщелачивания [29, 70], что подтверждает необходимость поддержания кислотности среды на уровне, позволяющем минимизировать образование оксид-иона [28]. Зависимости концентрации урана от кислотности среды приведены на рисунке 3.1.

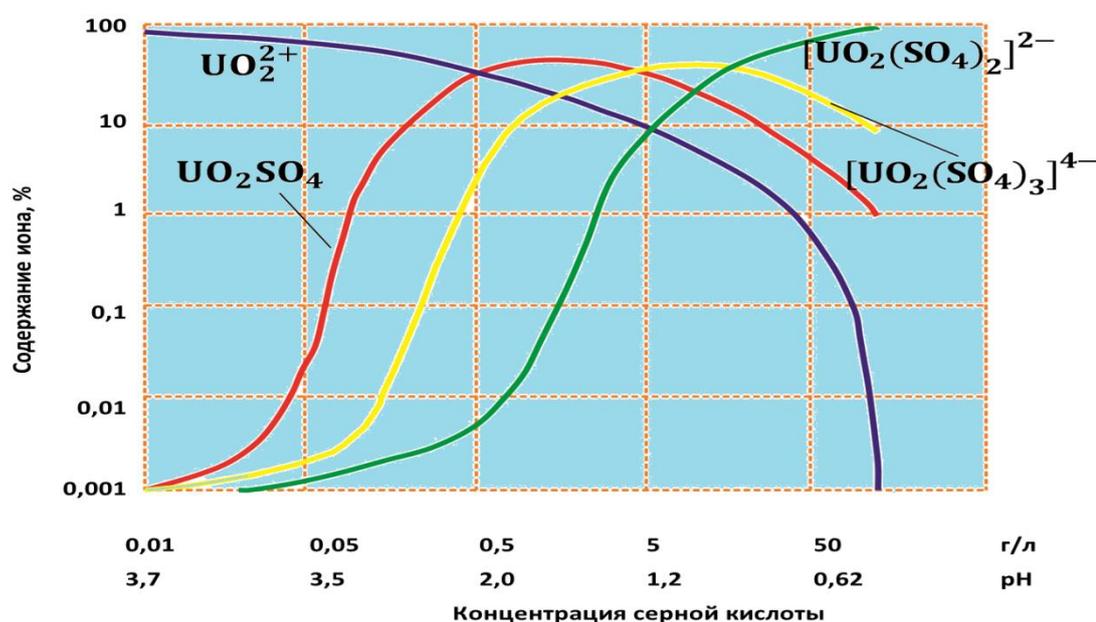


Рисунок 3.1 – Зависимости содержания урана от кислотности среды

Для оценки абсолютных величин потерь урана в виде гидроксида уранила предлагается следующая методика. График функции, описывающий зависимость выпадения урана в осадок (удельные потери) от мощности рудного пласта для стандартных условий, выражается уравнением.

$$\langle P_{уд.} \rangle = 10 + 0,23 H, \% \quad (3.6)$$

где H – мощность рудного пласта, м.

Общие удельные потери в камере

$$P_{уд.} = \int (10 + 0,23 H) dH, \% \cdot м. \quad (3.7)$$

Для стандартных условий

$$P_{уд.} = \int_0^{60} (10 + 0,23 H) dH = 1014 \% \cdot м. \quad (3.8)$$

Величина потерь

$$П = P_{уд.} \frac{BL}{100 k_p} q_{ист.} \frac{c_U}{100} k_{извл.}, кг, \quad (3.9)$$

где B – мощность рудного пласта, м;

L – ширина пласта, м;

k_p – коэффициент разрыхления горнорудной массы, ед.;

$q_{ист.}$ – истинная объемная масса горных пород, кг/м³;

c_U – среднее содержание урана в руде, кг/кг;

$k_{извл.}$ – коэффициент извлечения полезного компонента, ед.

Коэффициент извлечения урана

$$k_{извл.} = \frac{\bar{Y}_{ПР} \sum Q_{ПР}}{Z_{бл.}}, ед., \quad (3.10)$$

где $\bar{Y}_{ПР}$ – среднее содержание урана в ПР, кг/м³;

$\sum Q_{ПР}$ – общий объем продуктивных растворов, полученный за период эксплуатации, м³;

$Z_{бл.}$ – запасы урана в пласте (блоке), кг.

$$П = P_{уд.} \frac{BL}{100 k_p} q_{ист.} \frac{c_U}{100} \frac{\bar{Y}_{ПР} \sum Q_{ПР}}{Z_{бл.}}, кг. \quad (3.11)$$

Для средней мощности рудного пласта

$$\frac{VL}{100 k_p} q_{\text{ист.}} \frac{c_U}{100} = \frac{Z_{\text{бл.}}}{H}, \quad (3.12)$$

$$\Pi = \Pi_{\text{уд.}} \frac{Z_{\text{бл.}}}{100 H} k_{\text{извл.}}, \text{ кг} \quad (3.13)$$

или

$$\Pi = \Pi_{\text{уд.}} \frac{\bar{Y}_{\text{ПР}} \sum Q_{\text{ПР}}}{100 H}, \text{ кг.} \quad (3.14)$$

Методика расчета применима для условий равномерного орошения рудного пласта выщелачивающими растворами.

3.2.2 Исследования влияния различных окислителей на эффективность выщелачивания руд Хиагдинского месторождения

В соответствии с выводами, сделанными в литературном аналитическом обзоре, наиболее приемлемыми окислителями в сернокислотном ПВ урана (по экономическим, технологическим и экологическим соображениям) являются нитрит натрия и перекись водорода.

До недавнего времени на Российских месторождениях окислители при СПВ урана не использовали.

Сотрудниками ОАО «ВНИИХТ» совместно с работниками АО «Хиагда» проведены исследовательские работы по возможности применения различных окислителей с целью интенсификации процесса подземного скважинного выщелачивания урана [57].

Для этих целей были отобраны пробы руды и пластовой воды. Пробы, для лабораторных исследований, отбирались из керна скважин в момент подъема их на поверхность. Водонасыщенные пробы помещались в полиэтиленовые банки емкостью 1 литр. Вес водонасыщенной пробы составлял около 1 кг, объем примерно 0,7 - 0,8 л. Банка с пробой доверху, в склин, заполнялась пластовой водой, отобранной из скважины, герметизировались плоской пробкой и закрывались резьбовой крышкой. Рудный материал представлен мелко-среднезернистыми песками. Объединенные пробы тщательно перемешивались

путем длительного вращения в закрытой ёмкости по её длинной оси. Из перемешенного материала отбиралась проба на силикатный анализ, определение урана и минералогические исследования. Основная масса объединенной пробы использовалась для заполнения лабораторных фильтрационных колонок, на которых проводились опыты по выщелачиванию. Опыт по выщелачивание урана с применением различных окислителей проводились растворами, приготовленными на природной пластовой воде [47].

На основе просмотра и изучения прозрачных и полированных шлифов (свыше 100), с учетом химических (таблица 3.2), термических и ИКС анализов, установлено, что руды и вмещающие породы относятся по составу горнорудной массы к алюмосиликатным.

Таблица 3.2 – Результаты химических анализов, %

Оксиды	Объединенная проба, %	Оксиды	Объединенная проба, %
SiO ₂	75,23	Na ₂ O	0,68
TiO ₂	<0,1	K ₂ O	5,07
P ₂ O ₅	<0,1	Собщ.	0,22
MnO	0,035	ППП	2,06
Fe ₂ O ₃	<0,1	сумма	100,14
FeO	1,09	H ₂ O	1,07
Al ₂ O ₃	11,86	СО ₂	<0,1
CaO	1,12	U	0,036
MgO	2,47		

Минеральный состав песков представлен в таблице 3.3.

Основными пороодообразующими минералами являются кварц и полевые шпаты, количество которых в сумме достигает 80-90%. Слюдисто-глинистые минералы представлены монтмориллонитом, каолинитом, хлоритом и гидрослюдами. Общее их количество по отдельным пробам может достигать 30 и более процентов. Но чаще их количество находится в пределах 10-20 %. Примерно в 10 % изученных шлифов встречаются карбонаты, количество которых по отдельным шлифам достигает 5.

Из сульфидов отмечается, главным образом, пирит и редко марказит. Пирит присутствует в кубической, глобулярной и в виде агрегатов неправильной формы. Он образует сростки с обломочными зернами, вплоть до

их цементации, а также встречается в виде мельчайших включений в глинистом цементе. Акцессорные минералы представлены оксидами титана, апатитом, цирконом и т.д. Отмечаются также оксиды железа.

По результатам исследований урановые минералы представлены в основном оксидами урана и нингиоитом.

Таблица 3.3 – Минеральный состав рудных песков Хиагдинского месторождения

№ пп	Наименование минерала	Доля минерала в песках, %
1	Кварц	28-80
2	Полевые шпаты	20-40
3	Каолинит	Сумма от 5 до 33-35
4	Гидрослюда, мусковит и серицит	
5	Оксиды титана	-
6	Сульфиды железа	0,94
7	Оксиды железа	0,3
8	Карбонаты	ед. зн.
9	Углефицированные растительные остатки	0,1 -5,0
10	Циркон, турмалин, монацит, апатит и т.д.	0,5

Основная часть наблюдаемых урановых минералов находится в поровом пространстве песчаников в ассоциации с хлоритами, кальцитом, и реже с сульфидами. Нингиоит и оксиды урана иногда образуют сеть тончайших прожилков в обломочных породообразующих минералах, а также в оксидах титана частично ожелезненных. Выделения минералов урана весьма дисперсны и их размеры обычно меньше 2-3 мкм. Текстура руд тонковкрапленная, дисперсная, вкрапленная и очень редко гнездово-вкрапленная (в богатых рудах).

Для оценки влияния окислителей на процесс выщелачивания проведены опыты по серноокислотному выщелачиванию урана: без окислителя, с перекисью водорода и нитритом натрия.

Результаты опытов представлены в таблицах А1 - А3 Приложения А.

Параметры выщелачивания руды без окислителя в зависимости от времени выщелачивания представлены на рисунках 3.2 – 3.3.

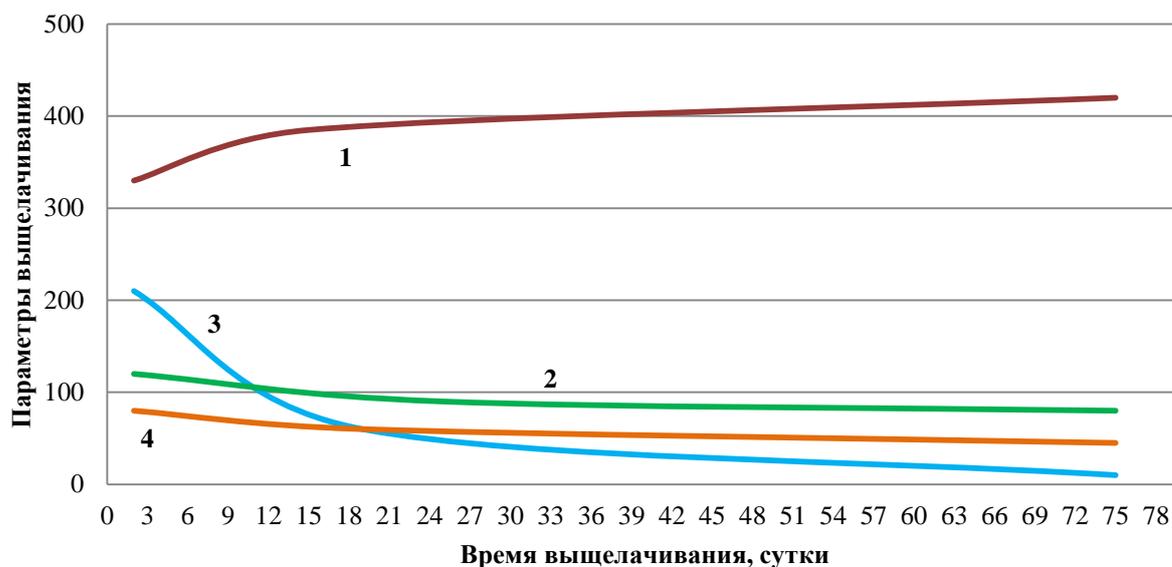


Рисунок 3.2 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд без применения окислителя: 1 – ОПВ, мВ; 2 – Fe (III), мг/л; 3 – Fe (II), мг/л; 4 – концентрация урана, мг/л

Анализ изменения полученных зависимостей параметров выщелачивания без использования окислителя от времени показывает, что при граничном извлечении урана в продуктивный раствор в 80 % показатели меняются следующим образом:

- концентрация серной кислоты в рабочем растворе для поддержания динамики выщелачивания изменялась в течение 72 суток постепенно от 10 до 25 г/л и составила в среднем 18 г/л;
- расход серной кислоты увеличивался от 10 до 37 кг/т на 1 тонну руды;
- ОПВ растворов менялся незначительно от 350 до 410 мВ;
- падение концентрации ионов трехвалентного железа в растворе от 120 до 70 мг/л;
- концентрация ионов двухвалентного железа в течение первых 25-26 суток снизилась от 210 мг/л практически до нуля;
- в течение всего процесса выщелачивания концентрация урана в продуктивном растворе снижалась от 80 мг/л до 20 мг/л;
- величина Ж/Т изменялась от 0,3 до 9.

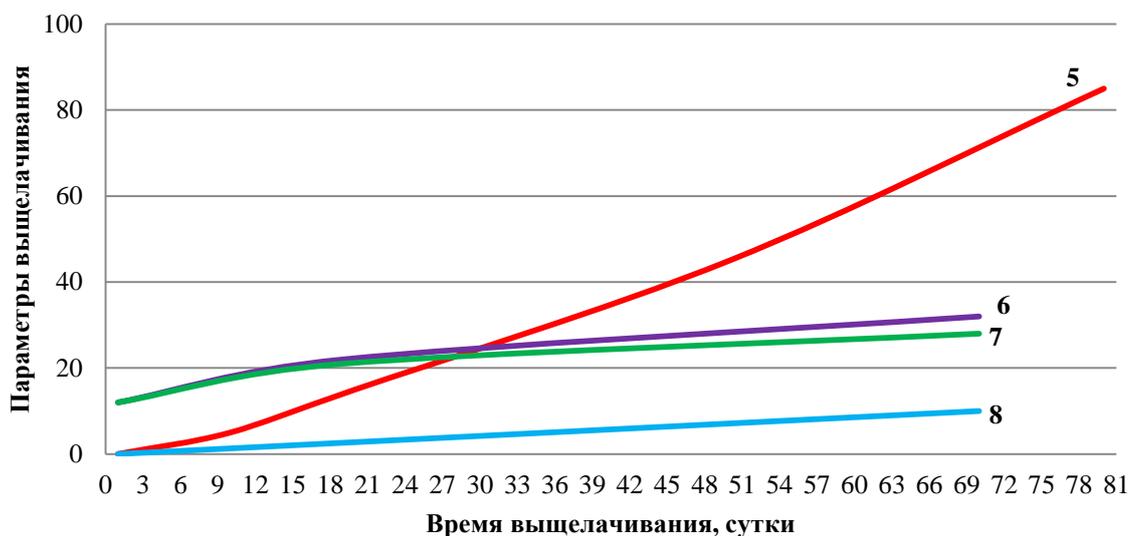


Рисунок 3.3 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд без применения окислителя: 5 – извлечение урана, %; 6 – расход серной кислоты, кг/т; 7 – концентрация серной кислоты, мг/л; 8 – Ж : Т

Доля урана перешедшего в продуктивный раствор достигла 80 % в течение 75 суток.

- величина Ж/Т в процессе выщелачивания изменяется от 0,3 до 9,0.

Величина извлечения урана в продуктивный раствор достигла 80 % в течение 75 суток.

Аппроксимировав кривую извлечения урана в продуктивный раствор получим выражение

$$\varepsilon = -0,4 + 1,4T - 0,004 * T^2, \% \quad (3.15)$$

Где T – период выщелачивания, сут.

Результаты исследования корреляции между показателями выщелачивания неокисленной руды с использованием перекиси водорода и временем выщелачивания приведены на рисунках 3.4 - 3.6.

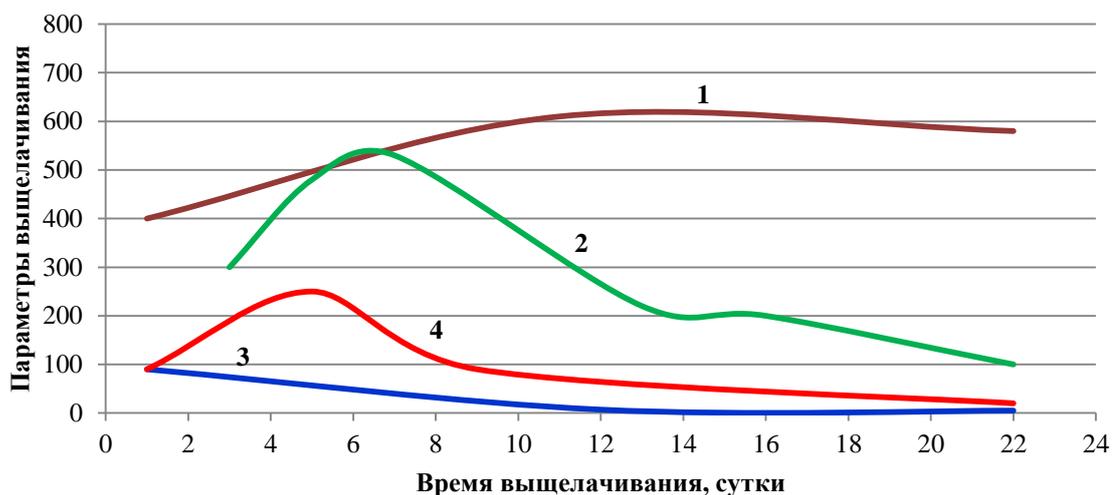


Рисунок 3.4 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд с применением перекиси водорода: 1 – ОПВ, мВ; 2 – Fe (III), мг/л; 3 – Fe (II), мг/л; 4 – концентрация урана, мг/л

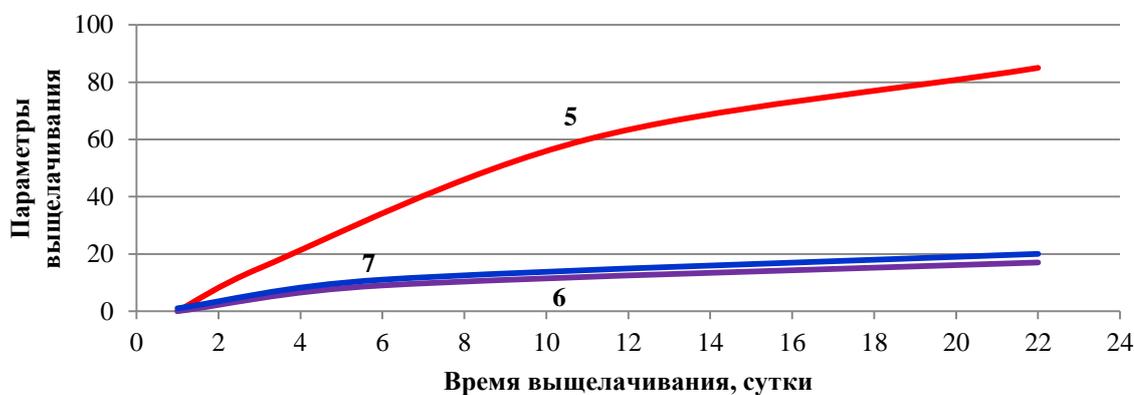


Рисунок 3.5 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд с применением перекиси водорода: 5 – извлечение урана, %; 6 – расход серной кислоты, кг/т; 7 – концентрация серной кислоты, мг/л

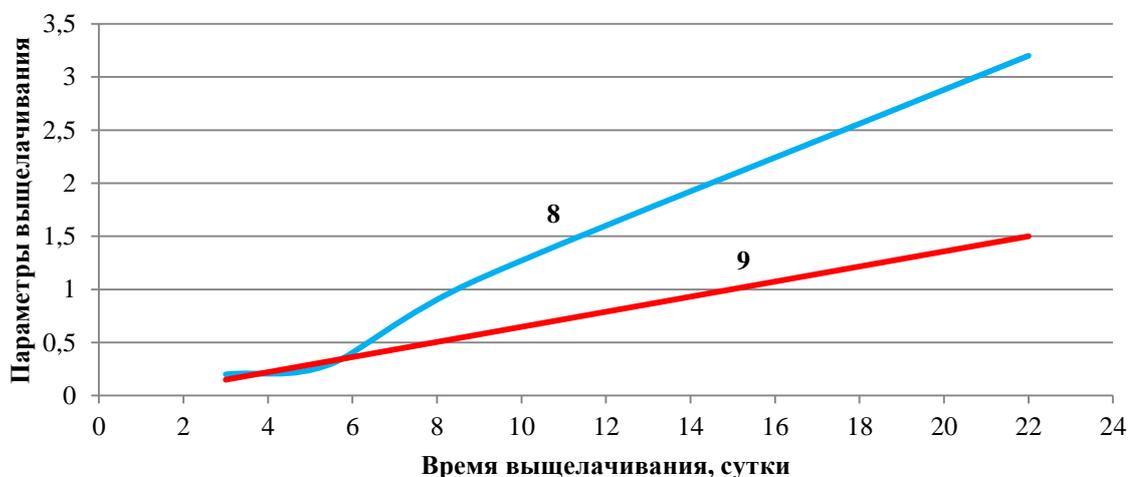


Рисунок 3.6 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд с применением перекиси водорода: 8 – Ж/Т; 9 – расход перекиси водорода, кг/т

Анализ изменения полученных зависимостей параметров выщелачивания с использованием перекиси водорода от времени показывает, что при граничном извлечении урана в продуктивный раствор в 85 % и продолжительности выщелачивания в 23 суток показатели меняются следующим образом:

- концентрация серной кислоты в рабочем растворе для поддержания динамики выщелачивания изменяется от 5 до 21 г/л, составляя в среднем 13 г/л;
- концентрация серной кислоты в рабочем растворе для поддержания динамики выщелачивания изменялась постепенно от 5 до 22 г/л и составила в среднем 13 г/л;
- расход серной кислоты увеличивался от 3,5 до 19 кг/т на 1 тонну руды;
- расход перекиси водорода возрастал от 0,085 до 1,61 кг/т;
- ОПВ растворов менялся незначительно от 400 до 620 мВ;
- В течение первых 8 суток концентрации ионов трехвалентного железа в растворе достигла максимального значения в 690 мг/л и далее постепенно снизилась до 100 мг/л;
- концентрация ионов двухвалентного железа постепенно снизилась от 100 мг/л до нуля;
- максимального значения (250 мг/л) концентрация урана в продуктивном растворе достигла на 5 сутки, далее происходило постепенное падение до 10 мг/л;
- величина Ж/Т изменялась от 0,17 до 3,26.

Доля урана, перешедшего в продуктивный раствор достигла 85 % в течение 23 суток.

Аппроксимировав кривую извлечения урана в продуктивный раствор, получим выражение

$$\varepsilon_n = -11,6 + 9,0 * T - 0,2 * T^2, \% \quad (3.16)$$

Где T – период выщелачивания, сут.

Результаты исследования корреляции между показателями выщелачивания неокисленной руды с использованием нитрита натрия и временем выщелачивания приведены на рисунках 3.7 - 3.9.

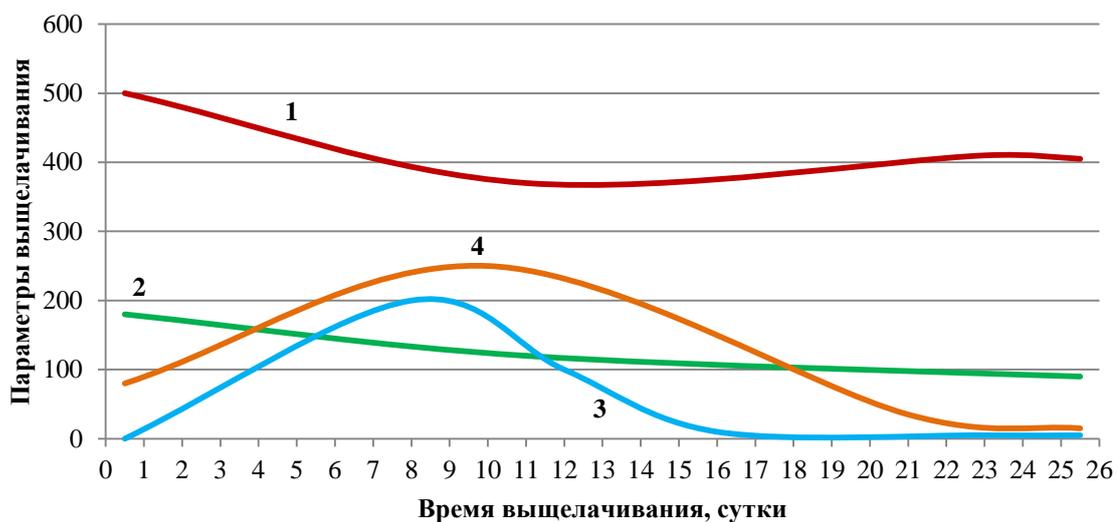


Рисунок 3.7 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд с применением нитрита натрия: 1 – ОПВ; мВ; 2 – Fe (III); мг/л; 3 – Fe (II), мг/л; 4 – концентрация урана, мг/л

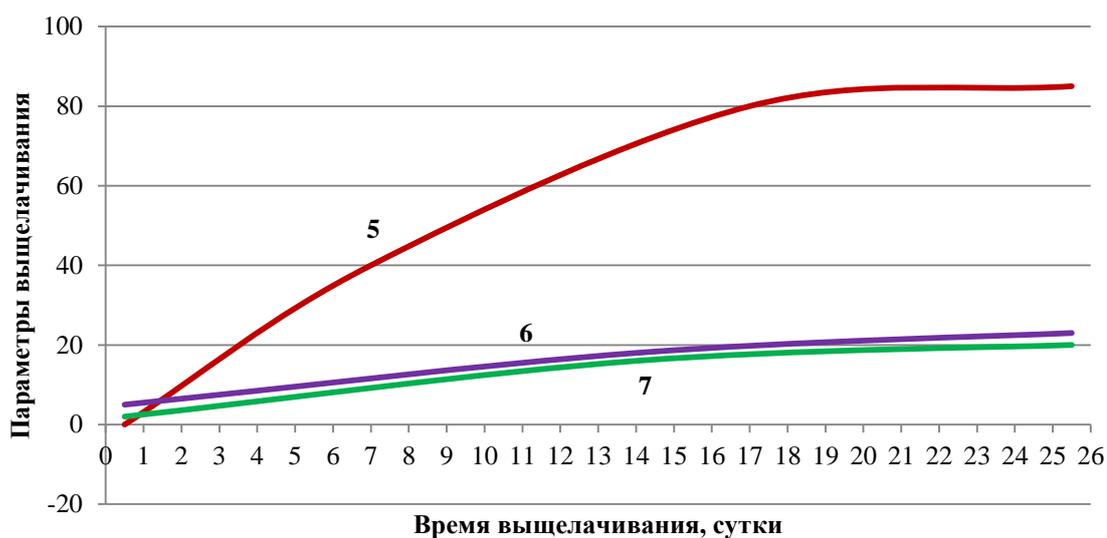


Рисунок 3.8 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд с применением нитрита натрия: 5 ряд – извлечение урана, %; 6 ряд – расход серной кислоты, кг/т; 7 ряд – концентрация серной кислоты, мг/л

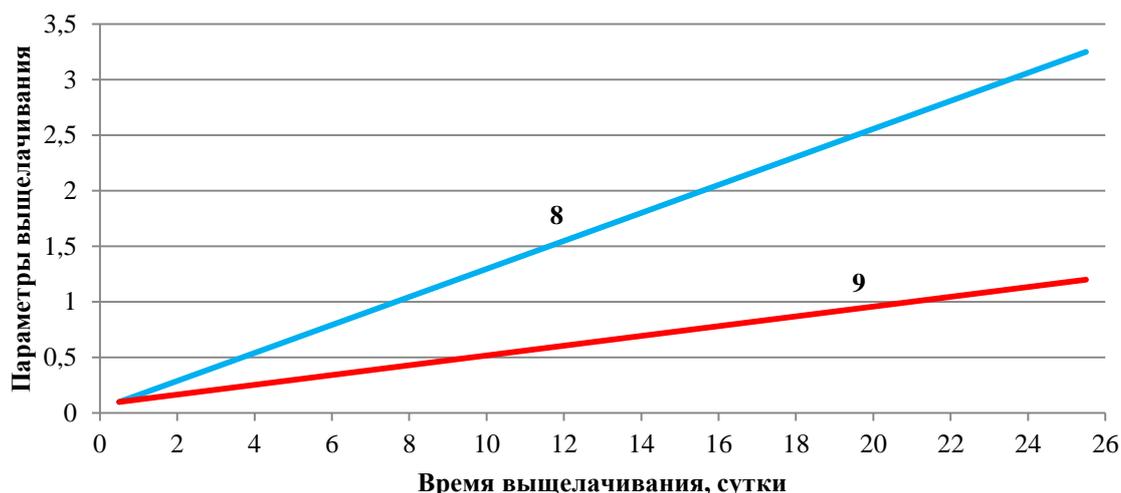


Рисунок 3.9 – Динамика изменения технологических показателей от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд с применением нитрита натрия: 8 – Ж/Т; 9 – расход нитрита натрия, кг/т

Анализ изменения полученных зависимостей параметров выщелачивания с использованием перекиси водорода от времени показывает, что при граничном извлечении урана в продуктивный раствор в 85 % и продолжительности выщелачивания в 26 суток показатели меняются следующим образом:

- концентрация серной кислоты в рабочем растворе для поддержания динамики выщелачивания изменялась постепенно от 5 до 22 г/л и составила в среднем 13 г/л;

- расход серной кислоты увеличивался от 4,8 до 22,3 кг/т на 1 тонну руды;

- расход нитрита натрия возрастал от 0,12 до 1,57 кг/т;

- ОПВ растворов менялся незначительно от 500 до 400 мВ;

- падение концентрации ионов трехвалентного железа в растворе от 180 до 80 мг/л;

- в течение первых 10 суток выщелачивания концентрация ионов двухвалентного железа возрастала до 210 мг/л и далее происходило падение концентрации до нуля;

- максимального значения (250 мг/л) концентрация урана в продуктивном растворе достигла на 10 сутки, далее происходило постепенное падение до 10 мг/л;

- величина Ж/Т изменялась от 0,17 до 3,26.

Доля урана перешедшего в продуктивный раствор достигла 85 % в течение 26 суток.

Аппроксимировав кривую извлечения урана в продуктивный раствор получим выражение

$$\varepsilon_n = -6,7 + 7,1 * T - 0,1 * T^2 \%, \quad (3.17)$$

где T – время выщелачивания, сут.

Результаты исследования корреляции между показателями выщелачивания неокисленной руды с использованием нитрита натрия и временем выщелачивания приведены на рисунках 3.7 - 3.9

На рисунке 3.10 сопоставлены зависимости поведения Ж/Т от времени по ранее рассмотренным вариантам выщелачивания неокисленных руд.

Характер поведения Ж/Т в течение первых 22 суток по всем трем вариантам идентичен: наблюдается рост от десятых долей до 2,4-2,6. В течение последующего периода выщелачивания (до 72 суток) для варианта без окислителя величина Ж/Т постепенно возрастает до 9,0.

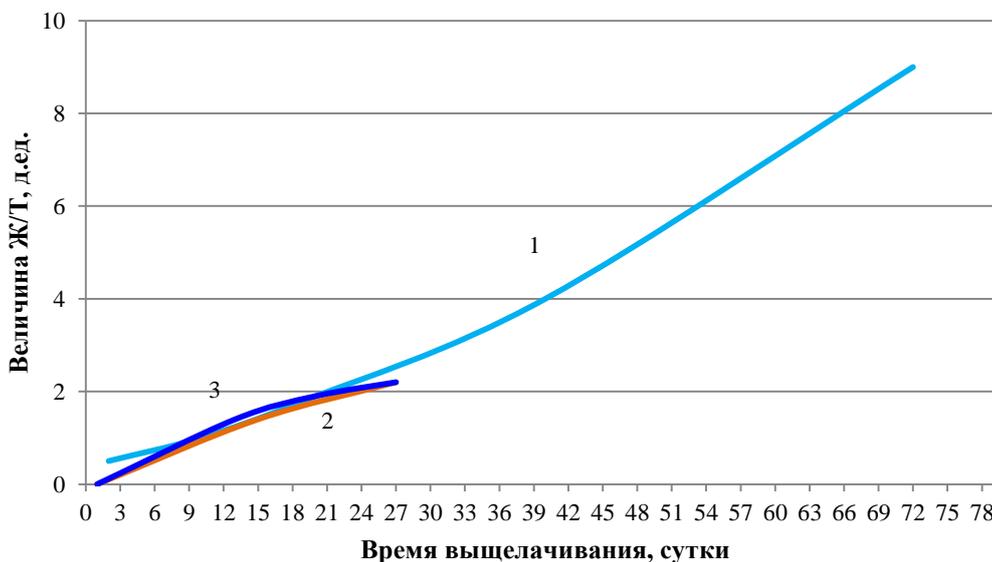


Рисунок 3.10 – Динамика изменения Ж/Т от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд: 1 – без окислителя; 2 – с нитритом натрия; 3 – с перекисью водорода

На рисунке 3.11 представлен характер поведения концентрации H_2SO_4 в растворе в процессе выщелачивания неокисленных руд по вариантам.

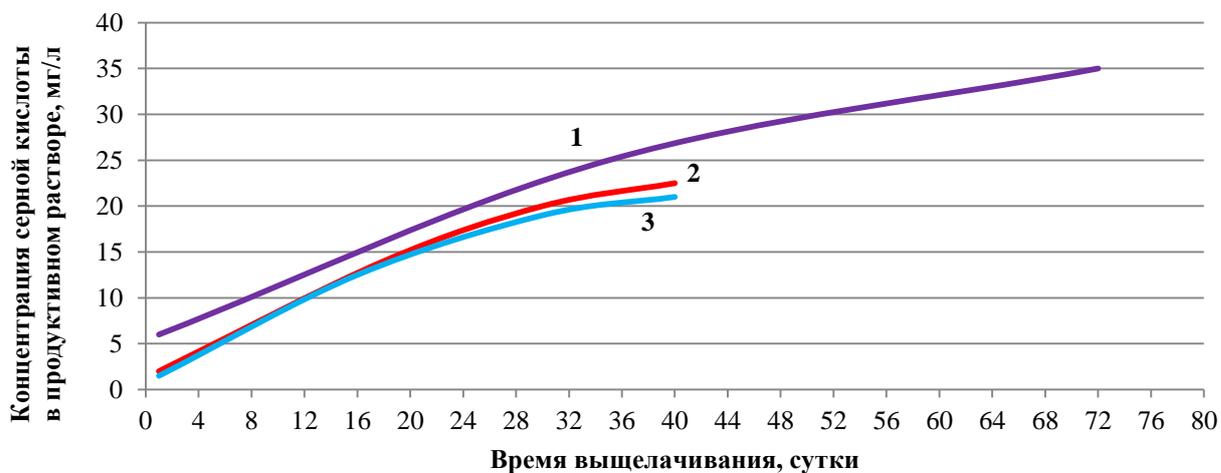


Рисунок 3.11 – Динамика изменения концентрации серной кислоты от времени в процессе выщелачивания при разных вариантах использования химических активаторов: 1 – без окислителя; 2 – с нитритом натрия; 3 – с перекисью водорода

Характер поведения кривых концентрации серной кислоты в растворе для вариантов с окислителями идентичен: концентрация в течение 35 суток возрастает от 2 до 20 г/л. В течение 72 суток выщелачивания руды без окислителя концентрация серной кислоты изменяется от 7 до 35 г/л, составив в среднем 21 г/л.

На рисунке 3.12 сопоставлены зависимости поведения концентрации урана в продуктивном растворе по рассмотренным вариантам выщелачивания неокисленных руд.

Насыщенность урана в продуктивном растворе при выщелачивании в течение первых 35 суток сохраняется на уровне 50 мг/л. При дальнейшем выщелачивании (до 72 суток) концентрация падает до уровня 20-30 мг/л. Характер поведения кривых при выщелачивании с применением окислителей идентичен по форме, но имеет сдвиг во времени. Концентрация урана в растворе при выщелачивании с использованием перекиси водорода в течение первых 5 суток возрастает до 320 мг/л, далее происходит падение концентрации урана и на 10 суток достигает значения 70 мг/л, в течение последующих 13

суток концентрация урана падает до 12 мг/л. среднее значение концентрации урана в растворе при выщелачивании в присутствии перекиси водорода составило 120 мг/л.

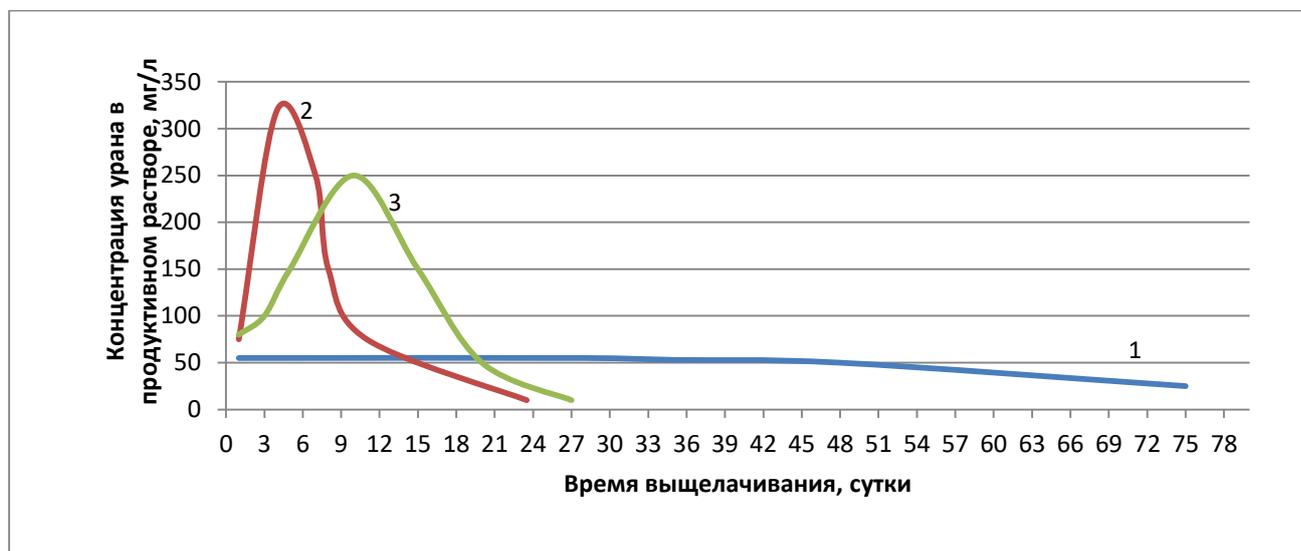


Рисунок 3.12 – Динамика изменения концентрации урана в продуктивном растворе от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд: 1 – без окислителя;; 2 – с перекисью водорода; 3 – с нитритом натрия

При использовании нитрита натрия насыщенность продуктивного раствора ураном в первые 10 суток возрастала, достигнув значения в 250 мг/л, далее происходит постепенное снижение концентрации урана до уровня 14 мг/л на 26 сутки, составляя в среднем 110 мг/л.

На рисунке 3.13 представлена динамика выщелачивания урана.

На рисунке 3.13 сопоставлены зависимости поведения извлечения урана в продуктивный раствор по рассмотренным вариантам выщелачивания неокисленных руд.

Характер кривых перехода урана в раствор при использовании и нитрита натрия и перекиси водорода идентичен. В течение всего периода выщелачивания (23 - 26 суток) доля урана, перешедшего в подвижное состояние, возрастает и достигает 80 % и более. Кривая зависимости перехода урана в раствор при выщелачивании без окислителя имеет вогнутую форму и максимум извлечения в 85 % достигается на 72 сутки выщелачивания. Таким образом, процесс перевода урана в подвижное состояние при выщелачивании с

применением окислителей практически в три раза короче при достижении заданного уровня извлечения в 80 %.



Рисунок 3.13 – Динамика изменения извлечения урана в продуктивный раствор от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд:
 1 – без окислителя; 2 – с перекисью водорода;
 3 – с нитритом натрия

На рисунке 3.14 представлены динамика изменения концентрации Fe(II) в растворе по вариантам использования окислителей.

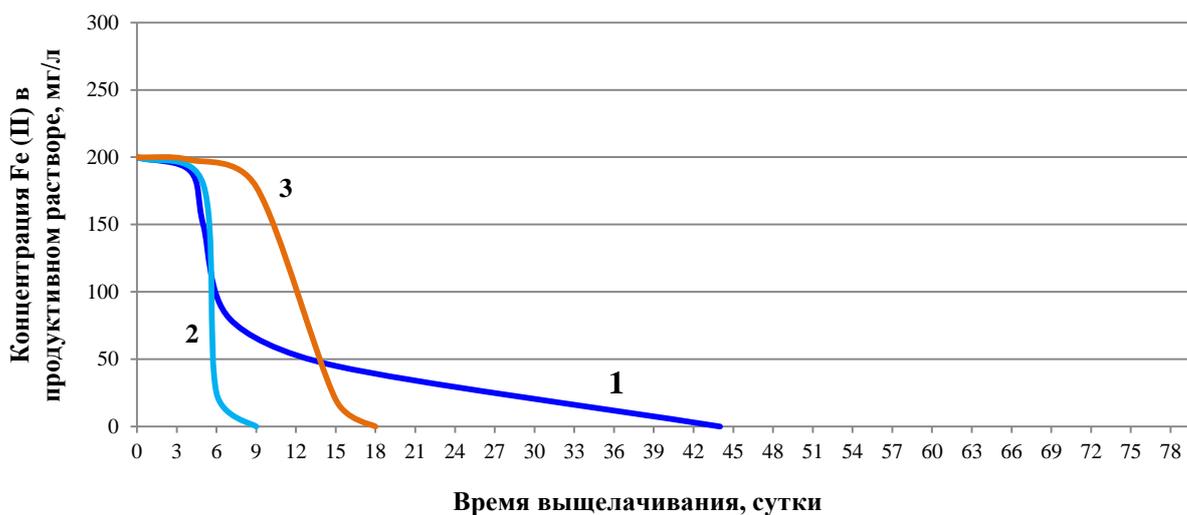


Рисунок 3.14 – Динамика изменения концентрации Fe(II) в продуктивном растворе от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд:
 1 – без окислителя; 2 – с перекисью водорода;
 3 – с нитритом натрия

В варианте выщелачивания без применения окислителя концентрация Fe(II) в растворе в течение первых суток падает от 250 до 50 мг/л, далее происходит постепенное снижение концентрации и на 44 сутки падает до нуля. Характер поведения кривых зависимости концентрации Fe (II) в растворе от времени выщелачивания в вариантах с применением окислителей идентичен, но со сдвигом по времени. В варианте с применением перекиси водорода в первые 4-5 суток происходит возрастание концентрации Fe (II) до 200 мг/л, далее в последующие 3-4 суток концентрация падает практически до нуля. В варианте с применением нитрит натрия максимальная концентрация Fe (II) в 200 мг/л достигается на 9 сутки и далее в течение последующих 9 суток падает до нуля.

На рисунке 3.15 представлена динамика изменения концентрации Fe (III) в растворе по вариантам использования окислителей.

Зависимость концентрация ионов трехвалентного железа от времени выщелачивания без применения окислителя представлена линейной прямой, где концентрация постепенно падает от 120 мг/л до 75 мг/л в течение 72 суток.



Рисунок 3.15 – Динамика изменения концентрации Fe(III) в продуктивном растворе от времени в процессе выщелачивания неокисленных руд: 1 ряд – без окислителя;; 2 ряд – с перекисью водорода; 3 ряд – с нитритом натрия

В варианте с применением перекиси водорода концентрация Fe(III) в течение первых 9 суток возрастала до 650 мг/л, а далее постепенно падала до уровня 120 мг/л.

Зависимость концентрации Fe(III) в растворе при применении нитрит натрия представлена прямой с постепенным падением концентрации от 150 до 100 мг/л.

Проведенные исследования позволили сформулировать следующие выводы:

- применение окислителей в качестве стимуляторов эффективности выщелачивания хиагдинских руд позволяет понизить отношение Ж/Т и тем самым уменьшить объем подаваемых растворов и снизить концентрацию и расход серной кислоты на 40 % по сравнению с вариантом выщелачивания без окислителя;

- применение в качестве окислителя перекиси водорода дает возможность поддерживать в течение всего периода выщелачивания высокий уровень концентрации урана (в среднем 130 мг/л), что приводит к сокращению срока достижения заданного уровня извлечения урана в продуктивный раствор по сравнению с вариантом выщелачивания без окислителя в три раза, а по отношению к варианту с нитритом натрия на 12 %;

- применение перекиси водорода в качестве окислителя позволяет поддерживать наибольшую концентрацию трехвалентного железа в растворе, что значительно ускоряет процесс перевода урана в продуктивный раствор.

Результаты анализа сравнительных характеристик технологических параметров выщелачиваемости руд месторождений Хиагдинского рудного поля методом СПВ показали, что наиболее высокие показатели достигнуты при применении в качестве окислителя пероксида водорода:

- наименьший объем выщелачивающих растворов;
- наименьший расход выщелачивающего реагента;
- максимальную концентрацию выщелоченного урана в продуктивных растворах;
- наименьший период времени для извлечения в раствор 80 % урана;
- оптимальное соотношение ионов трехвалентного и двухвалентного железа больше единицы.

Расчет эксплуатационных затрат на выщелачивание по вариантам приведен в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Расчет эксплуатационных затрат на выщелачивание по вариантам

№№ пп	Наименование показателей	Вариант выщелачивания		
		Без окислителя	С перекисью водорода	С нитритом натрия
1	Извлечение урана в продуктивный раствор, %	88	85	87
2	Удельный расход серной кислоты, кг/т	33,4	19	22
3	Удельный расход окислителя, кг/т		1,61	1,5
4	Стоимость серной кислоты, руб/кг	7,0	7,0	7
5	Стоимость окислителя, руб/кг		251	286
6	Удельные затраты серной кислоты, руб/т	234	133	154
7	Удельные затраты на окислители, руб/т		413	429
8	Общие удельные затраты на реагенты, руб/т	234	546	583
9	Итого затрат на реагенты за весь период выщелачивания, руб	16848	12558	15158
9	Затраты в валюте США (1\$=100 руб), \$/т	168,5	125,6	151,6
10	Время выщелачивания, сутки	72	23	26
11	Итого эксплуатационных затрат без учета реагентов, \$/т	1368	437	494
12	Всего затрат, \$/т	1536,5	562,6	645,6

Как видно из таблицы 3.4 эксплуатационные затраты на выщелачивание 1 т руды с применением пероксида водорода по сравнению с вариантом выщелачивания без окислителя в 2,7 раза ниже, а по сравнению с вариантом выщелачивания с нитритом натрия меньше на 14,7 %. Таким образом, в результате проведенных лабораторных исследований установлено, что вариант применения в качестве окислителя пероксида водорода при выщелачивании хиагдинских руд и по технологическим, и по экономическим показателям наиболее эффективен.

Итоги лабораторных испытаний применения окислителей для стимуляции

процессов выщелачивания гидрогенных руд не дают полного ответа об эффективности их использования, так как выщелачивание в натуральных условиях гораздо сложнее чем в идеализированных условиях лаборатории. При этом не учитываются такие факторы как: изменчивость горно-геологических и гидрогеологических условий месторождения, низкая температура подземных вод и т. д. Немаловажным фактором успешного выщелачивания является концентрация выщелачивающего реагента (Приложение Б): низкая концентрация серной кислоты (5 г/л и менее) на стадии закисления значительно увеличивает срок отработки запасов, высокая концентрация (более 25 г/л) значительно удорожает процесс получения готовой продукции предприятия. Таким образом, необходимо найти оптимум концентрации выщелачивающего реагента, который позволил бы отработать запасы наиболее полно, в кратчайший срок и с минимальными затратами.

По итогам лабораторных испытаний рекомендовано применение в качестве окислителя перекиси водорода с концентрацией 0,5 г/л (на 100 % вещества), концентрация серной кислоты на стадии закисления 25 г/л, ОПВ 450 мВ и выше. Для проверки полученных параметров выщелачивания необходимо проведение полупромышленного испытания в натуральных условиях.

3.3 Полупромышленные испытания применения окислителей при скважинном выщелачивании гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля

Параметры выщелачивания, полученные в результате лабораторных исследований, были апробированы на запасах залежи X5-6-C₁ Хиагдинского месторождения. Вскрытие запасов осуществлялось системой с гексагональной схемой расположения технологических скважин, радиус ячейки 30 м. Процесс выщелачивания интенсифицировался перекисью водорода [46] (таблица 3.5).

На рисунке 3.16 показана динамика изменения концентрации урана и извлечения урана в раствор в процессе выщелачивания.

Таблица 3.5 – Технологические параметры выщелачивания опытного блока залежи залежи X5-6-C₁ Хиагдинского месторождения с применением в качестве окислителя перекиси водорода

№№ пп	Наименование показателей	Ед. измер.	Величины показателей	Примечание
1	Концентрация серной кислоты при закислении	мг/л	25,5	
2	Концентрация серной кислоты при выщелачивании	мг/л	13,1	
2	Расход серной кислоты	кг/т	13,3	
3	Расход перекиси водорода при закислении	кг/т	1,6	
4	Расход перекиси водорода при выщелачивании	кг/т	0,88	
5	Средняя концентрация урана в продуктивном растворе	мг/л	88	
6	Средняя величина ОПВ	мВ	576	
7	Средняя концентрация ионов Fe(II)	мг/л	55	
8	Средняя концентрация ионов Fe(III)	мг/л	216	
9	Продолжительность закисления	Сутки	62	
10	Время отработки запасов урана	сутки	700	
11	Извлечение урана в продуктивный раствор, %		80	

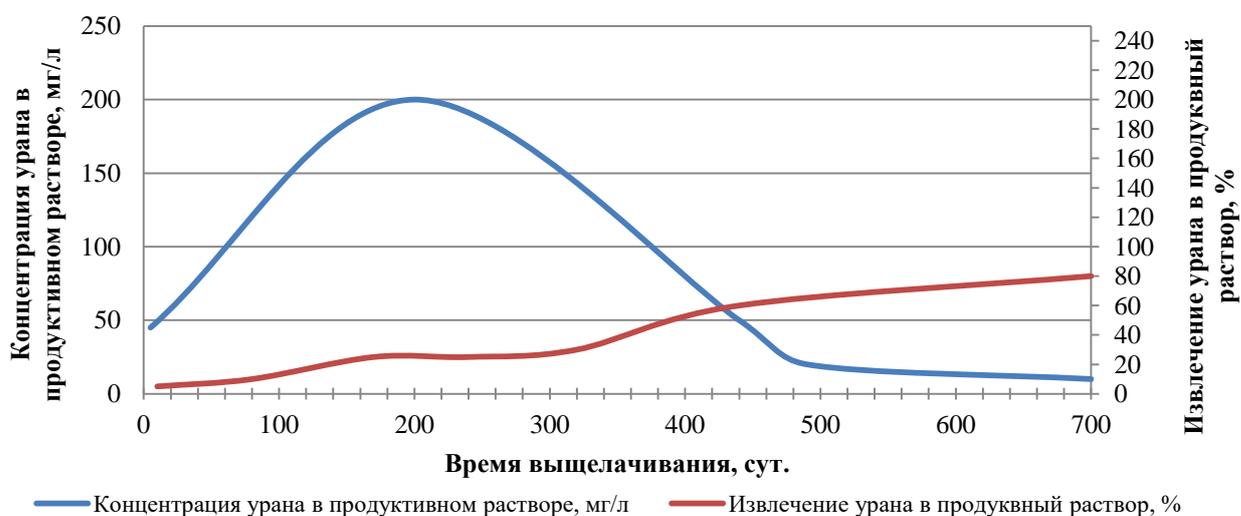


Рисунок 3.16 – Динамика изменения концентрации урана и извлечения урана в раствор от времени в процессе выщелачивания

В течение первых 200 суток выщелачивания концентрация урана в продуктивном растворе возрастает до 200 мг/л, затем постепенно снижается и на 480 сутки достигает значения в 30 мг/л. До критического уровня в 10 мг/л концентрация урана падает в течение последующих 220 суток и процесс выщелачивания завершается.

Зависимость концентрации урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания описывается выражением

$$C_U = -1,8 + 1,7 * T - 0,006 * T^2, \text{ мг/л}, \quad (3.18)$$

где T – время выщелачивания, сутки.

Характер поведения зависимости извлечения урана приближается к линейному с постепенным накоплением урана в продуктивном растворе. Отмечается ускорение перехода урана в подвижное состояние во временном промежутке 220 – 400 суток, затем кривая зависимости выполаживается и достигает значения в 80 % на 700 сутки.

На рисунке 3.17 представлена динамика изменения параметров выщелачивания с применением перекиси водорода.

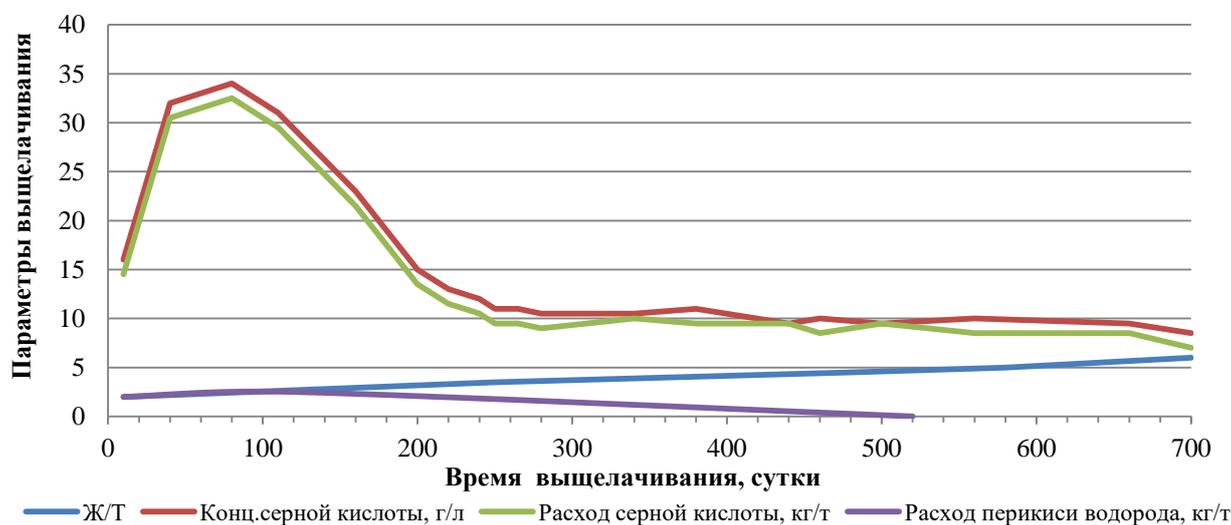


Рисунок 3.17 – Динамика изменения технологических параметров выщелачивания: Ж/Т, концентрации серной кислоты, расхода серной кислоты и перекиси водорода от времени в процессе выщелачивания
 Масштаб измерения (отношение величины параметра к значению по оси ординат): Ж/Т – 0,34; концентрация серной кислоты – 1,0; расход серной кислоты – 0,97; расход перекиси водорода – 0,33.

Как видно из рисунка характер поведения величин концентрации серной кислоты в продуктивном растворе и ее расхода практически тождественен. Концентрация серной кислоты в течение первых 100 суток выщелачивания возрастает до величины 33 г/л, затем в течение последующих 150 суток падает до 10 г/л и остается на этом уровне до конца процесса выщелачивания. Средняя величина концентрации серной кислоты составила 14,2 г/л.

Расход серной кислоты в течение первых 100 суток выщелачивания возрастает до величины 32 кг/т, затем в течение последующих 150 суток падает до 10 кг/т и остается на этом уровне до конца процесса выщелачивания при среднем значении в 20 кг/т.

Зависимость концентрации серной кислоты от времени выщелачивания аппроксимируется выражением

$$C_{с.к.} = 17,7 + 0,2 * T - 0,001 * T^2, \text{ мг/л} \quad (3.19).$$

Характер поведения зависимости Ж/Т от времени выщелачивания имеет линейный характер с постепенным возрастанием величины от 1,5 до 6,7 м³/т. Средняя величина Ж/Т составила 3,5 кубических метров раствора на 1 т горнорудной массы.

Зависимость отношения Ж:Т от времени выщелачивания

$$\text{Ж: Т} = 1,7 + 0,005 * T, \text{ кг/т} \dots \dots \dots (3.20).$$

Зависимость расхода перекиси водорода от времени выщелачивания имеет практически линейный характер с постепенным уменьшением величины от 2,0 кг/т до нуля на 540 сутки.

На рисунке 3.18 представлена динамика изменения концентрации ионов железа и ОПВ в процессе выщелачивания с использованием Н₂О₂.

Концентрация ионов трехвалентного железа повышается в течение первых 140 суток выщелачивания до величины 690 мг/л, затем происходит падение концентрации и на 230 сутки достигается уровень в 210 мг/л. В последующий период выщелачивания концентрация Fe(III) постепенно снижается до значения в 100 мг/л.

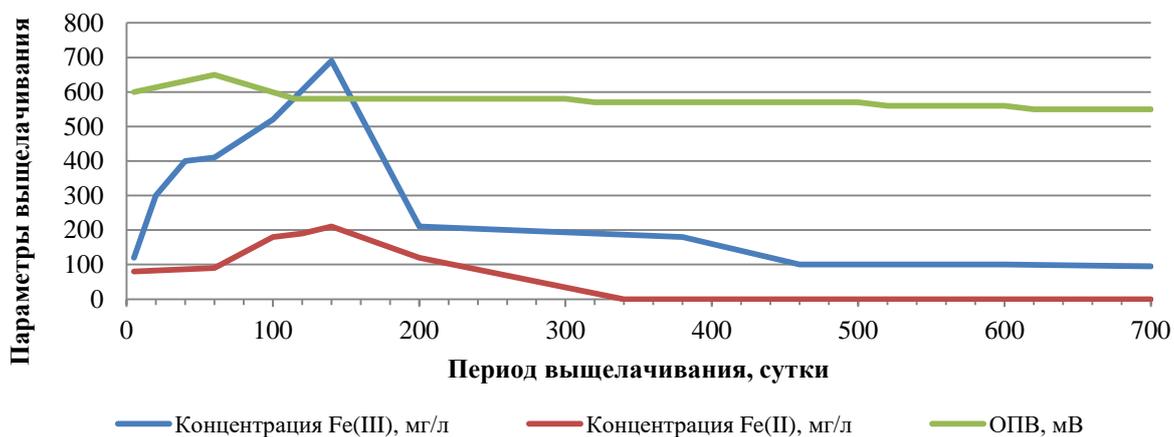


Рисунок 3.18 – Динамика изменения концентрации Fe(III), Fe (II) и ОПВ с использованием H₂O₂.

Характер поведения ионов двухвалентного и трехвалентного железа практически идентичен и отличается лишь величиной концентраций.

В течение первых 140 суток происходит повышение концентрации ионов Fe(II) до уровня 210 мг/л, затем постепенно концентрация ионов снижается и на 370 сутки достигает нулевого значения.

Изменение величины окислительно-восстановительного потенциала имеет практически линейный характер с постепенным снижением его величины от 660 мВ до 550 мВ.

Выводы по главе 3

Проведенный анализ опыта работы родственных предприятий по добыче урана методом скважинного подземного выщелачивания позволили установить, что наиболее эффективными химическими веществами, применяемые в качестве окислителей, позволяющими повысить эффективность выщелачивания гидрогенных урановых руд, являются: перекись водорода и нитрит натрия. В разных горно-геологических условия может быть эффективен той или иной вид окислителя.

Для установления эффективности применения этих двух химических соединений с целью повышения извлечения урана в продуктивный раствор были проведены сначала лабораторные исследования выщелачиваемости руд Хиагдинского месторождения, а затем полупромышленные испытания на одной

из залежей Хиагдинского месторождения с использованием параметров выщелачивания, полученных при лабораторных исследованиях. Интенсификация процесса кислотного выщелачивания гидрогенный руд месторождений Хиагдинского рудного поля достигается увеличением концентрации трехвалентного железа (III) за счет использования в качестве окислителя перекиси водорода при закислении в количестве 1,6 кг на 1 тонну руды и на стадии выщелачивания – 0,88 кг/т, что позволяет повысить скорость перевода урана в продуктивный раствор и сократить срок отработки месторождений на 32 %.

В результате проведенных опытно-промышленных испытаний установлено:

1. В условиях отработки запасов гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля интенсификация процессов выщелачивания достигается применением в качестве окислителя пероксида водорода.

2. По результатам проведенных испытаний получены рекомендации по использованию наиболее эффективных технологических параметров выщелачивания:

- на стадии закисления оптимальный расход серной кислоты - 25 кг/т, расход перекиси водорода 1,6 кг/т;

- на стадии выщелачивания рекомендуемый расход выщелачивающего реагента – 7 кг/т, расход перекиси водорода – 0.88 кг/т;

- подтверждены расходные показатели реагентов, полученные при проведении лабораторных испытаний.

Глава 4. Исследования по повышению производительности технологических скважин

Третье защищаемое научное положение.

Восстановление производительности технологических скважин достигается применением пневмоимпульсной обработки с последующей делькольматацией прифилтровой зоны скважины соляной кислотой (12 г/г кольматанта) и бифторидом аммония (7,7 г/г кольматанта), что позволяет снизить затраты на ремонтно-восстановительные работы.

Поиски оптимальных решений по продлению срока эксплуатации технологических скважин и снижению затрат на их эксплуатацию осуществлялось по следующей методике:

- анализ эксплуатации технологических скважин и их ремонтно-восстановительных работ (РВС) на зарубежных и отечественных предприятиях;
- анализ РВС на предприятии Хиагда;
- отбор проб рудного песка и анализ их гранулометрического состава;
- анализ вещественного состава рудных песков;
- отбор проб отложений, заполняющих прифилтровую зону технологических скважин;
- анализ химического состава кольматантов;
- установление основных минералов, продуцирующих при реакции с серной кислотой химические элементы для образования кольматантов;
- выбор химических соединений, разрушающих кольматанты;
- установление режимов обработки технологических скважин и расходные параметры декольматантов;
- разработка регламента РВС технологических скважин;

- проведение опытно-промышленных работ по восстановлению работоспособности технологических скважин;
- технико-экономическая оценка ремонтно-восстановительных работ.

4.1. Исследования причин кольтматации продуктивного пласта

На эффективность выщелачивания влияют многие факторы, как природные так и технологические. Одним из важных факторов является устойчивая работа технологических скважин. Заданные параметры производительность скважин в процессе эксплуатации изменяются в сторону уменьшения. Причиной этого является износ конструктивных элементов армировки скважин, кольтматация прифилтровой зоны и самих филтров технологических скважин (рисунок 4.1) [4, 39, 91].



Рисунок 4. 1 – Динамика работы откачной скважины

Как видно из рисунка, в течение полугода падает содержание урана в продуктивном растворе также как дебит скважины. Падение содержания можно объяснить истощением пласта, но падение дебита вызвано кольтматацией как самого рудного пласта, так и филтра.

Для восстановления производительности технологических скважин требуется проведение специальных ремонтно-восстановительных работ. По мере старения скважин частота этих работ возрастает.

Анализ рабочего времени показывает, что межремонтные циклы разного скважинного оборудования выглядят следующим образом (таблица 4. 1).

Таблица 4.1 –Анализ времени работы откачной скважины, сут.

Вид ремонтно-восстановительных работ (РВР)	Средний МРЦ за год
Эрлифтная прокачка (ЭП)	21,5
Гидросвабирование (ГС)	20,4
Гидродинамическая обработка (ГДО)	19,7
Пневмообработка (ПО)	19,2
Химобработка - бифторид аммония (Х/О - БФА)	28,6
Комплекс-1 (К-1)	19,6
Гидросвабирование + химобработка (ГС + Х/О)	48,8
Гидродинамическая обработка + химобработка (ГДО +Х/О)	53,8
Установка роторного бурения (УРБ + ЭП)	22,8

В результате исследования содержимого отстойников скважин установлено, что их полости заполнены механическим коьматантом глинисто-песчанистого состава. Простая прокачка отстойников не всегда выносит их содержимое, особенно из скважин, находящихся длительное время в эксплуатации. Механический коьматант не только заполняет отстойники, но и забивает фильтры, что в значительной степени снижает производительность скважин [4]. Для отсоса песчано-глинистого коьматанта необходимо насосное оборудование производительностью не менее 150 м³/сут.

Комплекс работ по очистке прифилтровой зоны и фильтров называется ремонтно-восстановительными работами (РВР) и включает специальные методы очистки скважин и предотвращения их коьматации.

Исследования, проведенные разными учеными показывает, что решение коьматации скважин возможно по следующим направлениям:

- совершенствование призабойного оборудования скважин;
- оптимизация межремонтных циклов;
- использования антикоьматантов и других химических соединений для разрушения продуктов коьматации в прифилтровой зоне откачных скважин и в самих фильтрах.

Среди факторов ухудшающих проницаемость рудного пласта при СПВ выделяются несколько видов кольтационных явлений [26, 27, 34, 39]:

- механическая кольтация, основой которой является перенос тонких взвесей и накопление их на определенных участках пласта
- химическая, при которой межпоровое пространство песков заполняется вновь образованными химическими соединениями, выпадающими в осадок;
- ионообменная, связанная с уменьшением порового пространства песков за счет набухания органических и глинистых соединений [32].

Механическая кольтация прифильтрового пространства технологических скважин происходит вследствие выноса в прифильтровое пространство тонких взвесей и проникновение их в полость фильтров вследствие малого размера твердых частиц и сравнительно большого размера фильтрационных отверстий. Причиной механической кольтации могут быть также взвеси в неочищенных водных растворах, подающихся в закачные скважины.

Для установления влияния процессов кольтации на работоспособность технологических скважин при подземном скважинном выщелачивании рудных песков Хиагдинского месторождения выполнено опробование отстойников скважин. Результаты опробования показали, что отстойники почти полностью или наполовину заполнены отложениями из глины и песка. Данные исследования позволили установить зависимость влияния гранулометрического состава гидрогенных руд на интенсивность накопления механических кольтантов в зоне фильтров скважин (рисунок 4.2).

Зависимость описывается выражением

$$V_{п.з.} = 0,15 + 0,003 / K_{кр} - 0,0001 / (K_{кр}^2), \% \quad (4.1),$$

где $K_{кр}$ – усредненный размер песчинок рудного пласта, мм.

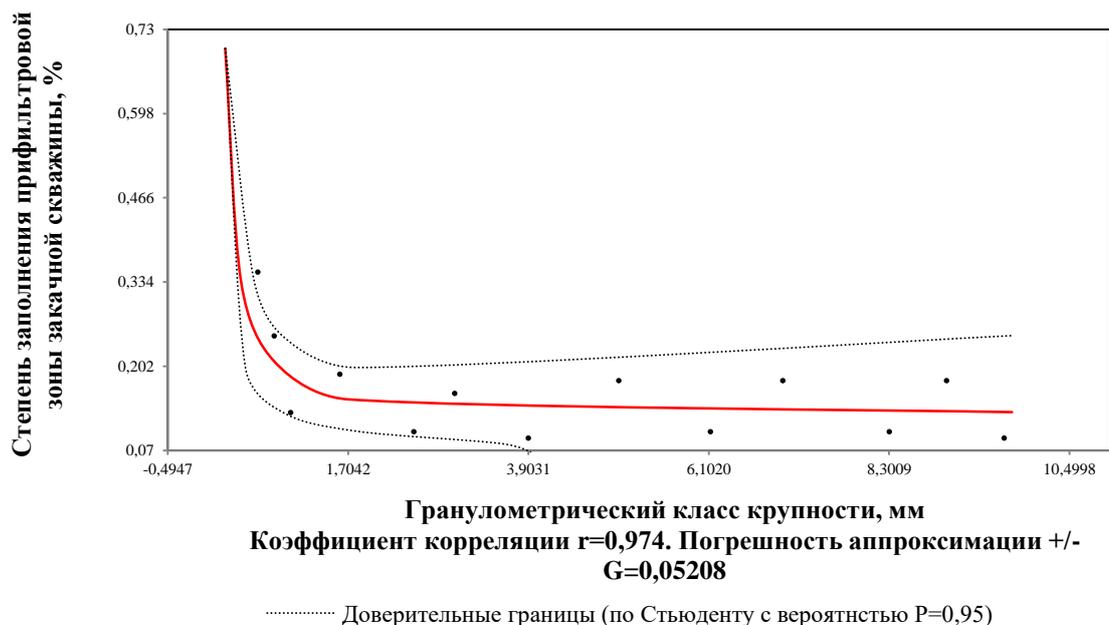


Рисунок 4.2 – Зависимость степени заполнения прифилтровой зоны закачной скважины от гранулометрического состава рудного песка

Наиболее распространенным методом борьбы с механической кольтматацией скважин является их эрлифтная прокачка с использованием сжатого воздуха и свабированием [16, 24, 32, 78, 80, 113]. Схема эрлифтной прокачки показана на рисунке 4.3.



Рисунок 4.3 – Схема эрлифтной прокачки

В скважину, заполненную водой, подается сжатый воздух, в результате чего создается депрессия, способствующая выносу тонких частиц. Сжатый воздух в скважину подается от компрессорной установки, а грязный раствор собирается в специальную емкость, где происходит его отстаивание.

Схема свабиrowания представлена на рисунке (рисунок 4.4). Очистка скважины от механических взвесей осуществляется с помощью сваба, который монтируется на бурильной трубе бурового станка.

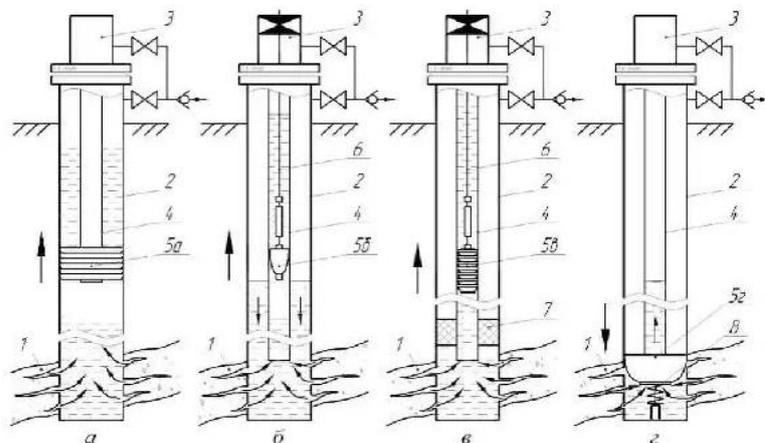


Рисунок 4.4 – Схема очистки скважин свабиrowанием:

а – в эксплуатационной колонне; б – в колонне НКТ без пакера; в – в колонне НКТ с пакером; г – в эксплуатационной колонне с предварительным импульсивным заполнением НКТ; 1 – пласт; 2 – эксплуатационная колонна; 3 – устьевое оборудование; 4 – колонна НКТ; 5а – гладкий, лабиринтный или корзинчатый (складывающийся при спуске) сваб; 5б – корзинчатый сваб; 5в – манжетный свб; 5г – сваб-пакер; 6 – гибкий тяговый орган; 7 – пакер; 8 – клапан

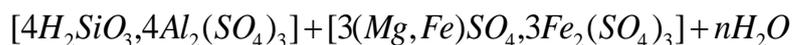
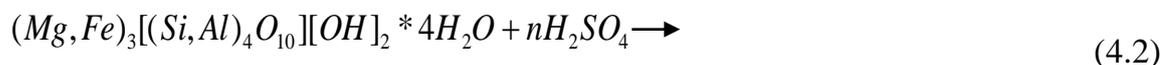
Свабиrowанию подвергается прифилтровая зона скважины. «Сваб» – это прибор, внутри которого установлен поршень с обратным клапаном. Буровую колонну со свабом опускают в скважину на полную глубину, затем поднимают ее. При подъеме обратный клапан закрывается, и столб воды под поршнем поднимается вместе с бурильной колонной. При этом, под свабом образуется зона низкого давления, в которую устремляется продуктивный раствор, выносящий продукт механической коьматации. Обычно в промежутках между сеансами свабиrowания производится эрлифтная прокачка.

Для удаления продуктов химической коьматации применяется обработка прифилтровой зоны скважины химическими реагентами, растворяющими химические коьматанты.

Как правило, обработка скважин химическими реагентами производится синхронно со свабиrowанием и эрлифтной прокачкой [80].

Одновременно с выщелачиванием урановых минералов происходит взаимодействие серной кислоты с породообразующими минералами [44, 82, 91, 97]. Химические реакции разложения этих минералов протекают по следующим сценариям:

- реакция по разложению гидрослюды



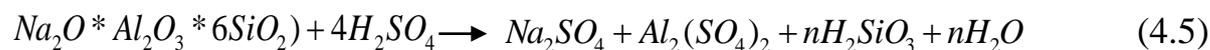
- реакция по разложению монтмориллонита



- реакция по разложению карбонатов (кальцита, доломита, сидерита)



- реакция по разложению полевых шпатов (альбита)



Выкристаллизовавшиеся соединения кремнезема в межкусковом пространстве песков являются малорастворимыми соединениями и выступают в роли кольматанта в проницаемых породах.

На рисунке 4.5 показаны отложения кольматантов на поверхности погружного насоса откачной скважины.



Рисунок 4.5 – Отложения кольматантов на поверхности оборудования откачной скважины

Для разрушения химических кольматантов в прифильтровой зоне технологических скважин применяются химические реагенты, разрушающие их структуру. Реагенты подаются в скважину самоналивом. Далее эти реагенты продавливаются в прифильтровую зону сжатым воздухом. Химические соединения, образовавшиеся при реакции серной кислоты с породообразующими минералами и осевшие в прифильтровой зоне вступают в реакцию с декольматантами и переходят в раствор при определенной величине pH [100], вследствие чего пористость песков увеличивается и, соответственно, восстанавливается производительность (дебит/приемистость) скважины.

4.1.1 Анализ процессов растворения солей, образовавшихся в процессе выщелачивания

При анализе химических реакций взаимодействия серной кислоты с породообразующими минералами установлено, что поставщиками $Fe(OH)_2$, $Al(OH)_3$, $CaCO_3$, $Mg(OH)_2$, $Mn(OH)$ являются преимущественно кальцит, доломит, сидерит, полевые шпаты.

1	Кварц	28-80
2	Полевые шпаты	20-40
3	Каолинит, гидрослюда, мусковит и серицит	3,3- 5,0

Минералогическим анализом продуктивных песков Хиагдинского месторождения определены концентрации породообразующих минералов: кварц 28- 80 %, полевые шпаты 20- 40 %., гидрослюды – 3,5-5,0 %, сульфиды и оксиды железа – 1-2 %, карбонаты – до 1 %,

Химический анализ продуктивных растворов показывает, что в них концентрируются значительные величины ионов различных металлов, перешедших в раствор при разрушении породообразующих минералов серной кислотой, которые соединяясь с радикалами, образуют вновь образованные химические вещества, выпадающие в осадок:

Ионы металлов	Концентрации растворе	Вновь образованные соединения
марганец	130-300 мг/л	MnO_2
магний	400-600 мг/л	MgS , $Ca Mg Fe (CO_3)_3$
кальций	500-600 мг/л	$CaAl_2((OH)_8 (H_2O)_2$
алюминий	500-1500 мг/л	
железа (II)	до 1000 мг/л	Fe_3O_4
железа (III)	до 450 мг/л	

Лабораторные испытания позволили выявить зависимость суммарного содержания породообразующих минералов от суммарной концентрации ионов Mg, Ca, Al, Fe в продуктивном растворе (таблица 4.2, рисунок 4.5) [46].

Таблица 4.2 – Концентрация ионов Mg, Ca, Al, Fe, г/л в породообразующих минералах

№№ пп	Суммарное содержание породообразующих минералов %	Суммарная концентрация ионов Mg, Ca, Al, Fe, г/л
1	27	2530
2	37	3050
3	47	3550
4	57	3850
5	67	4150
6	78	4450

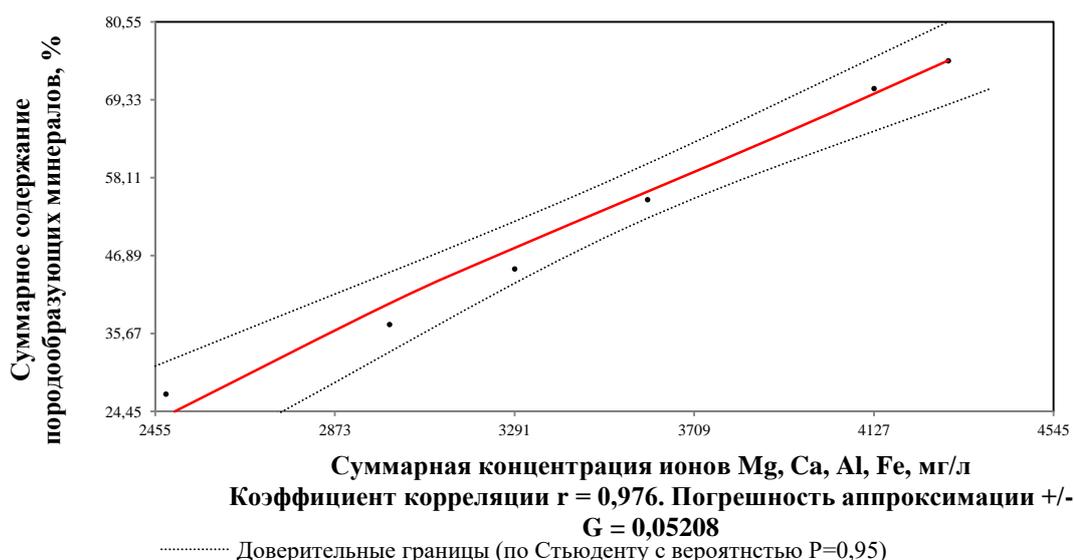


Рисунок 4.5 – Зависимость суммарного содержания породообразующих минералов в продуктивном растворе от суммарной концентрации ионов Mg, Ca, Al, Fe

Аппроксимировав корреляционную связь получим следующее математическим выражение:

$$\alpha_{ион} = -678,4 + 89,4 \ln(C_{пор}) \quad (4.6)$$

где $\alpha_{ион}$ – концентрация соединений Mg, Ca, Al, Fe в образующемся растворе, мг/л, $C_{пор}$ – содержание породообразующих минералов в рудном песке, %.

Исследования, проведенные во ВНИИХТе совместно с работниками ОА «Хиагда» при непосредственном участии автора работы, показали, что соляная кислота является наиболее эффективным реагентом для растворения соединений Mg, Ca, Al, Fe в условиях отработки Хиагдинского месторождения [52, 45-48, 51-52]. Наилучшие показатели нейтрализации получены при использовании HCl нагретой до температуры в 50-60⁰С.

По результатам проведенных испытаний в лабораторных условиях установлено, что для растворения 1 г химического кольматанта, содержащего ионы Mg, Ca, Al, Fe необходимо 12 г концентрированной соляной кислоты.

Расчет расход соляной кислоты осуществлялся исходя из следующих условий: (таблица 4.3; рисунок 4.6):

Методика расчета:

1. Определение весового количества соединений Fe, Ca, Mg, Al прошедших через фильтр

$$\beta_{Mg,Ca,Fe,Al} = C_{Mg,Ca,Fe,Al} * P_{скв} * 24 * T_{мц} / 1000, \text{ Г} \quad (4.7)$$

Где $C_{Mg,Ca,Al,Fe}$ - концентрация ионов *Mg, Ca, Al, Fe*, в продуктивном растворе, г/л; $P_{скв}$ – производительность скважины, м³/час; $T_{мц}$ – межремонтный цикл, сут.

2. Определение расхода соляной кислоты

$$Q = \beta_{Mg,Ca,Fe,Al} * q_{HCl}, \text{ Г/Г} \quad (4.8)$$

Где q_{HCl} –расход соляной кислоты на 1 г кольматанта, г/г.

Таблица 4.3 – Расчет расхода соляной кислоты для декольматации откачной скважины

Концентрация ионов Mg, Ca, Al, Fe в продуктивном растворе, мг/л ($C_{Mg,Ca,Al,Fe}$)	Производит. отк. скв., л/час ($P_{скв}$)	Время обраб отки скв., час	Кол-во соединений Mg, Ca, Al, Fe, прошед. через фильтр, г ($\beta_{Mg,Ca,Al,Fe}$)	Расход соляной кислоты на скважину (Q), г	Расход соляной кислоты на 1 г/г кольматанта, г (q_{HCl})	Межремонтный цикл, сут ($T_{мц}$)
2550	3	24	5141	61690	12	28
3050	3	24	6149	73786	12	28
3550	3	24	7157	85882	12	28
3850	3	24	7762	93139	12	28
4150	3	24	8366	100397	12	28
4450	3	24	8971	107654	12	28

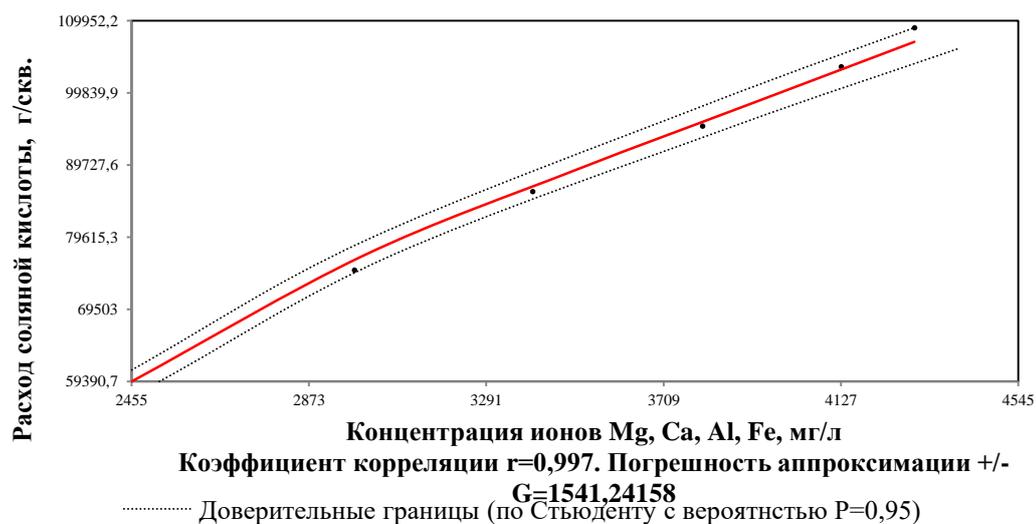


Рисунок 4.6 – Зависимость расхода соляной кислоты от концентрации ионов Mg, Ca, Al, Fe, в продуктивном растворе

В результате аппроксимации полученной зависимости получив выражение

$$Q_{HCl} = 5849662 + 822444 * \ln(C_{Mg,Ca,Al,Fe}), \text{ г/скв.} \quad (4.9),$$

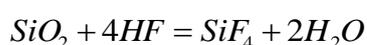
где $C_{Mg,Ca,Al,Fe}$ - концентрация ионов Mg, Ca, Al, Fe.

4.1.2 Исследование процесса образования труднорастворимых соединений кремнезема и осаждения их на фильтрах откачных скважин

В процессе взаимодействия серной кислоты с породообразующими минералами образуются соединения аморфного, которые не поддается разрушению соляной кислотой [5].

Анализ материалов по обработке скважин химическими реагентами, для повышения их производительности показывает, что применение плавиковой кислоты может решить вопрос растворения соединений кремния.

Процесс растворения происходит по реакциям:



В силу высокой агрессивности плавиковой кислоты работа с ней чрезвычайно опасна. Химическая промышленность выпускает бифторид аммония (аммиачная соль плавиковой кислоты). Продуктом реакции серной кислотой с бифторидом аммония является плавиковая кислота, которая может быть использована для разрушения труднорастворимых соединений кремния



Бифторид аммония – безопасное химическое соединения, вступая в реакцию с серной кислотой непосредственно в скважине, образует плавиковую кислоту, которая разлагает не только вновь образованные кольматанты в виде аморфного кремнезема, но и соединения кремния в песчаном субстрате, увеличивая проницаемость пласта.

Впервые бифторид аммония в качестве декольматанта скважин от кремнистых соединений был испытан на месторождении Семизбай [65]. Производительность технологических скважин после обработки бифторидом аммония увеличилась с 1,4-2,0 до 4,4-5,3 м³/час. Расход бифторида составил 15 - 25 кг на 1 скважину в течение 48 часов.

Породообразующие силикаты являются поставщиками кремния при сернокислотном выщелачивании, при этом образуются кремневые кислоты

(nH_2SiO_3), которые разлагаясь образуют соединения кремния в виде аморфного кремнезема (SiO_2), выпадающие в осадок и отлагающиеся на конструктивных элементах скважин, понижая их производительность.

Исследования, проведенные на рудных песках Хиагдинского месторождения, позволили установить корреляцию между количеством выпадающих в осадок коллоидных соединений кремния и суммарным содержанием в рудных песках полевых шпатов, монтмориллонита и каолинита. В результате взаимодействия серной кислоты с породообразующими минералами образуется кремниевая кислота (nH_2SiO_3), являющаяся источником образования аморфного кремнезема. (таблица 4.4; рисунок 4.7). Вариация содержания полевых шпатов и монтмориллонита с каолинитом в продуктивных песках находится в пределах 20-40 % и 5-35 % соответственно.

Таблица 4.4 – Зависимость концентрации кремневой кислоты в продуктивном растворе от содержания полевых шпатов, монтмориллонита и каолинита в рудных песках

№№ ПП	Суммарное содержание полевых шпатов, монтмориллонита и каолинита, %	Концентрация кремневой кислоты (nH_2SiO_3), мг/л
1	25	1000
2	35	1300
3	45	1600
4	55	1800
5	65	1900
6	75	2000

Аппроксимация полученной зависимости дает следующее выражение

$$\alpha = -2004,4 + 937,8 \ln(C_{sil}), \text{ мг/л}, \quad (4.12)$$

где α - концентрация кремниевой кислоты в продуктивном растворе;

C_{sil} – содержание силикатных минералов в продуктивном пласте.

Установлено, что для разложения 1 г аморфного кремнезема необходимо затратить 7,75 г бифторида аммония.

Расчет расхода бифторида аммония для декольматации откачной скважины приведен в таблице 4.5. Расчет количества бифторида аммония для декольматации откачных скважин производится по той же методике, что и для соляной кислоты.

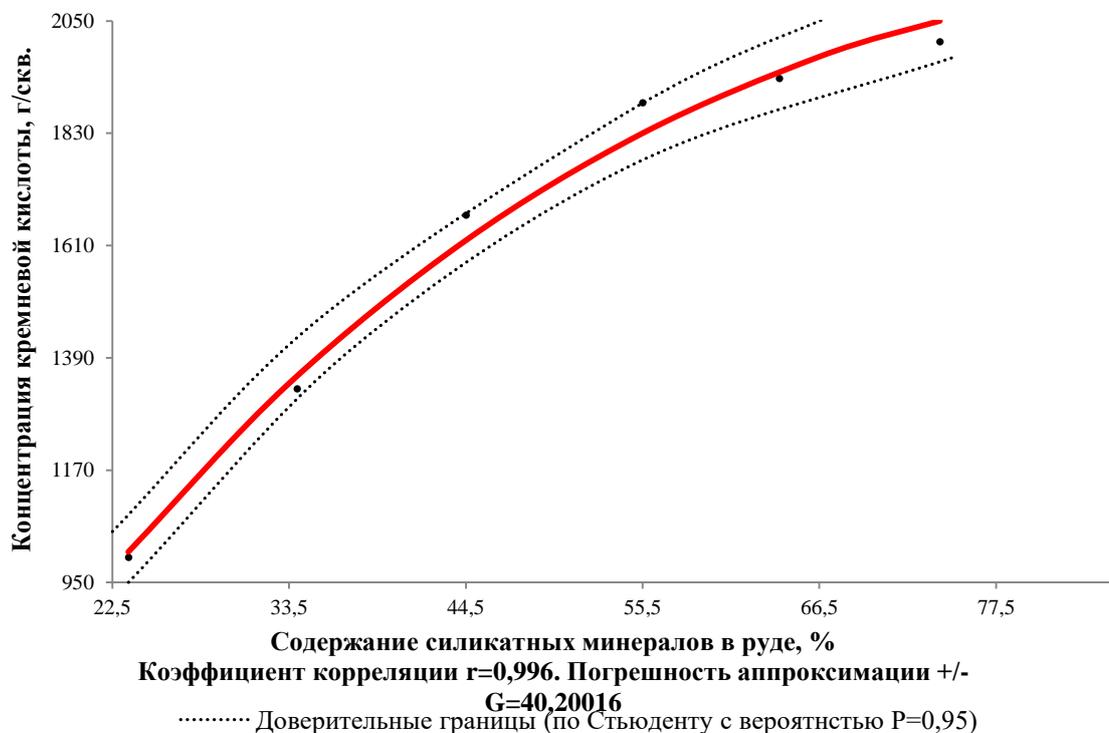


Рисунок 4.7 – Зависимость концентрации кремневой кислоты в продуктивном растворе от содержания силикатных минералов в рудных песках

Таблица 4.5 – Расчет расхода бифторида аммония для декольматации откачной скважины

Концентрация кремневой кислоты (nH_2SiO_3), мг/л ($C_{кр.кис}$)	Производит. отк. скв., л/час ($P_{скв}$)	Время обработки скв., час	Кол-во кремнезема прош. через фильтр, г ($\beta_{кр}$)	Кол-во бифторида, г/скв. ($Q_{биф}$)	Расход бифторида на 1 г кремнезема ($q_{биф}$)	Межремонтный цикл, сут ($T_{мц}$)
1000	3	48	2016	15624	7,75	28
1300	3	48	2621	20311	7,75	28
1600	3	48	3226	25001	7,75	28
1800	3	48	3629	28123	7,75	28
1900	3	48	3830	29686	7,75	28
2000	3	48	4032	31248	7,75	28

Зависимость расхода бифторида аммония от концентрации кремниевой кислоты в продуктивном растворе показана на рисунке 4.8.

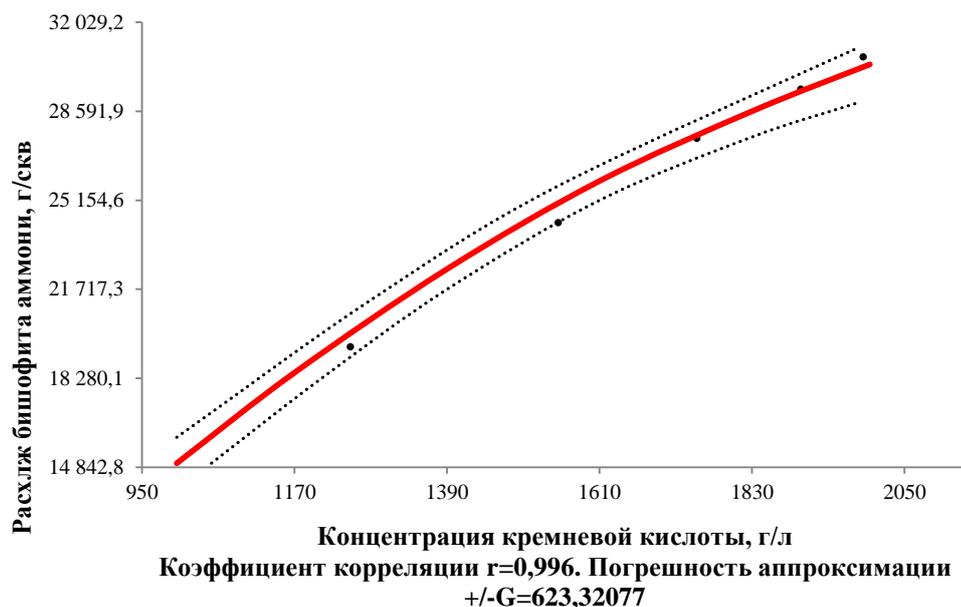


Рисунок 4.8 – Зависимость расхода бифторида аммония на декольматацию откачной скважины от концентрации кремниевой кислоты в продуктивном растворе

Аппроксимировав зависимость, представленную на рисунке 4.7, получим выражение

$$Q_{[NH_4]HF_2} = -1406343 + 225342 * \ln(\beta_{\text{сил}}), \text{ г/скв.} \quad (4.13)$$

Где Q – расход бифторида аммония, г/скв., $\beta_{\text{сил}}$ - концентрация кремниевой кислоты в продуктивном растворе, мг/л. [52].

Полученные корреляционные связи позволяют планировать расход декольматантов на удаление химических отложений на элементах технологических скважин в зависимости от концентрации кремниевой кислоты в продуктивных растворах.

Оптимальные значения растворения соединений аморфного кремнезема получены при величине показателей:

Производительность откачной скважины	3 м ³ /час
Время обработки скважины	48 часов
Величина межремонтного цикла в работе откачной скважины	28 суток

При выполнении этих условий происходит повышение производительности откачной скважины после обработки бифторидом в 2 раза.

4.1.3 Анализ применения ремонтно-восстановительных работ технологических скважин при разработке Хиагдинского месторождения

Проведенными исследованиями установлено, что на снижение производительности закачных скважин наибольшее влияние оказывает механическая кольтматация, а откачных – химическая.

В прифилтровой зоне закачных скважин накапливаются тонкие фракции песчано-глинистых частиц, которые покрывают стенки прифилтровой камеры и тем самым уменьшают поровое пространство, предотвращая распространение выщелачивающих растворов в продуктивный пласт. При подаче неочищенных рабочих растворов взвешенные механические вызывают закупорку порового пространства рудного пласта, снижая производительность закачных скважин.

При работе откачных скважин в прифилтровую зону поступают продуктивные растворы, насыщенные химическими соединениями, которые оседают на конструктивных элементах скважин, особенно на фильтрах, как снаружи, так и внутри фильтров. Тонкие механические взвеси в результате суффозии проникают через отверстия фильтров и отлагаются внутри, со временем образуя механическую пробку, которая постепенно уплотняется [85].

Одной из причин механической кольтматации является буровой глинистый раствор, применяемый при бурении скважин. Глинистая составляющая осаждается в нижней части скважины, закупоривая стенки прифилтровой зоны, снижая фильтрационную способность продуктивного пласта.

Пневмоимпульсное воздействие на прифилтровую зону технологических скважин позволяет разрушить корку уплотненных механических взвесей и удалить осадок из скважины. Часть химических кольтматантов также удаляется пневмо-импульсным воздействием. Современное пневмоимпульсное оборудование позволяет регулировать параметры импульса, добиваясь создания

такой величины энергии импульса, который в каждом конкретном случае будет наиболее эффективным. Величина энергии импульса не должна превышать прочностные характеристики фильтров. Наилучшие показатели механической декольматации технологических скважин для рудных пластов, представленных мелкозернистыми или разнозернистыми песками

Для борьбы с этим негативным явлением используется пневмоимпульсная установка HYDROPULS (рисунок 4.9) [30, 31], Обработка пневмоимпульсной установкой производится не реже 2 раз в год, при этом пневмоимпульсная погружная камера непрерывно перемещается вдоль фильтров со скоростью, обеспечивающей 1-2 импульса на 1м проходки. Продолжительность обработки – не менее 20 мин. При прокачке эрлифт опускается до уровня шлама, и после прокачки в течение 1-2 минут углубляется до достижения низа отстойника, после чего прокачка длится до полного осветления откачиваемых растворов. Откачиваемые растворы через отводящий наголовник скважины собираются в буферную ёмкость, из которой после отстаивания вновь закачиваются в продуктивный горизонт.



Рисунок 4.9 – Гидропневмоимпульсная установка HYDROPULS

На основе проведенных исследований разработан технологический регламент проведения ремонтно-восстановительных работ на технологических скважинах (таблица 4.6).

Таблица 4.6 – Технологический регламент ремонтно-восстановительных работ технологических скважин

Наименование операции	Величина показателя
Первый этап – пневмоимпульсная обработка с эрлифтной прокачкой до осветления растворов (закачные и откачные скважины)	
Параметры пневмоимпульсной обработки:	
цикличность обработки	28 суток
продолжительность обработки пневмоимпульсом	20 мин
эрлифтная прокачка	до осветления растворов
Второй этап – химическая обработка раствором соляной кислоты и бифторида аммония	
Обработка раствором соляной кислоты	
концентрация соляной кислоты	25 %
время обработки	24 часа
расход соляной кислоты	12 г на 1 г кольматанта
Обработка раствором бифторида аммония	
время обработки	48 часов
Наименование операции	Величина показателя
расход бифторида аммония	7,7 г на 1 г аморфного кремнезема
Эрлифтная прокачка	до осветления растворов

* Совместная обработка соляной кислотой и бифторидом аммония в течение 24 часов.

4.1.4 Анализ результатов ремонтно-восстановительных работ технологических скважин на месторождениях Хиагдинского рудного поля

Пневмоимпульсная обработка технологических скважин на АО «Хиагда» производится с помощью установки «Hydropuls», смонтированной на базе автомобиля КамАЗ (рисунок 4.10). При проведении РВР применяется комплексный метод, включающий прокачку скважин эрлифтом, химическую обработку раствором соляной кислоты и бифторида аммония с автоматически заданным временным интервалом проработки [85].

Как показала практика, пневмоимпульсная установка «Hydropuls» успешно применяется при проведении РВР как закачных, так и откачных скважин (рисунок 4.10). Обработке подвергается интервал установки фильтров в скважине. – Конструкция технологических скважин показана на рисунке 4.11. Схема

обработки скважины с применением пневмогидроимпульса показана на рисунке 4.12.

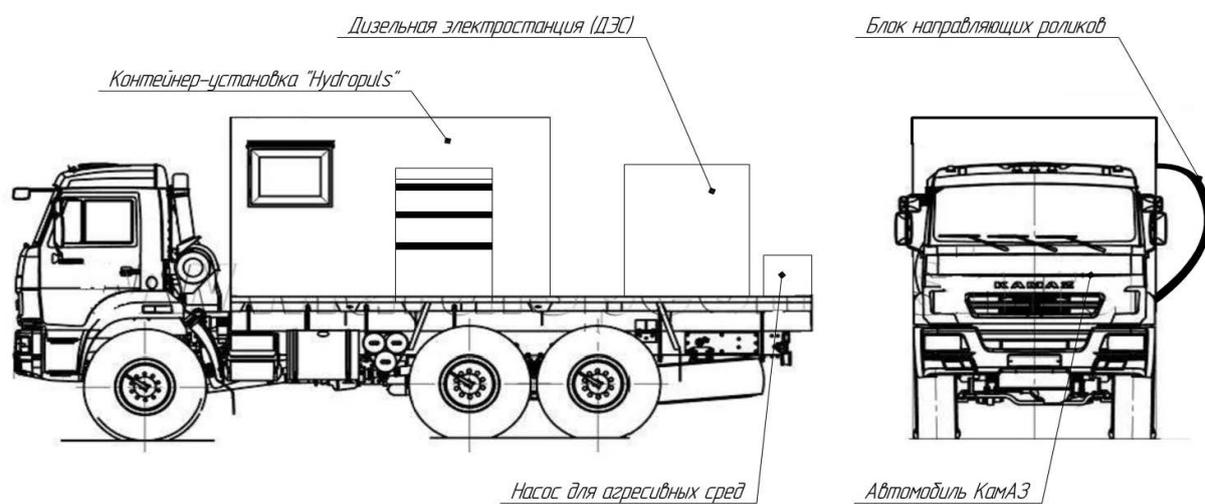
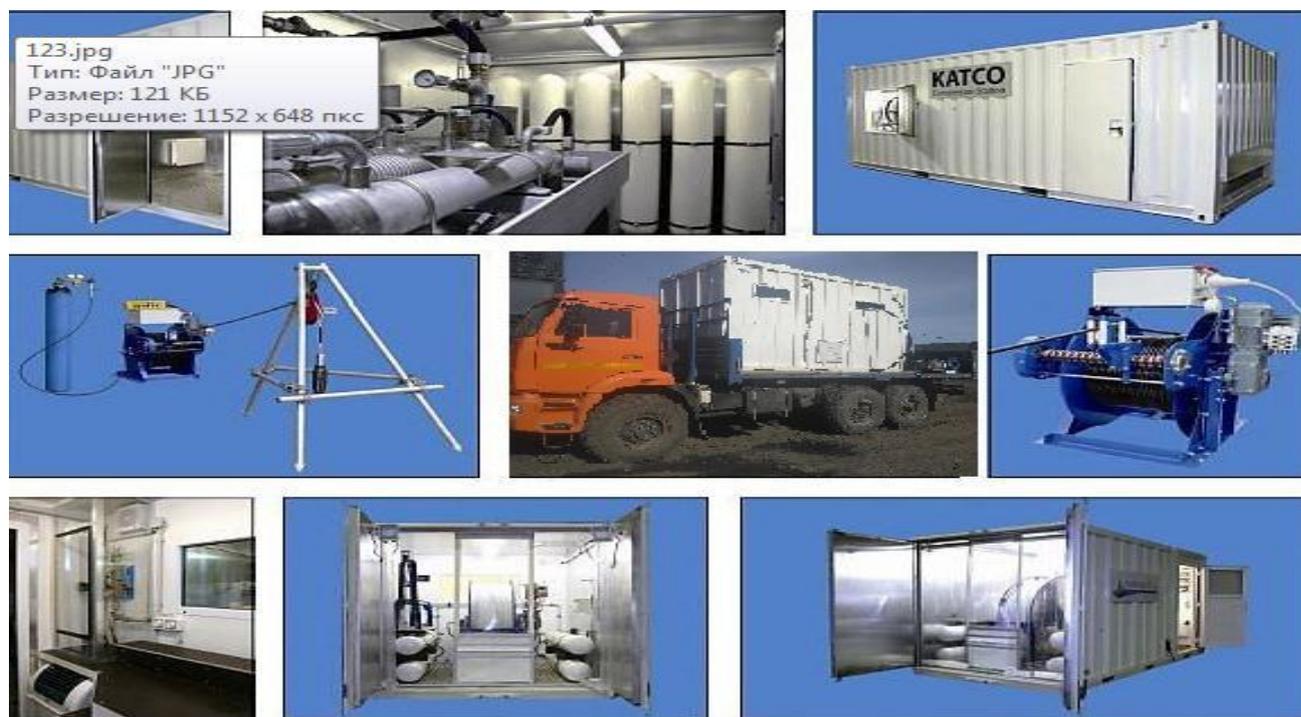


Рисунок 4.10 – Принципиальная схема установки «Hydropuls» на базе автомобиля КамАЗ

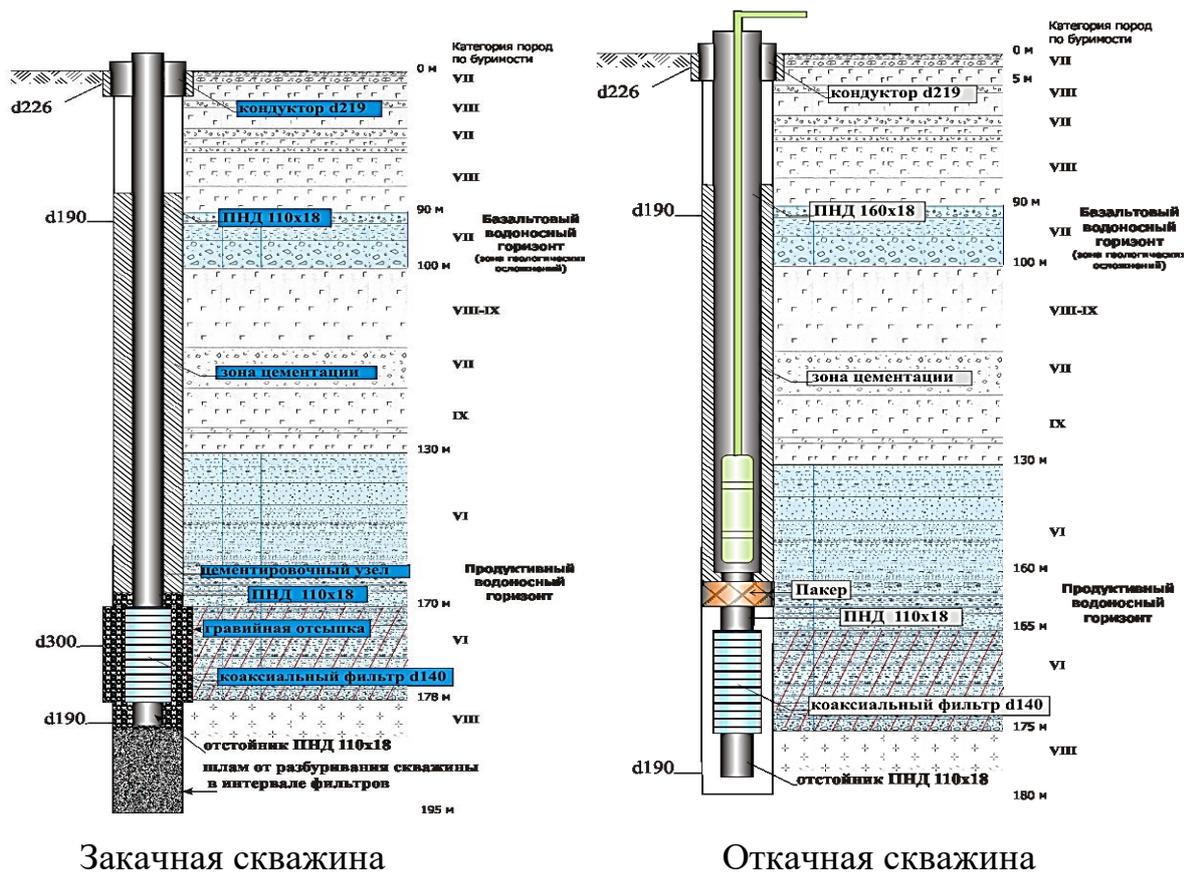


Рисунок 4.11 – Конструкция технологических скважин

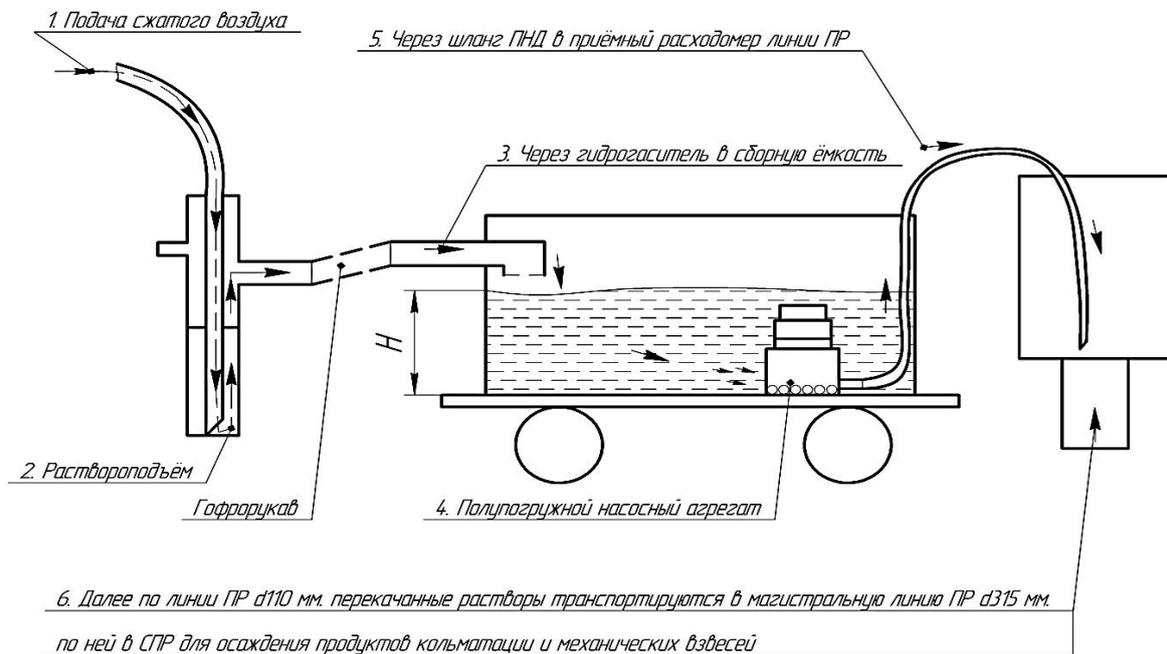


Рисунок 4.12 – Схема обработки скважины с применением пневмоимпульса

После обработки скважины производится пробная откачка или закачка раствора и делается вывод о восстановлении ее работоспособности (приёмности и дебита).

Сравнительная характеристика фильтров скважин до и после обработки показана на рисунке 4.13.

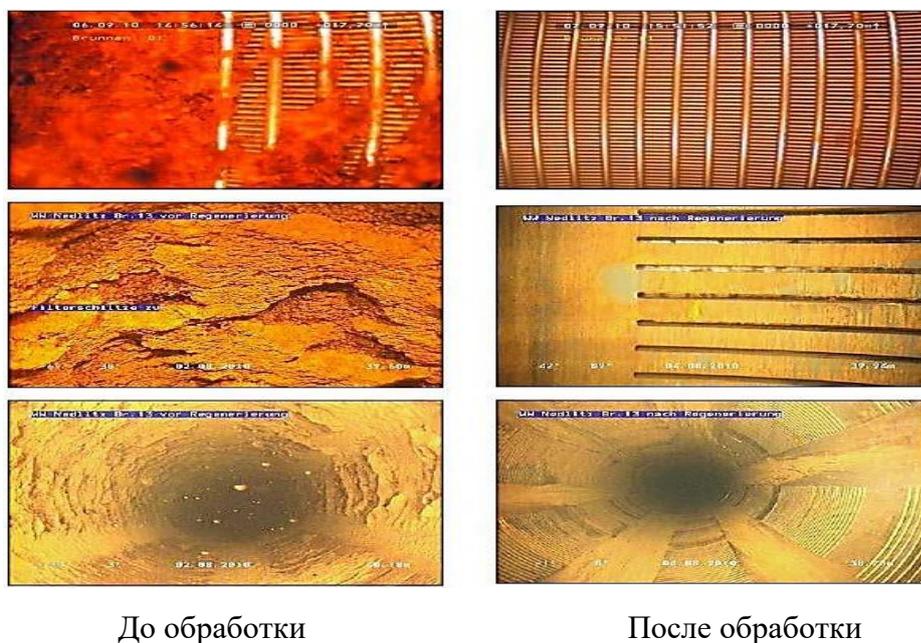


Рисунок 4.13 – Внешний вид фильтров до и после обработки скважин

4.2 Результаты восстановления скважин

Предложенная технология и режимы восстановления работоспособности технологических скважин апробированы на залежи 3В Хиагдинского месторождения. В течение периода с марта 2017 по январь 2022 гг. проведено 8035 обработок технологических скважин с целью восстановления их работоспособности, в том числе закачных – 7581 шт. и откачных – 382 шт.

4.2.1 Восстановление производительности закачных скважин

Обработка результатов РВР закачных скважин позволила выявить определенные закономерности изменения их работоспособности от времени эксплуатации (4 года) и регулярности их обработки.

Методика обработки закачных скважин, потерявших свою производительность, согласно предложенного регламента состоит в пневмоимпульсном воздействии на прифильтровую зону с последующей прокачкой до осветления растворов. Результаты восстановления производительности скважин в течение 4 лет представлены на рисунке 4.14.



Рисунок 4.13 – Зависимость изменения производительности закачных скважин от срока их службы: ■ – усредненные значения производительности скважин до обработки; ■ – усредненные значения производительности скважин после обработки

Проектная производительность нагнетательных скважин составляла 3 м³/час. После периода работы скважин в течение 28 суток усредненная производительность падала. При этом падение производительности прогрессировало с течением времени работы скважин от 2,2 до 1,0 м³/час. После пневмоимпульсного воздействия на прифильтровую зону скважин производительность поднималась соответственно до уровня 4,6 – 2,0 м³/час.

Динамика падения производительности скважин в течение 4 лет при межремонтном периоде 28 суток выражается эмпирической зависимостью

$$P_{скв} = 5,2 - 1,1t + 0,1t^2, \text{ м}^3/\text{час}. \quad (4.14),$$

а динамика роста производительности скважин за том же период времени после обработки описывается выражением

$$P_{скв} = 1/(0,5 + 0,02t + 0,01t^2), \text{ м}^3/\text{час}. \quad (4.15)$$

Деление массива данных на годовые интервалы дает возможность детализировать процессы изменения производительности скважин по мере их старения.

Динамика изменения производительности закачных скважин в течение первого года их работы (2018 г.) представлена на рисунке 4.15. Производительность закачных скважин в течение первого года эксплуатации под влиянием кольтатационных процессов в промежутке между циклами РВР снижается до 2,2 – 1,8 м³/час. В результате пневмоимпульсной обработки производительность поднимается до 7,1 – 3,5 м³/час при среднем приросте производительности в 3,3 м³/час.

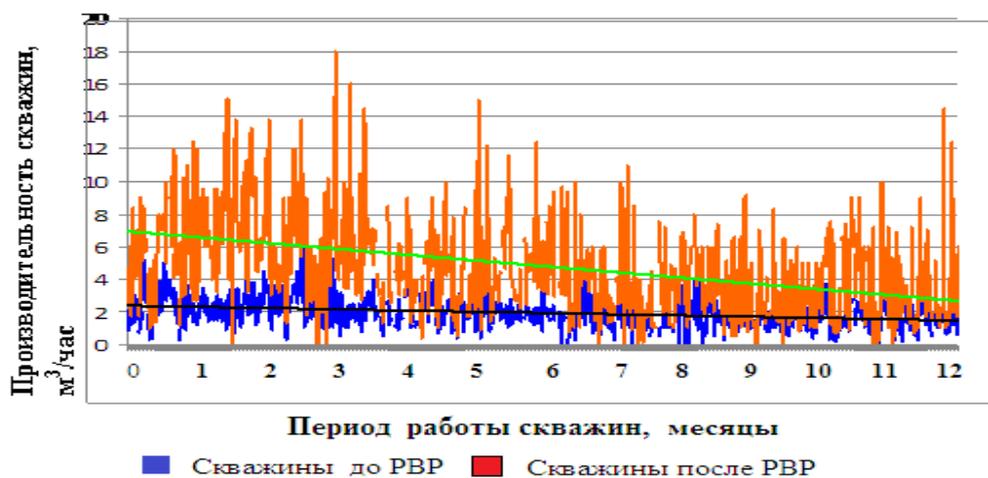


Рисунок 4.15 – Изменение производительности закачных скважин в течение 1 года (2018 г.) их работы:

■ – усредненные значения производительности скважин до обработки; ■ – усредненные значения производительности скважин после обработки

Динамика изменения производительности закачных скважин в течение второго года их. Информация об изменении производительности закачных скважин в течение второго года работы (2019 г.) представлена на рисунке 4.16.

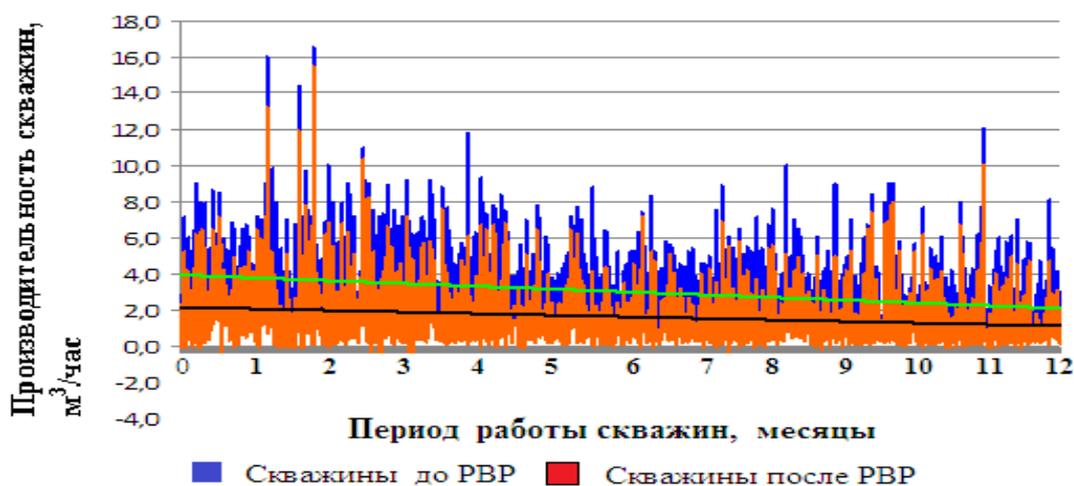


Рисунок 4.16 – Изменение производительности закачных скважин в течение 2 года (2019 г.) их работы:

- – усредненные значения производительности скважин до обработки;
- – усредненные значения производительности скважин после обработки

Производительность закачных скважин в течение второго года эксплуатации под влиянием кольтатационных процессов в промежутке между циклами РВП снижается до 2,0 – 1,4 м³/час. В результате пневмоимпульсной обработки производительность поднимается до 4,0–2,7 м³/час, при среднем приросте производительности в 1,7 м³/час.

Динамика изменения производительности закачных скважин в течение третьего года их работы (2020 г.) представлена на рисунке 4.17.

Производительность закачных скважин в течение третьего года эксплуатации под влиянием кольтатационных процессов в промежутке между циклами РВП снижается до 1,5 – 1,3 м³/час. В результате пневмоимпульсной обработки производительность поднимается до 2,3–2,0 м³/час, в среднем на 0,7 м³/час.



Рисунок 4.17 – Изменение производительности закачных скважин в течение 3 года (2020 г.) их работы:

- – усредненные значения производительности скважин до обработки;
- – усредненные значения производительности скважин после обработки

Динамика изменения производительности закачных скважин в течение четвертого года их работы (2021 г.) представлена на рисунке 4.18.



Рисунок 4.18 – Изменение производительности закачных скважин в течение 4 лет (2021 г.) их работы:

- – усредненные значения производительности скважин до обработки;
- – усредненные значения производительности скважин после обработки

Производительность закачных скважин в течение четвертого года эксплуатации под влиянием кольматационных процессов в промежутке между

циклами РВР снижается до 1,2 – 1,0 м³/час. В результате пневмоимпульсной обработки производительность поднимается до 1,8 – 1,7 м³/час, при среднем приросте производительности в 0,6 м³/час.

Анализ полученной информации позволяет сделать следующие выводы:

- в процессе эксплуатации закачных скважин в течение 4 лет под воздействием кольматационных явлений их производительность падает до уровня 2,2 - 1,0 м³/час;

- ремонтно-восстановительные работы с применением пневмоимпульсной обработки закачных скважин позволяет повысить их производительность до 7,1 – 1,7 м³/час;

- прирост производительности скважин составляет 3,3 – 0,6 м³/час, испытывая тенденцию к снижению эффективности РВР с течением времени.

Как установлено исследованиями, одной из причин снижения работоспособности закачных скважин является износ металлических элементов их армировки. Процессы коррозии металла особенно интенсивны в прифильтровой зоне скважин по причине их работы в агрессивной среде. В течение первых двух лет эксплуатации скважин коррозионные процессы не критичны, поэтому их влияние на работу скважин невысоко. Это позволяет поддерживать производительность закачки рабочих растворов на уровне 3 м³/час. Далее износ элементов армировки скважин начинает все больше влиять на их работоспособность и это требует замены изношенных элементов, что в свою очередь приводит к увеличению времени ремонта и дополнительным затратам на ремонт.

Вопрос поддержания работоспособности системы выщелачивания может быть решен расчетом затрат и времени по вариантам: полный ремонт скважин; ввод в эксплуатацию вновь построенных, вместо потерявших свою работоспособность, скважин.

4.2.2 Восстановление производительности откачных скважин

Технология ремонтно-восстановительных работ откачных скважин, согласно предложенного регламента РВР, состоит в пневмоимпульсной обработке их прифилтровой зоны с откачкой растворов до их осветления и последующей химической обработке растворами соляной кислоты и бифторида аммония.

Динамика потери и восстановления производительности откачных скважин в течение 4 лет приведены на рисунке 4.19.



Рисунок 4.19 – Зависимость изменения производительности откачных скважин в течение 4 лет: – усредненные значения производительности скважин до обработки; – усредненные значения производительности скважин после обработки

После периода работы откачных скважин в течение 28 суток производительность также как и закачных скважин падала. При этом падение производительности прогрессировало с течением времени работы скважин от 1,8 до 1,9 м³/час при плановой производительности в 3,0 м³/час. После обработки скважин их производительность поднималась до уровня 3,0–4,0 м³/час. Динамика падения уровня производительности откачных скважин при сроке их эксплуатации в 4 года и величине межремонтного цикла в 28 суток описывается выражением

$$P_{скв} = 1/(0,6 - 0,02t + 0,0004t^2), \text{ м}^3/\text{час}. \quad (4.16),$$

а динамика восстановления производительности после их обработки выражением

$$P_{скв} = 2,8 + 0,2t, \text{ м}^3/\text{час}. \quad (4.17)$$

Деление массива данных на годовые интервалы дает возможность детализировать процессы изменения производительности откачных скважин по мере их старения.

Динамика изменения производительности откачных скважин в течение первого года их работы (2018 г.) представлена на рисунке 4.20.



Рисунок 4.20 – Изменение производительности откачных скважин в течение 1 года их работы:

— усредненные значения производительности скважин до обработки; — усредненные значения производительности скважин после обработки

Производительность откачных скважин в течение первого года эксплуатации под влиянием кольтматационных процессов в промежутке между циклами РВР снижается до 2,3 – 1,0 м³/час. В результате обработки скважин их производительность поднимается до 3,5 – 1,9 м³/час, при среднем приросте производительности в 2,1 м³/час.

Динамика изменения производительности откачных скважин в течение второго года их работы (2019 г.) представлена на рисунке 4.21.

Производительность откачных скважин в течение второго года эксплуатации под влиянием кольтматационных процессов в промежутке между циклами РВР снижается до 1,6 - 2,5 м³/час. В результате обработки скважин их производительность поднимается до 3,4–4,5 м³/час, при среднем приросте производительности в 1,9 м³/час.



Рисунок 4.21 – Изменение производительности откачных скважин в течение 2 года их работы:

— усредненные значения производительности скважин до обработки; — усредненные значения производительности скважин после обработки

Информация об изменении производительности откачных скважин в течение третьего года их работы представлена на рисунке 4.22.

Производительность откачных скважин в течение третьего года эксплуатации под влиянием кольматационных процессов в промежутке между циклами РВР снижается до 1,5 – 2,6 м³/час. В результате обработки скважин их производительность поднимается до 3,5–4,6 м³/час, при среднем приросте производительности в 2,0 м³/час.

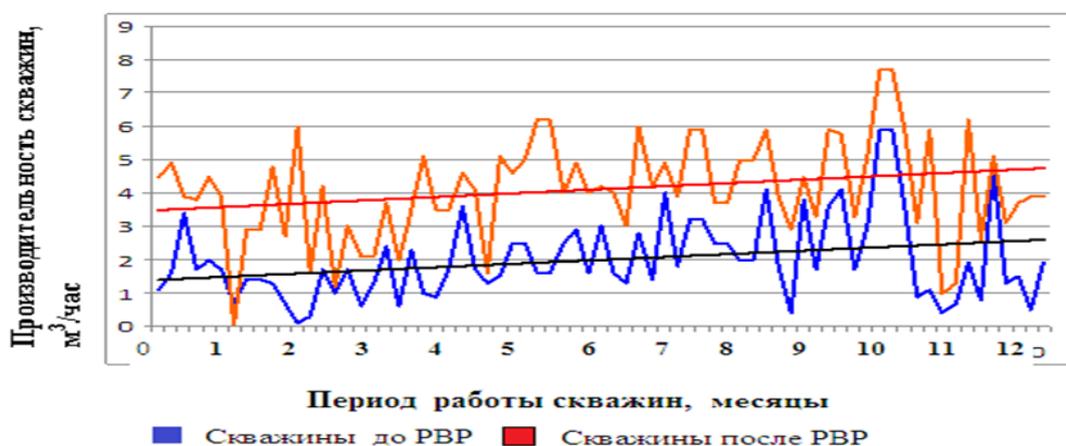


Рисунок 4.22 – Изменение производительности откачных скважин в течение 3 года их работы:

— усредненные значения производительности скважин до обработки; — усредненные значения производительности скважин после обработки

Деление массива данных на годовые интервалы дает возможность детализировать процессы изменения производительности скважин по мере их старения.

Динамика изменения производительности откачных скважин в течение 4 года их работы (2021 г.) представлена на рисунке 4.23.



Рисунок 4.23 – Изменение производительности откачных скважин в течение 4 года их работы:

■ – усредненные значения производительности скважин до обработки; ■ – усредненные значения производительности скважин после обработки

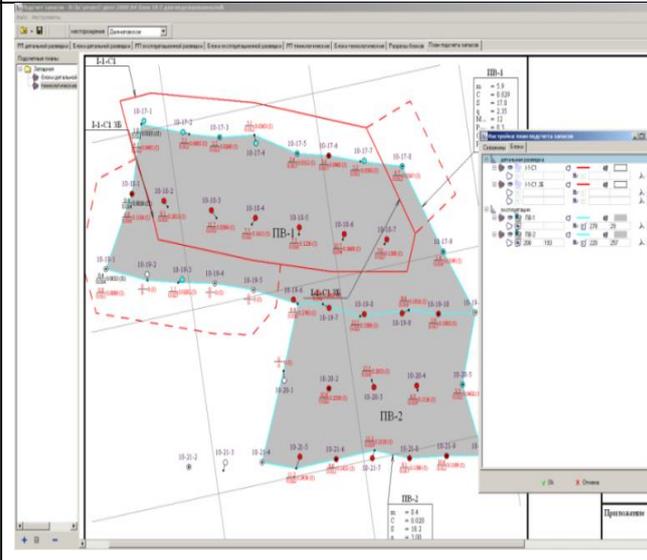
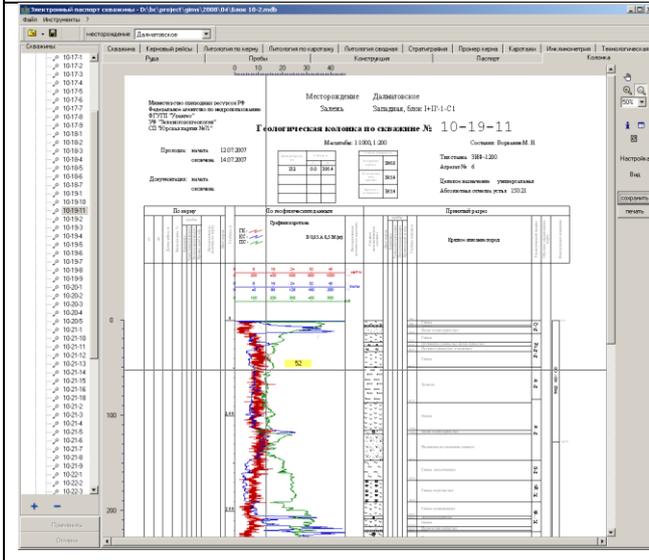
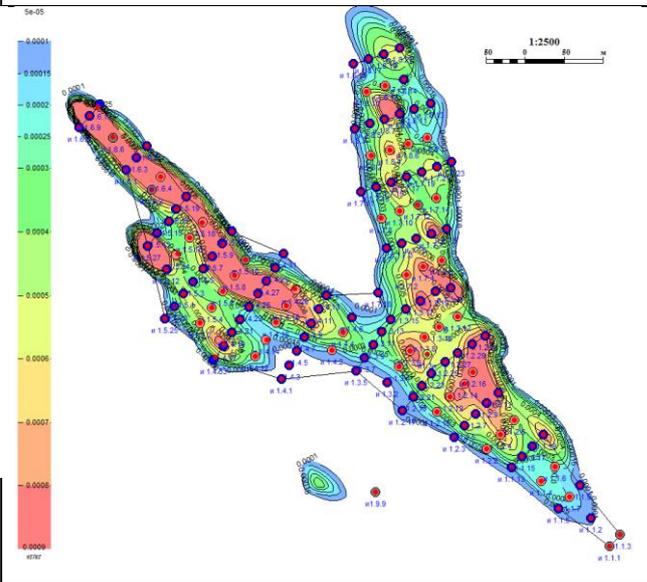
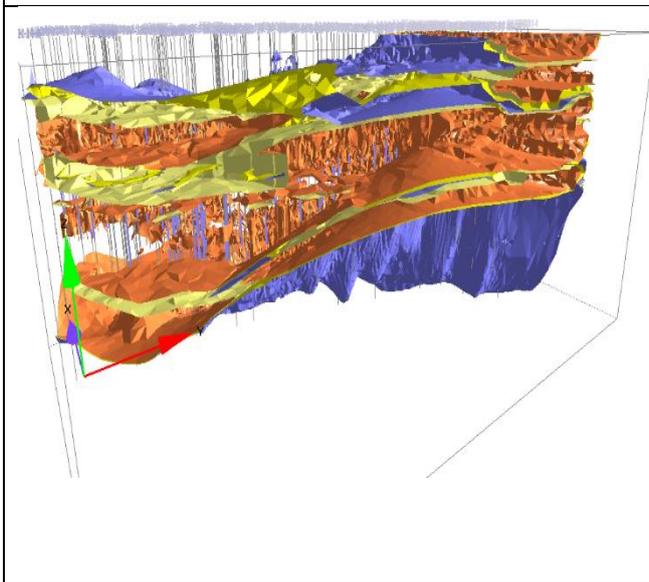
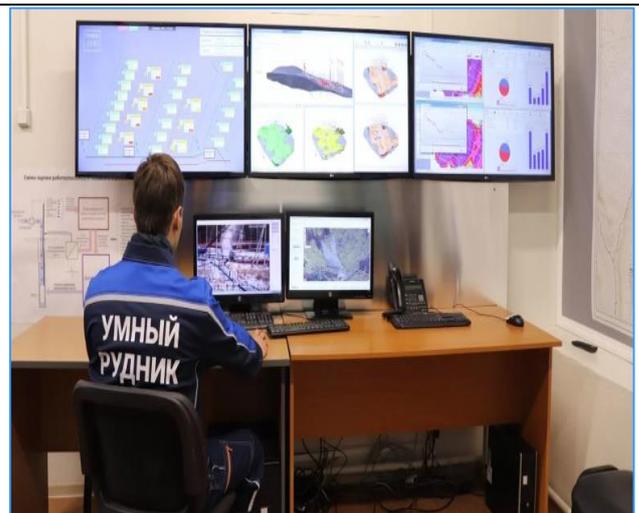
Производительность откачных скважин в течение третьего года эксплуатации под влиянием кольматационных процессов в промежутке между циклами РВР снижается до 2,1 – 1,7 м³/час. В результате обработки скважин их производительность поднимается до 3,7– 3,5 м³/час, при среднем приросте производительности в 1,8 м³/час.

Суммируя полученные результаты исследования необходимо отметить, что падение производительности откачных скважин в течение межремонтного периода (28 суток) на протяжении 4 лет их эксплуатации при разбивке этого временного интервала на годы имеет определенную закономерность. Закономерность заключается в том, что на протяжении 4 лет среднегодовой уровень падения производительности откачных скважин постепенно растет от 1,2 до 1,9 м³/час, но незначительно по сравнению с падением уровня производительности закачных скважин.

После проведения ремонтно-восстановительных работ производительность откачных скважин растет по годам неравномерно: в течение первого года на 2,7 м³/час, рост производительности в течение 2 и 3 года эксплуатации скважин составил 3,9 – 4,0 м³/час, в течение 4 года рост производительности снизился до уровня 3,6 м³/час.

Такая динамика изменения производительности откачных скважин говорит о том, что рекомендуемая технология ремонтно-восстановительных работ успешно работает в течение 4 лет эксплуатации скважин. На протяжении первого года активные реагенты, разрушающие кольматационные отложения в прифильтровой зоне скважин, создают определенную геохимическую обстановку с постепенным накоплением остаточных количеств соляной кислоты и бифторида аммония в прифильтровой зоне, что способствует более активному проведению процесса декольматации в последующие три года. Срок отработки запасов месторождений сокращается на 36 %; себестоимость готовой продукции снижается на 12,9 %.

В 2021 г. на предприятии АО «Хиагда» реализован проект «Умный полигон» [51], разработанный специалистами горнорудного дивизиона «Росатома» с непосредственным участием автора диссертации и учеными Северского технологического института НИЯУ «МИФИ», позволяющий осуществлять оперативный контроль и анализ работы добычного полигона с помощью компьютерной программы [126]. В качестве исходных материалов для формирования базы данных использована научно-техническая информация, полученная в процессе выполненных автором экспериментальных работ по теме диссертации: свидетельства о государственной регистрации программ для ЭВМ: № 2023612088 (RU); № 2023612447 (RU); № 2022683474 (RU); № 2019661994 (RU). [79,81-84]. Внедрения проекта в производство позволит снизить эксплуатационные затраты дополнительно на 10 %. Схема комплекса программного обеспечения для АСУТП в рамках проекта «Умный рудник» представлена на рисунке 4.24.



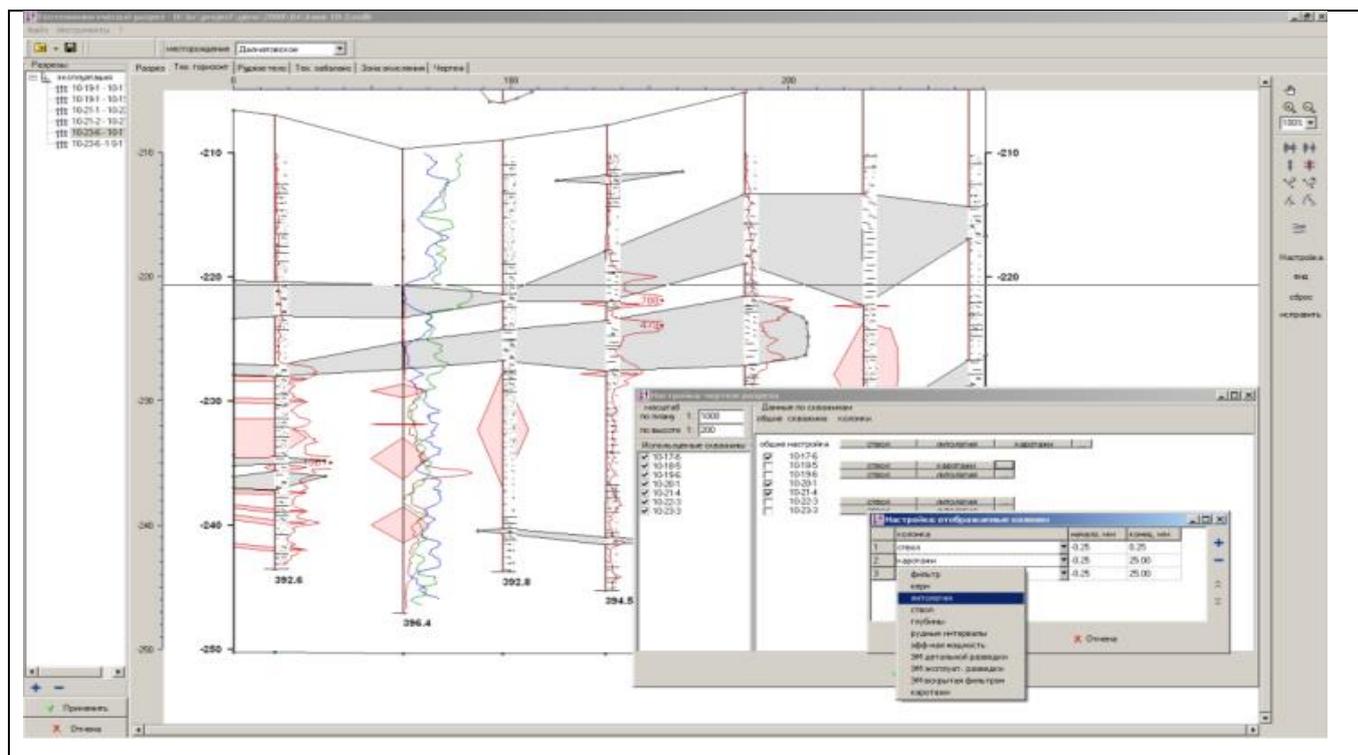


Рисунок 4.24 – Схема комплекса программного обеспечения для АСУТП в рамках проекта «Умный рудник»

Программа является составной частью комплекса программного обеспечения для АСУТП «Умный рудник» для повышения эффективности работы добычного полигона путем повышения качества и оперативности управления процессом скважинного подземного выщелачивания (СПВ). Функциональные возможности: обмен данными с базами технологических, геологических данных, а также хранилищем результатов расчета постоянно действующей модели работы добычного комплекса и системы оптимизации; представление всей имеющейся в хранилище данных информации о состоянии добычного полигона в виде интерактивного плана со всеми технологическими объектами, а также таблиц, схем и графиков; анализ данных с помощью интерактивных инструментов.

Программное обеспечение предназначено для ввода и анализа плановых данных и фактических показателей работы горнодобывающего предприятия АО «Хиагда». Позволяет вводить плановые и фактические значения геотехнологических показателей основного производства и мероприятия по решению проблем. Визуализирует значения геотехнологических показателей в

разрезе предприятия, месторождения, участка, залежи, эксплуатационного блока. Предоставляет возможность настраивать перечень информационных панелей и отображающихся на них технологических показателей для представления данных основного производства АО «Хиагда».

Приоритет новых технологических решений подтверждён четырьмя свидетельствами о государственной регистрации программ для ЭВМ: № 2023612088 (RU); № 2023612447 (RU); № 2022683474 (RU); № 2019661994 (RU), которые являются составными частями комплекса программного обеспечения для АСУТП «Умный рудник» (Приложение Д) для удалённого мониторинга и улучшения эффективности работы добычного полигона путем повышения качества и оперативности управления процессом скважинного подземного выщелачивания на основе отображения отклонения фактических данных от плановых с перечнем мероприятий, связанных с решением проблем, и применением методов виртуальной и дополненной реальности, что позволяет сократить срок отработки запасов месторождений на 32 % и снизить на 13,0 % себестоимость готовой продукции (Приложение Е).

Выводы по главе 4

Как показал опыт отработки гидрогенных месторождений подземным скважинным выщелачиванием, основным фактором, определяющим потерю производительности является кольматация призабойной части технологических скважин.

В процессе выщелачивания происходит накопление в прифильтровой зоне скважин механических и химических отложений, представляющих собой тонкие песчано-глинистые взвеси и твердые химические соединения, образовавшиеся в результате воздействия серной кислоты на породообразующие минералы продуктивного пласта.

1. Процесс засорения прифильтровой зоны скважин кольматантами определяется следующими факторами:

- гранулометрическим составом продуктивного пласта, вмещающего оруденение, определяющим долю тонких частиц в своем составе – механическая кольматация;

- петрографическим составом рудных песков, определяющим долю породообразующих минералов – поставщиков ионов Mg , Ca , Fe , Al и Si , в продуктивный раствор под воздействием серной кислоты – химическая кольматация.

2. Продукты механической кольматации эффективнее всего удаляются пневмоимпульсной обработкой прифилтровой зоны технологических скважин.

3. Продукты химической кольматации в условиях отработки запасов месторождений Хиагдинского рудного поля эффективнее всего удаляются растворами соляной кислоты и бифторида аммония

4. В процессе лабораторных исследований получены зависимости расхода соляной кислоты и бифторида аммония от концентрации ионов Mg , Ca , Fe , Al и Si на удаление химических кольматантов из прифилтровой зоны технологических скважин.

5. Проведенные исследования позволили разработать технологический регламент работ для восстановления производительности закачных и откачных скважин.

6. В процессе проведения опытно-промышленных работ установлены закономерности восстановления производительности скважин от времени их эксплуатации при соблюдении регламентных требований их обработки:

- закачных скважин - $P_{скв} = 1/(0,5 + 0,02t + 0,01t^2)$, м³/час;

- откачных скважин - $P_{скв} = 2,8 + 0,2t$, м³/час.

7. Ремонтно-восстановительные работы, проводимые согласно предложенному регламенту, позволяют поддерживать производительность закачных и откачных скважин на проектном уровне в течение 4 лет. Для поддержания производительности откачных скважин после первых двух лет

эксплуатации кроме регулярного проведения РВП требуется частичная замена корродированных элементов армировки скважин.

8. Разработана универсальная система оперативного контроля и анализа работы цифрового двойника горнодобывающего предприятия, обрабатывающего урановые руды Хиагдинского месторождения, в разрезе предприятия, месторождения, участка, залежи, эксплуатационного блока, включающая выявленные качественно новые зависимости и закономерности процесса скважинного подземного выщелачивания и его интенсификации, позволяющая повысить точность измерений технологических показателей с помощью интерактивных инструментов, расширяющая границы применимости для гидрогенных месторождений хиагдинского типа.

9. Результаты исследований используются при подготовке горных инженеров в Забайкальском государственном университете по специальности 21.05.04 «Горное дело» при чтении лекций и проведении практических занятий по следующим дисциплинам: «Физико-химическая геотехнология», «Скважинная геотехнология», «Управление качеством руд при добыче полезных ископаемых», «Особенности разработки урановых месторождений», «Проектирование рудников» («Акт о внедрении в учебный процесс ФГБОУ ВО «ЗабГУ» от 15.11.22 г.) – Приложение Ж.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором теоретических и экспериментальных исследований, опытно-промышленных испытаний изложены новые научно обоснованные технические и технологические решения по отработке гидрогенных урановых руд скважинным подземным выщелачиванием и извлечению урана из природного минерального сырья с применением методов интенсификации, имеющие существенное значение для атомной промышленности и развития страны.

1. Доказано многовариантным моделированием технологических процессов движения растворов в продуктивном пласте и экономических процессов всего цикла добычи в зоне многолетней мерзлоты и экспериментальными исследованиями, что для гидрогенных руд хиагдинского типа при вскрытии месторождений наиболее эффективна гексагональная схема расположения технологических скважин с радиусом ячейки в 30 м, позволяющая осуществить максимально возможный охват площади рудной залежи на уровне 90 % запасов урана. Опытными промышленными испытаниями подтверждено снижение объема выщелачивающих растворов и расхода выщелачивающего реагента при извлечении урана на уровне не ниже 80 %.

2. Выявлена зависимость концентрации урана (CU) в продуктивном растворе от продолжительности выщелачивания (t), для оптимального варианта расположения технологических скважин с радиусом гексагональной ячейки в 30 м, описываемая математическим выражением: $C_U = 10^{(-6,24 + 7,5 * \log(t) - 1,66 * \log(t)^2)}$, мг/л.

3. Выявлена зависимость извлечения доли урана в раствор от времени выщелачивания (t) для гексагональной ячейки радиусом 30 м, описываемая зависимостью: $\varepsilon_{30} = -6,97 + 9,2 * t - 0,0002 * t^2$, доли ед.

4. Установлено в процессе лабораторных исследований и подтверждено опытно-промышленными работами, что наиболее эффективным активатором

процесса выщелачивания гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля является перекись водорода с расходом окислителя на стадии закисления в 1,6 кг/т и на стадии выщелачивания – 0,88 кг/т, что позволяет получить наиболее высокую концентрацию урана в продуктивном растворе и максимальную концентрацию трёхвалентного железа (III).

5. Разработан и внедрён на АО «Хиагда» комплекс ремонтно-восстановительных работ технологических скважин сочетанием пневмоимпульсной и химической обработки прифилтровой части колонны, обеспечивающий поддержание запланированной производительности закачных и откачных скважин до 4 лет непрерывной работы.

6. Экспериментально доказано, что наиболее эффективными декольматантами технологических скважин при отработке руд месторождений хиагдинского типа являются соляная кислота, эффективно растворяющая соединения Mg, Ca, Al, Fe, и бифторид аммония, разлагающий коллоидный кремнезем, расход которых зависит от концентрации данных ионов металлов и концентрации кремниевой кислоты в продуктивном растворе. Установлены зависимости расходов: $Q_{HCl} = 584966,2 + 82244,4 * \ln(C_{Mg,Ca,Al,Fe})$, г/скв. и $Q_{[NH_4]HF_2} = -140634,3 + 22534,2 * \ln(\beta_{sil})$, г/скв.

7. Установлены зависимости повышения производительности технологических скважин от времени обработки при регулярном проведении ремонтно-восстановительных работ: закачных скважин – $P_{скв} = 1/(0,5 + 0,02t + 0,01t^2)$, м³/час; откачных скважин – $P_{скв} = 2,8 + 0,2t$, м³/час, что дает возможность оптимизировать срок эксплуатации технологических скважин.

8. Разработан регламент выщелачивания урановых руд месторождений Хиагдинского рудного поля с использованием в качестве активатора перекиси водорода. Усовершенствован регламент восстановления производительности технологических скважин проведением ремонтно-восстановительных работ с применением пневмоимпульсной и химической обработки прифилтровой зоны.

Результаты внедрения разработок на горном предприятии (ожидаемые): сокращение срока отработки запасов месторождений на 32 %; снижение себестоимости готовой продукции на 13,0 %; продление срока эксплуатации технологических закачных и откачных скважин до 4 лет. Суммарный расчетный экономический эффект от внедрения составляет 332,6 млн. руб. в год. Извлечение урана в готовую продукцию составит 85 % от исходного количества урана в недрах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Андреев, И. Ю. Комплексная технология переработки урановых руд агитационными и перколяционными методами / И. Ю. Андреев, В. Ф. Головин, В. Г. Литвиненко, В. А. Овсейчук, В. Г. Шелудченко, В. С. Филоненко // Горный журнал. – 2003. – № 6. – С. 45–47.
2. Аренс, В. Ж. Физико-химическая геотехнология / В. Ж. Аренс. – Москва: МГГУ, 2001. – 656 с.
3. Бавлов, В. Н. Перспективы освоения и развития сырьевой базы урана России / В. Н. Бавлов, А. В. Бойцов, С. А. Головинский [и др.] // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2005. – № 1. – С. 16–26.
4. Бабкин, А. С. Восстановление производительности технологических скважин при скважинном подземном выщелачивании урана / А. С. Бабкин, А. Г. Иванов, **А. Н. Михайлов**, Е. А. Гурулев, Н. А. Алексеев, Д. А. Иванов, О. Ю. Глотова, Ю. В. Забайкин // Московский экономический журнал. – 2019. – № 2. – С. 83–100.
5. Битимбаев, М. Ж. Химическая кольматация и способы ее устранения при подземном выщелачивании металлов / М. Ж. Битимбаев // Вестник Национальной инженерной академии РК. – 2009. – № 2. – С. 122–125.
6. Белотсов Д.И., Рощупкин В.И. Буровые установки. – М. «Недра» 1973. – 240 с.
7. Бойцов, В. Е. Геология месторождений урана / В. Е. Бойцов. – Москва: Недра, 1989.
8. Бровин, К. Г. Прогноз, поиски, разведка и промышленная оценка месторождений урана для отработки подземным выщелачиванием / К. Г. Бровин, В. А. Грабовников, М. В. Шумилин, В. Г. Языков. – Алматы: Галым, 1997.
9. Верховцев, В. Н. АО «Хиагда»: основные вехи развития и главные достижения / В. Н. Верховцев, В. С. Святецкий, **А. Н. Михайлов**, А. А. Михайлов // Горный журнал. – 2022. – № 4. – С. 4–12.
10. Гладышев, А. В. «Умный полигон СПВ» – технология оптимального управления в реальном времени / А. В. Гладышев, **А. Н. Михайлов**, А. Д.

Истомин [и др.] // Актуальные проблемы урановой промышленности: материалы IX Междунар. науч.-практ. конф. – Алматы: Казахский национальный ун-т, 2019. – Ч. 2. – С. 294–300.

11. Вершков, А. Ф. Отчет по разработке методики пересчета запасов технологических блоков рудника «Центральный Мынкудук» / А. Ф. Вершков, А. А. Мендыгалиев. – Алматы, 2018. – 25 с.

12. Вершков, А. Ф. Отчет о результатах детальной разведки участка Центральный уранового месторождения Мынкудук с подсчетом запасов урана по состоянию на 1 января 2010 г. / А. Ф. Вершков, А. Г. Наталов. – Алматы, 2010.

13. Ганн, В. Н. Результаты опытно-промышленных работ на месторождениях Хиагдинского рудного поля / В. Н. Ганн, Г. М. Адосик, И. И. Курсинов // Ресурсы Забайкалья. – 2001. – № 1. – С. 17–18.

14. Гладышев, А. В. Влияние генетических особенностей урановых месторождений Хиагдинского рудного поля на выбор технологий отработки рудных залежей скважинным подземным выщелачиванием / А. В. Гладышев, А. Н. Михайлов, И. Н. Солодов, А. В. Суворов // Горный журнал. – 2022. – № 4. – С. 13–17.

15. Глазунов, И. С. Определение рациональных сеток рабочих скважин на участках ПВ по трехрядной системе / И. С. Глазунов. – Москва: ЦНИИАтоминформ, 1974.

16. Горбатенко, О. А. Ремонтно-восстановительные работы на геотехнологических скважинах предприятий ПСВ урана / О. А. Горбатенко, П. Е. Чистилин, Е. Н. Панова [и др.]. – Алматы, 2017. – 194 с.

17. Гордиенко, О. Е. Результаты лабораторных и опытно-промышленных работ, проводимых с целью изучения возможности и эффективности вовлечения в разработку Хиагдинского месторождения урана методом ПВ: отчет по теме 623-С2 / О. Е. Гордиенко, Р. И. Ромашкевич [и др.]. – Москва, 2009.

18. Гордиенко, О. Е. Проведение опытных работ по подземному выщелачиванию урана с применением окислителей на месторождении Долматово: отчет ВНИИХТ, ТИ/2909 / О. Е. Гордиенко, Е. П. Бучихин, М. И. Ряховский. –

Москва, 2004.

19. Гуров, В. А. Опытные работы по использованию кислорода воздуха при сернокислотном подземном выщелачивании урана на Далматовском месторождении / В. А. Гуров, Н. И. Волков, В. Ю. Смышляев // Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. – Москва: ИД «Руда и металлы», 2005. – Т. 1. – 216 с.

20. А. с. СССР № 1218691. Способ подземного выщелачивания редких металлов из руд: от 15.11.1985 / Гуров В. А. [и др.].

21. Дементьев, А. А. Компьютерная модель расчета технико-экономических показателей (на примере месторождений урана для разработки подземным выщелачиванием) / А. А. Дементьев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1999. – № 2. – С. 169–175.

22. Джакупов, Д. А. Выбор схемы расположения технологических скважин при разработке многоярусных рудных залежей / Д. А. Джакупов // Современные научные исследования: актуальные вопросы, достижения и инновации: материалы V Междунар. науч.-практ. конф. – Пенза, 2018. – С. 210–212.

23. Джакупов, Д. А. Повышение эффективности различных схем скважинного подземного выщелачивания при разработке сложных гидрогенных месторождений: дис. ... д-ра философии: 6D070700 / Д. А. Джакупов. – Алматы, 2019. – 99 с.

24. Джакупов, Д. А. Повышение эффективности добычи урана методом подземного скважинного выщелачивания / Д. А. Джакупов // Инновационное развитие горнодобывающей отрасли: материалы междунар. науч.-техн. конф. – Кривой Рог, 2016. – С. 130.

25. Евсеева, А. И. Геохимия урана в зоне гипергенеза / Л. С. Евсеева, А. И. Перельман, К. Е. Иванов. – Москва: Атомиздат, 1974.

26. Забазнов, В. Л. Виды кольматации скважин при подземном скважинном выщелачивании урана и методы борьбы / В. Л. Забазнов, А. П. Патрин, В. М. Зинченко, Е. И. Евтеева // Актуальные проблемы урановой промышленности: материалы II Междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2002. – С. 38–44.

27. Зинченко, В. М. Основные проблемы и возможные пути восстановления производительности геотехнологических скважин на месторождении Канжуган / В. М. Зинченко, А. М. Шапорев, В. Л. Забанов [и др.] // Актуальные проблемы урановой промышленности: материалы III Междунар. науч.-практ. конф. – Алматы: НАК «Казатомпром», 2005. – 578 с.

28. Зозуля, А. М. Снижение технологических потерь урана при подземном выщелачивании за счет растворения гидроокиси уранила / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2019. – № 4. – С. 17–26.

29. Зозуля, А. М. Совершенствование технологии подземного блочного выщелачивания скальных урановых руд (на примере Стрельцовой группы урановых месторождений): дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / А. М. Зозуля. – Чита, 2022. – 202 с.

30. Иванов, А. Г. Ремонтно-восстановительные работы для повышения производительности технологических скважин / А. Г. Иванов, **А. Н. Михайлов**, Н. А. Алексеев [и др.] // Разведка и охрана недр. – 2020. – № 6. – С. 52–58.

31. Иванов, А. Г. Методы и технические средства обработки фильтров и прифильтровых зон технологических скважин / А. Г. Иванов, **А. Н. Михайлов**, Н. А. Алексеев [и др.] // Разведка и охрана недр. – 2020. – № 7. – С. 40–44.

32. Иванов, А. Г. Специальные работы для восстановления и поддержания рабочего состояния эксплуатационной колонны технологических скважин / А. Г. Иванов, **А. Н. Михайлов**, Н. А. Алексеев [и др.] // Разведка и охрана недр. – 2020. – № 8. – С. 40–45.

33. Исходные данные для ТЭО строительства промышленного предприятия на базе Хиагдинской группы месторождений урана: от 30 сентября 2003 г. н/вх. № 854 // Архив ВНИИХТ.

34. Калошин, А. А. Виды кольматации скважин при подземном скважинном выщелачивании урана и методы борьбы / А. А. Калошин, Л. И. Евтеева, В. Л. Забазнов [и др.] // Актуальные проблемы урановой промышленности: материалы II Междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2002. – С. 38–44.

35. Кедровский, О. Л. Комплексы подземного выщелачивания / О. Л. Кедровский. – Москва: Недра, 1986. – 272 с.
36. Керкис, Е. Е. Методы изучения фильтрационных свойств горных пород / Е. Е. Керкис. – Ленинград: Недра, 1975.
37. Кочкин, Б. Т. Особые условия формирования крупных экзогенных эпигенетических месторождений урана / Б. Т. Кочкин // Геология рудных месторождений. – 2020. – Т. 64, № 1. – С. 135–150.
38. Коченов, А. В. Отчет по договору № 626 «Изучение минералого-геохимических, литологических и геотехнологических особенностей кайнозойских месторождений Витимского района с целью использования полученных данных для совершенствования поисковых критериев и подготовки объектов к промышленному освоению способом ПВ» / А. В. Коченов, А. Е. Халдей, В. Б. Шатарова // Фонды ГП «Сосновгеология», 1988. – инв. номер 02684. – 228 с.
39. Кристиан, М. Увеличение продуктивности и приемистости скважин / М. Кристиан, С. Сокол, А. Континеску. – Москва: Недра, 1985. – 185 с.
40. Макаров, С. И. Хиагдинское месторождение. Детальные разведочные работы бурением по сети 200–100х100–50 м с целью перевода запасов категории С₂ в С₁: отчет по геологическому заданию С-34 за 2000 год / С. И. Макаров, В. В. Макшанинов, В. К. Овсов. – Иркутск: фонды ГП «Сосновгеология», 2000. – инв. номер 3266.
41. Марченко, И. В. Моделирование последовательности и времени отработки блоков гидрогенного месторождения методом подземного выщелачивания / И. В. Марченко, В. Д. Постников // Цветная металлургия. 1988. – № 2. – С. 45–47.
42. Машковцев, Г. А. Создание эффективной геотехнологии освоения крупного ураново-рудного района в зоне многолетней мерзлоты: отчет / Г. А. Машковцев, П. Ю. Василевский, А. В. Гладышев, А. Г. Иванов, Б. Т. Кочкин, А. Р. Миносьянц, А. Н. Михайлов, М. Д. Носков, В. Н. Рычков, И. Н. Солодов. – Москва: ВНИПИПромтехнология, 2022. – 93 с.

43. Машковцев, Г. А. Урановый потенциал России / Г. А. Машковцев // Актуальные проблемы урановой промышленности: материалы VIII Междунар. науч.-практ. конф. / Г. А. Машковцев. – Астана: АО «НАК “Казатомпром”», 2017.

44. **Михайлов, Н. Н.** Изменение физических свойств горных пород в околоскважинных зонах / Н. Н. Михайлов. – Москва: Недра, 1987. – 152 с.

45. **Михайлов, А. Н.** Определение оптимальных параметров систем разработки гидрогенных месторождений методом подземного скважинного выщелачивания / А. Н. Михайлов, В. А. Овсейчук // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2022. – Т. 28, № 5. – С. 19–27.

46. **Михайлов, А. Н.** Анализ результатов комплексной обработки технологических скважин для восстановления их работоспособности / А. Н. Михайлов, В. А. Овсейчук // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2022. – Т. 28, № 6. – С. 15–25.

47. **Михайлов, А. Н.** Влияние различных реагентов на эффективность подземного скважинного выщелачивания урана из руд Хиагдинского месторождения / А. Н. Михайлов, В. А. Овсейчук // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2022. – Т. 28, № 5. – С. 16–27.

48. **Михайлов, А. Н.** Влияние плотности расположения технологических скважин на параметры выщелачивания гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля / А. Н. Михайлов, В. А. Овсейчук // Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов: материалы XXII Междунар. науч.-практ. конф.: в 2 ч. – Чита: ЗабГУ, 2022. – Ч. 2. – С. 8–13.

49. Назарова, З. М. Рынок урана: современное состояние, проблемы и перспективы его развития / З. М. Назарова, В. А. Овсейчук, О. Ю. Лементы. // Проблемы современной экономики. – 2016. – № 2. – С. 159–162.

50. Новик-Качан, В. П. Об особенностях подсчета запасов урана в осадочных породах при подземном выщелачивании / В. П. Новик-Качан // Атомная энергия. – 1970. – Т. 29, вып. 1.

51. Носков, М. Д. «Умный полигон» скважинного подземного выщелачивания урана / М. Д. Носков, **А. Н. Михайлов**, Р. С. Нарышкин, Р. С.

Рудин // Горный журнал. – 2022. – № 4. – С. 39–46.

52. Овсейчук, В. А. Полупромышленные испытания применения окислителей при скважинном выщелачивании гидрогенных руд месторождений Хиагдинского рудного поля / В. А. Овсейчук, **А. Н. Михайлов** // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2022. – Т. 28, № 4. – С. 28–34.

53. Овсейчук, В. А. Зависимость извлечения урана в раствор при кучном выщелачивании от петрографического состава руд / В. А. Овсейчук // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2021. – Т. 27, № 7. – С. 27–31.

54. Олейников, В. С. Отчет о работе ЦАЛ Сосновского ПГО за 1989 год / В. С. Олейников, А. П. Шакин // Архив ЦАЛ. – Иркутск, 1990.

55. Отчет о результатах детальной разведки участка 4 Инкайского уранового месторождения за период 2006–2008 гг. Шишков, И. А. // Архив – Москва, 2008.

56. О проведении предварительной разведки с комплексом сопутствующих исследований с подсчетом запасов и ресурсов урана по категориям С₁, С₂ и Р₁ на участке № 4 (южный фланг) месторождения Инкай: отчет ТОО «Вершина» за 2007 г. – Алма-Ата: фонды АО «Волковгеология», 2007.

57. Отчет по теме: «Выбор наиболее эффективного окислителя для литолого-геохимических условий Хиагдинского месторождения», этап 1б: «Разработка способов устранения негативного влияния солевого состава ПР на цикл сорбционно-десорбционной переработки при использовании различных окислителей. Сравнительная технико-экономическая оценка результатов опытов и выбор окислителей, наиболее подходящих для сернокислотного ПВ урана». Договор № 211 от 25 апреля 2011 г. Шифр темы: 130-С₂. Архив.

58. Оптимизация параметров разработки гидрогенных месторождений способом подземного выщелачивания / В. Г. Иванов [и др.]. – Обнинск: ЦИПК, 1990. – 106 с.

59. Оценка пригодности рудных залежей Витимского ураново-рудного района для отработки методом СПВ // Г. И. Авдонин, А. С. Салтыков и др. Отчет по договору № 098/2860 от 26.09.2019 / Чита, фонды АО «Хиагда», 2020. — 101 с.

60. О стратегии развития атомной энергетики России до 2030 года и на

период до 2050 года. –URL: <http://www.wdcb.ru/mining/articles/strategia.html> (дата обращения: 11.12.2023). – Текст: электронный.

61. Петрова, Л. С. Минералогическая зональность пластово-инфильтрационных месторождений урана на примере месторождения Мынкудук / Л. С. Петрова, А. Д. Дара, П. Е. Чистилин // Материалы по геологии урановых месторождений. – Москва, 1981. – Вып. 69.

62. Пешков, П. А. Отчет о результатах предварительной разведки месторождений Хиагдинского рудного поля в Центральном Забайкалье с подсчетом запасов урана по состоянию на 1 мая 1992 г. Отчет экспедиции № 130 по геологическому заданию 130-16 за 1986–1992 гг. / П. А. Пешков, В. П. Грязнов, В. Н. Ган [и др.] – Иркутск: фонды ГП “Сосновгеология”, 1993. – инв. номер 3139.

63. Поезжаев, И. П., Полиновский, К. Д., Горбатенко О. А. [и др.] Геотехнология урана // под общ. ред. Ю. В. Демехова, Б. М. Ибраева. – Алматы, 2017. – 327 с.

64. Полиновский, К. Д. Комплексный подход к изучению проблем интенсификации процесса ПСВ урана / К. Д. Полиновский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 7. – С. 64–73.

65. Ракишев, Б. Р. Исследование минералогического состава осадкообразований в условиях скважинной добычи урана / Б. Р. Ракишев, М. М. Матаев, Ж. С. Кенжетаев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 7. – С. 123–131.

66. Результаты математического моделирования процесса ПВ при гексагональной схеме вскрытия руд залежи применительно к рудам Хиагдинского месторождения / исполн.: В. В. Макшанинов, Е. А. Митрофанов. – Багдарин (Республика Бурятия): ОАО «Хиагда», 2002. – 50 с.

67. Результаты лабораторных исследований руд и вмещающих пород опытного блока месторождения Мейлы-Сай: отчет // Фонды ВНИИХТ. – 1986. – № 27618.

68. Рихванов Л. П., Домареико В. А., Митрофанов Е. А. Комплексный

состав руд урановых месторождений и некоторые тенденции поведения микроэлементов на месторождениях Хиагдинского рудного поля (Россия) // Сборник трудов IX Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности». Алматы, 7-9 ноября 2019. Том. 2. С. 3-10.

69. Рихванов Л.П. Общие и региональные проблемы радиозащиты / Л.П. Рихванов; Том. политехн. ун-т [и др.]. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 1997. – 384 с.

70. Рогов, А. Е. Оптимизация расхода серной кислоты при подземном скважинном выщелачивании урана / А. Е. Рогов, В. Г. Языков, В. Л. Забазнов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2002. – № 4. – С. 154–156.

71. Рогов, Е. И. Инженерный метод гидродинамического расчета сетей технологических скважин при подземном скважинном выщелачивании металлов / Е. И. Рогов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – № 9. – С. 30–34.

72. Рогов, А. Е., Рогов, Е. И. Метод определения кинетических параметров при подземном скважинном выщелачивании урана / А. Е. Рогов, Е. И. Рогов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 8. – С. 133–135.

73. Рогов, Е. И., Языков, В.Г., Рогов, А. Е., Бектуреев, А.С. О коэффициенте извлечения урана и удельном расходе реагента при подземном выщелачивании / Е. И. Рогов, В.Г. Языков, А. Е. Рогов, А.С. Бектуреев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 5. – С. 43–45.

74. Рогов, Е. И. Теория и практика подземного и скважинного выщелачивания урана / Е. И. Рогов, А. Е. Рогов. – URL: textarchive.ru/c-2944562.html (дата обращения: 12.05.2023). – Текст: электронный.

75. Рычков, В. Н. Проведение опытно-промышленных испытаний по повышению окислительно-восстановительного потенциала растворов подземного выщелачивания урана / В. Н. Рычков. – Екатеринбург: фонды УГТУ-УПИ, 2004. – 30 с.

76. Рычков, В. Н. Проведение опытно-промышленных испытаний по

интенсификации процесса подземного выщелачивания урана на ЗАО «ДАЛУР» / В. Н. Рычков. – Екатеринбург: фонды УГТУ-УПИ, 2005. – 91 с.

77. Садыков, Р. Х. Подземное выщелачивание урана за рубежом. Растворители и окислители при ПВ урана и средства подачи газообразных реагентов в пласт / Р. Х. Садыков. – Москва: ВНИИХТ, 1983. – 76 с.

78. Сердюк, Н. И. Кавитационные способы декольматации области буровых скважин / Н. И. Сердюк. – Москва: ВНИИОЭНТ, 2004. – 175 с.

79. Свидетельство № 2019661994 (RU). Система оперативного контроля и анализа работы добычного полигона АО «Хиагда»: программа для ЭВМ: № 2019619389: заявл. 29.07.2019: опубл. 13.09.2019 / Гладышев А. В., Истомин А. Д., Крюкова Е. А., Макшанинов В. В., **Михайлов А. Н.**, Носков М. Д., Чеглоков А. А.; правообладатель АО «Хиагда». – Бюл. № 9.

80. Солодов, И. Н. Повышение межремонтного периода закачных скважин за счет очистки технологических растворов от твердых взвешенных веществ / И. Н. Солодов, В. Н. Рычков, А. М. Пастухов [и др.] // Актуальные проблемы урановой промышленности: материалы VI Междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2010. – С. 42–46.

81. Свидетельство № 2023612447 (RU). Программное обеспечение для ввода и анализа плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»: программа для ЭВМ: №: 2022683181 заявл. 23.11.2022: опубл. 02.02.2023 / Гурулев Е. А., Гуцул М. В., Истомин А. Д., **Михайлов А. Н.**, Нарышкин Р. С., Носков М. Д., Сакирко Г. К., Сербин А. В., Чеглоков А. А.; правообладатель АО «Хиагда». – Бюл. № 2.

82. Свидетельство № 2022683474 (RU). Программное обеспечение для ввода и анализа плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»: программа для ЭВМ: №: 2022682669 заявл. 23.11.2022: опубл. 05.12.2022 / Гурулев Е. А., Гуцул М. В., Истомин А. Д., **Михайлов А. Н.**, Нарышкин Р. С., Носков М. Д., Сакирко Г. К., Сербин А. В., Чеглоков А. А.; правообладатель АО «Хиагда». – Бюл. № 12.

83. Свидетельство № 2023612088. Web-приложение для мониторинга

плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»: программа для ЭВМ: № 2022682771: заявл. 23.11.2022: опубл. 30.01.2023 / Гурулев Е. А., Гуцул М. В., Истомин А. Д., **Михайлов А. Н.**, Нарышкин Р. С., Носков М. Д., Сакирко Г. К., Сербин А. В.; правообладатель АО «Хиагда».

84. Свидетельство № 2019661994 (RU). Система оперативного контроля и анализа работы добычного полигона АО «Хиагда»: программа для ЭВМ: № 2019619389: заявл. 29.07.2019: опубл. 13.09.2019 / Гладышев А. В., Истомин А. Д., Крюкова Е. А., Макшанинов В. В., **Михайлов А. Н.**, Носков М. Д., Чеглоков А. А.; правообладатель АО «Хиагда». – Бюл. № 9.

85. Технологический регламент эрлифтной прокачки скважин. – Чита: АО «Хиагда», 2019. – 59 с.

86. Техничко-экономическое обоснование строительства предприятия по отработке Хиагдинского месторождения урана способом подземного выщелачивания. – Москва: ВНИПИПромтехнологии, 2004. – Т. 1. – 63 с.

87. Техничко-экономическое обоснование постоянных кондиций по участку «Центральный» уранового месторождения Мынкудук, ТОО «Вершина». – Алматы, 2008.

88. Фазлуллин, М. И. Изучение физико-химического влияния различных окислителей на интенсификацию процесса выщелачивания урана: отчет по НИР (тема № 684-С4) / М. И. Фазлуллин, В. А. Гуров. – Москва: фонды ВНИИХТ, 2003.

89. Фазлуллин, М. И. Разработка технических средств и технологии применения окислителей для интенсификации процесса выщелачивания урана окислителей на интенсификацию процесса выщелачивания урана: отчет по НИР (тема № 774-С2) / М. И. Фазлуллин, В. А. Гуров. – Москва: фонды ВНИИХТ, 2003.

90. Филиппов, А. П. Опытнo-промышленные испытания подземного выщелачивания урана с использованием HNO_2 в качестве окислителя / А. П. Филиппов, Ю. В. Нестеров // Горный журнал. – 2004. – № 10. – С. 52–55.

91. Чекулаев, А. В. Анализ проблемы кольматации технологических скважин

на месторождениях урана, разрабатываемых методом подземного выщелачивания / А. В. Чекулаев // Успехи современного естествознания. – 2018. – № 2. – С. 165–170.

92. Шаталов, В. В. Состояние и перспективы развития сырьевой базы атомной промышленности / В. В. Шаталов // Бюллетень по атомной энергии. – 2004. – № 1. – С. 24–27.

93. Шаяхметов, Н. М. Поиск оптимального расстояния между скважинами для добычи методом подземного скважинного выщелачивания / Н. М. Шаяхметов. – URL: kaznu.kz/content/files/pages (дата обращения: 13.06.2023). – Текст: электронный.

94. Шумилин, М. В. Проблемы развития добычи урана в России и обеспечения баланса реального предложения и спроса / М. В. Шумилин // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2006. – № 5. – С. 36–41.

95. Эффективность действия пероксида водорода, как окислителя диоксида урана, в зависимости от pH среды / С. К. Ходжиев, Х. М. Назаров, К. А. Эрматов [и др.] // Доклады Академии наук Республики Таджикистан. – 2018. – Т. 61, № 3. – С. 275–281.

96. Юсупов, Х. А. Влияние схем вскрытия технологических блоков при отработке месторождений урана / Х. А. Юсупов, Д. А. Джакупов, Е. С. Башилова // Труды университета. – 2018. – № 3. – С. 76–78.

97. Юрганов, Н. Н. Скорость растворения кальцита, доломита и магнезита в кислотах различных концентраций / Н. Н. Юрганов, А. И. Зиновьев // Труды Всесоюз. науч.-исслед. геолого-развед. ин-та. – Ленинград: Готоптехиздат, 1960. – Вып. 155.

98. Юсупов, Х. А. Выбор схемы и параметров скважин технологического блока / Х. А. Юсупов, Д. А. Джакупов, Н. А. Назарбаева // Научное и кадровое сопровождение инновационного развития горно-металлургического комплекса: материалы междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2017. – С. 168–170.

99. Язиков, В. Г. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана / В.

Г. Язиков, В. Л. Забазнов, Н. Н. Петров, А. Е. Рогов. – Алматы, 2001. – 442 с.

100. Яшин, С. А. К вопросу о преимуществах малореагентного метода при сернокислотном выщелачивании из руд с высоким содержанием коффинита / С. А. Яшин, Б. О. Дуйсебаев, К. Д. Полиновский [и др.]. – Алматы, 2006. – С. 294–301.

101. Armstrong, D. Management of in-situ Recovery (ISR) Mining Fluids in a Closed Aquifer System / D. Armstrong, B. Jeuken // Abstracts of the International Mine Water Conference. – South Africa, 2009. – P. 703–712.

102. Arnold, N. The Future of Nuclear Fuel Supply / N. Arnold, K. Gufler // Proceedings of the 1st INRAG Conference on Nuclear Risk (16–17 April 2015). – Vienna: University of Natural Resources and Life Sciences in Vienna, 2015. – P. 1–27.

103. Charalambous, F. A. Leaching Behaviour of Natural and Heat-Treated Brannerite-Containing Uranium Ores in Sulphate Solutions with Iron (III) / F. A. Charalambous, R. Ram, S. McMaster, M. I. Pownceby, J. Tardio, S. K. Bhargava // Minerals Engineering. – 2014. – Vol. 57. – P. 25–35.

104. Corcho Alvarado, J. A. Radioactive and Chemical Contamination of the Water Resources in the Former Uranium Mining and Milling Sites of Mailuu Suu (Kyrgyzstan) / J. A. Corcho Alvarado, B. Balsiger, S. Röllin, A. Jakob, M. Burger // Journal of Environmental Radioactivity. – 2014. – Vol. 138. – P. 1–10.

105. Frontier Uranium Exploration in the South-Central United States // Geology of Alternate Energy Resources / ed. M. D. Campbell. – Houston: Houston Geological Society, 1977. – P. 3–14.

106. Mudd, G. M. Critical Review of Acid in Situ Leach Uranium Mining: USA and Australia, Cases and Solutions / G. M. Mudd // Environmental Geology. – 2001. – Vol. 41. – P. 390–391.

107. Goncharenko, S. N. Modeling of Parameters of Innovation Water-Protection Measures on the Basis of Industrial-Technological Indices of Coal Mining at Vietnam Enterprises / S. N. Goncharenko, L. B. Duong, M. V. Petrov, I. A. Stoyanova // Gornyi Zhurnal. – 2014. – Vol. 9. – P. 143–146.

108. Gajda, D. Mineralogy and Uranium Leaching of Ores from Triassic Peribaltic

Sandstones / D. Gajda, K. Kiegiel, G. Zakrzewska-Koltuniewicz, E. Chaj-duk, I. Bartosiewicz, S. Wolkowicz // *Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry*. – 2015. – Vol. 303. – P. 521–529.

109. О стратегии развития атомной энергетики России до 2030 года и на период до 2050 года. – URL: <http://www.wdcb.ru/mining/articles/strategia.html> (дата обращения: 11.05.2023). – Текст: электронный.

110. Kaiguang, H. Experimental Study on Restoration of Polluted Groundwater from in Situ Leaching Uranium Mining with Sulfate Reducing Bacteria and ZVI-SRB / H. Kaiguang, W. Qingliang, T. Ganqiang, W. Aihe, D. Dexin // *Procedia Earth and Planetary Science*. – 2011. – Vol. 2. – P. 150–155.

111. Khawassek, Y. M. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert, Egypt / Y. M. Khawassek, M. H. Taha, A. A. Eliwa // *International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering*. – 2016. – DOI: 10.14355/IJNESE.2016.06.006.

112. Ma, Q. Uranium Speciation and in Situ Leaching of a Sandstone-Type Deposit from China / Q. Ma, Z. G. Feng, P. Liu, X. K. Lin, Z. G. Li, M. S. Chen // *Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry*. – 2017. – Vol. 311. – P. 2129–2134.

113. Niyetbayev, M. The Methods for Performance Improvement of Technological Wells at in-situ Uranium Leaching / M. Niyetbayev, A. Yermilov, I. Avdassyov, M. Pershin // *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014) (23–27 June 2014)*. – Vienna: International Atomic Energy Agency, 2014. – P. 81.

114. Ospanova, G. Mining of Uranium in Kazakhstan / G. Ospanova, I. Mazalov, Z. Alybayev. – Text: electronic // *Uranium, Mining and Hydrogeology*. – 2008. – P. 60–66. – URL: link.springer.com>chapter/10.1007/978-3-540-87746... (дата обращения: 12.08.2023).

115. Pastukhov, A. M. Thermodynamic Modeling of the in Situ Leaching of Uranium / A. M. Pastukhov, V. N. Rychkov, S. Yu. Skripchenko // *Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry*. – 2015. – Vol. 303. – P. 2053–2057.

116. Pastukhov, A. M. Purification of in Situ Leaching Solution for Uranium Mining by Removing Solids from Suspension / A. M. Pastukhov, V. N. Rychkov, A. L. Smirnov, S. Yu. Skripchenko, N. A. Poponin // Minerals Engineering. – 2014. – Vol. 55. – P. 1–4.

117. Práválie, R. Nuclear Energy: between Global Electricity Demand, Worldwide Decarbonisation Imperativeness, and Planetary Environmental Implications / R. Práválie, G. Bandoc // Journal of Environmental Management. – 2018. – Vol. 209. – P. 81–92.

118. Ring, R. J. Ferric Sulphate Leaching of Some Australian Uranium Ores / R. J. Ring // Hydrometallurgy. – 1980. – Vol. 6. – P. 89–101.

119. Solodov, I. N. In Situ Leach Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine, Russian Federation / I. N. Solodov // URAM-2014. IAEA. International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production.

120. Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014). – Vienna: International Atomic Energy Agency, 2014. – Vol. 6. – P. 62–73.

121. Vandenhove, H. Assessment of Radiation Exposure in the Uranium Mining and Milling Area of Mailuu Suu, Kyrgyzstan / H. Vandenhove, L. Sweek, D. Mallants, H. Vanmarcke, A. Aitkulov [et. al] // Journal of Environmental Radioactivity. – 2006. – Vol. 88. – P. 118–139.

122. Woods, P. International Overview of ISL Uranium Mining Operations / P. Woods, T. Pool, V. Beneš, O. Gorbatenko, B. Jones, M. Holodov, J. Slezak // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014) (23–27 June 2014). – Vienna: International Atomic Energy Agency, 2014. – P. 138.

123. U₃O₈ Production Review // Ux Weekly. – 2010. – Vol. 22, Issue 10.

124. Yussupov, Kh. The Effect of the Concentration of Sulfuric Acid on the Distance between the Wells in the Uranium Leaching / Kh. Yussupov, D. Jakupov // Горный журнал Казахстана. – 2018. – № 2. – С. 13–14.

125. Yurtaev, A. Prospects of Block Underground Leaching application on Streltsovskoe Field Deposits // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production / A. Yurtaev, V. Golovko // Горный журнал Казахстана. – 2018. – № 2. – С. 15–19.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

АЭС – атомная электростанция

СПВ – скважинное подземное выщелачивание

ПР – продуктивный раствор

ГП – готовый продукт

ВР – выщелачивающий раствор

ТУК – транспортно-упаковочный контейнер

ОПВ – опытно промышленное выщелачивание;

РТ – рудное тело;

ОВП – Окислительно - восстановительный потенциал

ГРМ – горнорудная масса;

ФК – фильтровая колонна;

ЗС – закачная скважина;

ОС – откачная скважина;

ПР – продуктивный раствор;

ТР – технологический раствор;

РВР – ремонтно-восстановительные работы;

V_f – скорость фильтрации;

K_f – коэффициент фильтрации;

ЗПО – зона пластового окисления;

ГКЗ- государственная комиссия запасов

ГТП- Геотехнологическое поле

ГТС- Геотехнологические скважины

Приложение А
Результаты лабораторных исследований проб руд Хиагдинского
месторождения

Таблица А1 – Показатели фильтрационного выщелачивания урана из пробы неокисленной руды без окислителя (б/о)

Время сут	Ж/Т	Концентрация в ПР				ОВП в ПР МВ	Извлечение урана %	Расход кислоты кг/т
		H ₂ SO ₄ г/л	U, мг/л	Fe(III) мг/л	Fe(II) мг/л			
2	0,3	2,5	50	120	250	350	2	7,8
5	0,6	9,8	74	110	190	340	7	11,2
8	0,9	17,6	53	120	90	386	11	14,7
10	1,2	19,11	55	120	50	391	14	15,9
13	1,5	19,11	52	95	56	392	18	16,9
16	1,8	19,6	54	90	34	398	22	18,2
19	2,1	19,6	50	84	39	404	25	19,2
22	2,4	21,56	53	90	34	402	29	20,0
25	2,7	22,79	51	100	22	402	32	20,2
28	3,0	22,79	50	100	22	407	36	20,3
35	4,1	29,86	40	90	17	453	44	23,6
44	5,0	32,83	54	67	0	398	54	25,6
53	6,1	32,83	46	67	0	411	66	27,8
62	7,0	33,00	38	56	0	404	75	29,9
72	8,0	33,40	29	44	0	418	84	31,9
80	9,0	33,40	14			421	88	33,4

Таблица А 2 – Показатели фильтрационного выщелачивания урана из пробы неокисленной руды в присутствии перекиси водорода

Время сут	Ж/Т	Концентрация в ПР					ОВП в ПР МВ	Извлече ние урана %	Расход, кг/т руды	
		H ₂ SO ₄ г/л	U, мг/л	Fe(III) мг/л	Fe(II) мг/л	Fe общ мг/л			кислоты	перекиси
2	0,17	0	68	130	<10	140	390	3	3,5	0,085
4	0,29	4,66	325	470	220	690	460	14	5,8	0,145
6	0,68	13,23	178	490	22	512	480	45	9,9	0,34
8	0,90	13,72	72	690	0	690	610	52	11,4	0,45
11	1,20	14,7	72	390	0	390	660	61	13,7	0,6
12	1,42	14,7	42	223	0	223	640	64	15,0	0,71
14	1,85	16,17	48	212	0	212	610	70	17,3	0,92
15	2,07	17,15	42	201	0	201	610	73	18,0	1,0
17	2,44	19,11	37	190	0	190	610	77	18,7	1,22
19	2,72	20,58	36	100	0	100	610	81	19,0	1,36
21	2,98	20,58	21	100	0	100	610	83	19,0	1,49
23	3,26	20,58	12				610	85	19,0	1,61

Таблица А3 – Показатели фильтрационного выщелачивания урана из пробы неокисленной руды в присутствии нитрита натрия

Время сут	Ж/Т	Концентрация в ПР					ОВП в ПР	Извлеченне урана	Расход, кг/т руды	
		H ₂ SO ₄ г/л	U, мг/л	Fe(III) мг/л	Fe(II) мг/л	Fe общ мг/л	мв	%	кислоты	нитрита
1	0,24	0,96	82	184	0	184	505	5	4,8	0,12
2	0,31	1,96	145	117	140	262	401	8	6,1	0,15
7	0,66	12,25	232	145	207	352	403	27	10,9	0,33
10	0,91	13,23	255	134	212	346	361	42	12,9	0,45
12	1,23	14,70	205	134	106	240	361	61	15,1	0,62
14	1,53	16,17	121	130	17	101	364	73	16,7	0,77
16	1,78	16,17	83	130	0	130	398	78	17,9	0,89
19	2,17	17,70	23	110	0	110	383	82	19,6	1,08
23	2,64	17,70	16	110	0	110	412	84	21,1	1,32
24	2,82	18,70	21	101	0	101	418	85	21,6	1,41
25	3,02	18,70	22	75	0	75	421	86	22,0	1,5
26	3,14	19,13	14	78	0	78	418	87	22,3	1,57

Приложение Б

Таблица Б1 – Сравнительные технико-экономические показатели
фильтрационного выщелачивания из проб руды Хиагдинского месторождения

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	H ₂ SO ₄ 23-35 г/л	H ₂ SO ₄ 21 г/л		H ₂ SO ₄ 5 г/л	
			б/о	H ₂ O ₂ (38%)	NaNO ₂ (97%)	H ₂ O ₂ (38%)	NaNO ₂ (97%)
1	Исходное содержание урана в пробе	%	0,045	0,03	0,039	0,078	0,067
2	Концентрация серной кислоты в ВР	г/л	23-35	21	21	5	5
3	Концентрация окислителя в ВР	г/л	-	0,5	0,5	1,1	0,5
4	Отношение Ж:Т	м ³ /т	9	3,26	3,14	7,79	9,52
5	Извлечение урана	%	88	85	87	77	78
6	Концентрация урана в ПР (максимальная)	мг/л	74	325	255	257	183
	Концентрация урана в ПР (средняя)	мг/л	43	107	77	77	55
7	Значение ОВП в ПР	мВ	350-400	460-610	360-420	450-490	430-440
8	Удельный расход серной кислоты (100 %)	кг/т	33,4	19	22,5	10,8	8,1
9	Удельный расход окислителя	кг/т руды	-	0.89	0,79	0,9	1,13

Приложение В

Таблица В1 – Технологические параметры опытно-промышленного выщелачивания эксплуатационного блока залежи X5-6-C₁ Хиагдинского месторождения

Время сут	Ж/Т	Концентрация в ПР					ОВП в ПР мВ	Извлече- ние урана %	Расход, кг/т руды	
		H ₂ S0 г/л	U, мг/л	Fe(III) мг/л	Fe(II) мг/л	Fe общ мг/л			кислоты	перекиси
20	1,5	18,1	40	130	60	190	605	3	17,1	1,6
40	1,7	25,8	60	310	70	380	630	5	24,6	1,7
60	1,9	32,6	80	400	80	550	660	7	31,4	1,8
80	1,9	33,4	100	420	130	610	620	9	32,4	1,9
100	2	31,5	120	490	180	670	600	10	29,7	2
120	2	27,2	140	520	190	710	580	13	25,9	2
140	2,1	23,8	160	690	220	910	580	16	22,8	1,9
160	2,2	19,5	180	540	190	730	580	19	18,6	1,8
180	2,3	15,1	200	390	160	650	580	21	14,1	1,7
200	2,5	13,7	200	305	140	445	580	23	12,5	1,6
220	2,6	11,2	198	225	130	355	580	25	10,2	1,5
240	2,8	10,4	186	217	110	327	580	31	9,8	1,4
260	2,7	10,8	174	212	90	302	580	38	10	1,3
280	2,8	10,4	161	206	60	266	580	46	9,4	1,2
300	2,9	10,2	147	201	40	241	570	54	9,2	1,1
320	3,1	10,4	131	195	22	217	570	56	9,3	1
340	3,3	10,3	115	190	0	190	570	59	10,1	0,9
360	3,4	10,6	98	150	0	150	570	61	9,7	0,8
380	3,6	9,9	81	120	0	120	570	63	9,2	0,7
400	3,8	10,1	67	110	0	110	570	65	10,2	0,6
420	3,9	9,6	51	100	0	100	570	67	8,7	0,5
460	4	10,1	42	100	0	100	570	69	9,1	0,4
480	4,3	9,8	32	100	0	100	570	72	9,2	0,3
500	4,2	9,7	30	100	0	100	560	73	9,3	0,2
520	4,3	9,9	28	100	0	100	560	74	8,9	0,1
540	4,5	10,1	25	100	0	100	560	75	9,1	0
560	4,7	10,3	24	100	0	100	560	76	10,1	0
580	4,9	10,1	22	100	0	100	560	77	9,6	0
600	5	9,9	19	90	0	90	560	78	9,1	0
620	5,3	9,7	17	90	0	90	550	78	9,4	0
640	5,6	9,6	15	90	0	90	550	79	8,9	0
660	5,9	9,7	13	90	0	90	550	78	9,1	0
680	6,2	9,4	11	90	0	90	550	80	8,5	0
700	6,7	9,2	10	90	0	90	550	81	8,4	0

Экономическое обоснование предлагаемых технологических решений по повышению эффективности скважинного подземного выщелачивания

В результате проведенных исследований была предложена технология совершенствования подземного скважинного выщелачивания гидrogenных урановых руд на месторождений Хиагдинского рудного поля, внедрение которой позволяет повысить извлечение урана в продуктивный раствор на ___ % по сравнению с показателями, которые были достигнуты ранее на предприятии. Более широкое внедрение физико-химической технологии отработки урановых руд позволит снизить себестоимость производства 1 кг закись-оксида урана и соответственно увеличить прибыль предприятия [8, 66. 105].

1 Методика расчета ожидаемого экономического эффекта от внедрения предложенной технологии СПВ

Для более простого расчета эффективности за критерий оценки принята прибыль с 1 т погашенной балансовой руды, предложенный академиком Агошковым М.И. и адаптированный к условиям разработки урановых руд д.т.н. Овсейчуком В.А. [29].

Расчет прибыли с 1 т погашенной балансовой руды включает все те же показатели, что и ЧДД, но только без учета эффекта дисконтирования, ориентируясь на показатели, полученные в процессе исследований по формуле

$$\text{Пр} = [10 \alpha \text{Ц}_m \text{И}_o - (\text{Сб} + [1 + \text{Е}_n]\text{К} + \text{С}_{\text{грп}})], \text{руб./т}, \quad (\text{Г.1})$$

где α – среднее содержание металла в балансовых рудах, %;

Ц_m – цена 1 кг металла на мировом рынке, руб.;

И_o – коэффициент извлечения металла при выщелачивании и переработке продуктивных растворов, доли ед.;

Сб – полная себестоимость выщелачивания, транспорта продуктивных растворов и их переработки снятых с 1 т балансовых руд, руб.;

Е_n – учетная ставка банка, доли ед.;

К – капитальные вложения на 1 т балансовых запасов, руб./т;

$C_{грр}$ – себестоимость детальной разведки 1 т балансовых запасов, руб./т;

K_n – коэффициент извлечения металла из недр при выщелачивании, доли ед.

$C_{тов}$ – себестоимость получения продуктивных растворов с 1 т балансовой руды, руб./т;

Себестоимость получения продуктивных растворов, полученных с 1 т товарной руды определяется по формуле

$$C_{тов.} = C_{выщ.} + C_{тр.} + C_{пер.} + C_{оос}, \text{руб./т}, \quad (\text{Г.2})$$

где $C_{выщ.}$ – себестоимость выщелачивания 1 т руды, руб./т;

$C_{тр.}$ – себестоимость транспортировки продуктивных растворов с 1 т выщелачиваемой руды, руб./т;

$C_{пер.}$ – себестоимость переработки растворов с 1 т выщелачиваемой руды, руб./т,

$C_{оос}$ – себестоимость мероприятий по охране окружающей среды, руб./т.

$$C_{оос} = C_{выб.} + C_{сбр.} + C_{отх.} + C_{шум.} + C_{рек.}, \text{руб./т}, \quad (\text{Г.3})$$

где $C_{выб.}$ – плата за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, руб./т.;

$C_{сбр.}$ – плата за сбросы загрязняющих веществ в водные объекты, руб./т;

$C_{отх.}$ – плата за размещение отходов, руб./т;

$C_{шум.}$ – плата за шумовое загрязнение окружающей среды, руб./т руб.;

$C_{рек.}$ – себестоимость рекультивации в расчете на 1т погашенной балансовой руды, руб./т.

Капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды рассчитываются по формуле

$$K = K_{пол.} + K_{скв}, \text{руб./т}, \quad (\text{Г.4})$$

где $K_{пол.}$ – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудника, руб./т;

$K_{скв}$ – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудоперерабатывающего комплекса, руб./т

B – количество погашенной балансовой руды, т.

Экономический эффект рассчитывается по формуле

$$\Delta = (\text{Пр}_{\text{ПР}} - \text{Пр}_{\text{Б}})Б, \text{руб.} \quad (\text{Г.5})$$

где $\text{Пр}_{\text{ПР}}$, $\text{Пр}_{\text{Б}}$ – прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по предлагаемому варианту и по базовому варианту, соответственно, руб./т.

1.1 Базовый вариант

За базовый вариант принимается традиционная технология подземного скважинного выщелачивания:

- система разработки рядная;
- выщелачивание с применением окислителя – нитрит натрия;
- ремонтно-восстановительные работы с применением пневмоимпульсной обработки скважин;
- извлечение урана в раствор при ПВ – 87 %;
- извлечение урана из раствора – 98 %;
- концентрация серной кислоты для ПСВ при закислении – 30 г/л;
- концентрация серной кислоты для ПСВ в режиме активного выщелачивания – 7 г/л;
- концентрация серной кислоты для ПСВ в режиме довыщелачивания – 3 г/л;
- плотность орошения замагазинированной руды 6 л/(час·т);
- срок закисления гидрогенной руды - 51 сутки;
- срок активного выщелачивания гидрогенной руды 1680 суток;

1.2 Предлагаемый вариант:

- система разработки гексагональная;
- выщелачивание с применением в качестве окислителя пероксида водорода;
- ремонтно-восстановительные работы технологических скважин с применением химической обработки соляной кислотой и бишофитом аммония и последующей пневмоимпульсной обработки;
- извлечение урана в раствор при ПВ – 85 %;
- извлечение урана из раствора – 98 %;
- концентрация серной кислоты для ПСВ при закислении – 30 г/л;

- концентрация серной кислоты для ПСВ в режиме активного выщелачивания – 7 г/л;

- концентрация серной кислоты для ПСВ в режиме довыщелачивания – 3 г/л;

- плотность орошения руды 6 л/(час·т);

- срок закисления гидрогенной руды 21 сутки;

- срок активного выщелачивания гидрогенной руды 1150 суток;

В результате технико-экономического расчета внедрение в производство предложенного варианта физико-химической геотехнологии может быть получен годовой экономический эффект в размере 332,6 млн руб.

Экономический эффект достигается за счет:

- сокращения расходов на строительство полигонов оптимизацией эксплуатационной сети скважин;

- уменьшения срока выщелачивания на 530 суток;

- уменьшения расходов на реагенты;

- оптимизации ремонтно-восстановительных работ технологических скважин.

Расчет экономического эффекта от внедрения технических предложений по повышению эффективности скважинного подземного выщелачивания

Далее представлены исходные данные и приведены расчеты экономического эффекта от внедрения предлагаемых автором технических решений по повышению интенсификации процесса СПВ при отработке руд месторождений Хиагдинского рудного поля.

Таблица Г.1 – Исходные данные для расчета

Наименование показателя	Ед. изм.	Базовый вариант	Предлагаемый вариант
Количество добываемого урана, U_1	т	921	921
Количество погашенной балансовой руды, Б	тыс. т	1996	2044
Содержание урана в балансовой руде, α	%	0,053	0,053

Наименование показателя	Ед. изм.	Базовый вариант	Предлагаемый вариант
Количество урана в погашенной балансовой руде, U_2	т	1058	1083
Потери при выщелачивании, П	%	13	15
Цена 1 кг урана в желтом кеке C_m	руб/кг	3245	3245
Коэффициент извлечения урана в раствор на ПВ, $K_{извл.ПВ}$	доли ед.	0,87	0,85
Коэффициент извлечения урана из раствора в желтый кек на ГТУ	доли ед.	0,98	0,98
Себестоимость добычи 1 кг урана	руб/кг	645,6	562,6
Себестоимость добычи урана с 1 т погашенной балансовой руды	руб/т	342,2	298,2
Затраты на строительство полигона	руб	266551056	124840368
Кол-во скважин	шт	158	74
Глубина скважин	П.м.	180	180
Общая длина скважин	П.м.	28440	13320
Себестоимость строительства 1 п.м. скважин	руб	9372	9372
Строительные затраты на бурение и обвязку скважин в расчете на 1 кг урана в недрах	Руб./кг	251,9	115,3
Затраты на бурение и обвязку скважин в расчете на 1 т погашенной балансовой руды	Руб/т	133,5	61,2
Количество продуктивных растворов на переработку	м3	12974000	10833000
Себестоимость переработки 1 м3 продуктивного раствора	Руб/м3	42	45
Себестоимость переработки продуктивных растворов в расчете на 1 т погашенной балансовой руды	Руб/т	273,7	238,5
Затраты на строительство полигона в расчете на 1 т погашенной балансовой руды	Руб/т	139,2	118,6
Учетная ставка банка, E_n	руб./т	0,15	0,15
Затраты на обработку 1 скважины при РВР	Руб/скв	1285,4	1305,7
Межремонтный период	сутки	28	28
Срок отработки запасов	сутки	1680	1150
Количество циклов обработок	шт	60	41
Количество обработок	шт	9480	3039
Затраты на РВР до полной отработки запасов	руб	2705592	929110
Затраты на РВР в расчете на 1 т погашенной балансовой руды	Руб/т	61	19
Себестоимость работ по ООС в расчете на 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, $C_{оос.тов}/C_{оос.бал}$	руб.	82	93
Себестоимость разведки 1 т балансовой руды, $C_{гpp}$	руб.	72	72

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по базовому варианту

$$Pr = [10 \alpha C_m I_o - [(C_{доб.} + C_{пер.} + C_{ООС} + C_{РВР} + C_{гpp} + ((1 + E_n)K + 3скв))], \text{руб./т, (Г.6)}$$

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по базовому варианту:

$$И_0 = 0,87 * 0,98 = 0,86$$

$$\text{Прб} = [10 \cdot 0,053 \cdot 3245 \cdot 0,86 - [(342,2 + 273,7 + 82 + 61 + 72 + (1 + 0,15) \cdot 139,2 + 133,2)] \\ = 354,8 \text{ руб/т.}$$

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по предлагаемому варианту:

$$И_0 = 0,85 * 0,98 = 0,83$$

$$\text{Прп} = [10 \cdot 0,053 \cdot 3245 \cdot 0,83 - [(298,2 + 238,5 + 93 + 19 + 72 + (1 + 0,15) \cdot 118,6 + 61,2)] \\ = 509,2 \text{ руб/т.}$$

Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения предложенной геотехнологии

$$\Delta = \text{Пр}_{\text{пр.}} \cdot B_{\text{пр.}} - \text{Пр}_{\text{б.}} \cdot B_{\text{б.}} = 509,2 * 2044000 - 354,8 * 1996000 = 332,6 \text{ млн руб.}$$

В результате проведенных расчетов установлено, что ожидаемый годовой экономический эффект составит 332,6 млн. руб.

Свидетельства о государственной регистрации программ для ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2019661994

«Система оперативного контроля и анализа работы
добычного полигона АО «Хиагда»

Правообладатель: *Акционерное общество «Хиагда» (RU)*

Авторы: *Гладышев Андрей Владимирович (RU), Истомин Андрей
Дмитриевич (RU), Крюкова Елена Александровна (RU), Макшанинов
Валерий Владимирович (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU),
Носков Михаил Дмитриевич (RU), Чеглоков Алексей Александрович
(RU)*

Заявка № 2019619389

Дата поступления 29 июля 2019 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 13 сентября 2019 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

 Г.П. Ильев



Продолжение Приложения Д

15.03.2024, 16:02

ПрЭВМ №2019661994

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



RU **2019661994**

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
(12) ГОСУДАРСТВЕННАЯ РЕГИСТРАЦИЯ ПРОГРАММЫ ДЛЯ ЭВМ

Номер регистрации (свидетельства): <u>2019661994</u>	Авторы: Гладышев Андрей Владимирович (RU), Истомин Андрей Дмитриевич (RU), Крюкова Елена Александровна (RU), Макшанинов Валерий Владимирович (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU), Носков Михаил Дмитриевич (RU), Чеглоков Алексей Александрович (RU)
Дата регистрации: 13.09.2019	
Номер и дата поступления заявки: 2019619389 29.07.2019	
Дата публикации: <u>13.09.2019</u>	
Контактные реквизиты: 8 (3022) 21-25-15, referent@hiagda.ru	Правообладатель: Акционерное общество «Хиагда» (RU)

Название программы для ЭВМ:
«Система оперативного контроля и анализа работы добычного полигона АО «Хиагда»

Реферат:

Программа является составной частью комплекса программного обеспечения для АСУТП «Умный рудник» для повышения эффективности работы добычного полигона путем повышения качества и оперативности управления процессом скважинного подземного выщелачивания (СПВ). Функциональные возможности: обмен данными с базами технологических, геологических данных, а также хранилищем результатов расчета постоянно действующей модели работы добычного комплекса и системы оптимизации; представление всей имеющейся в хранилище данных информации о состоянии добычного полигона в виде интерактивного плана со всеми технологическими объектами, а также таблиц, схем и графиков; анализ данных с помощью интерактивных инструментов.

Язык программирования: C++, SQL

Объем программы для ЭВМ: 12449792 байт

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2022683474

**«Программное обеспечение для ввода и анализа
плановых и фактических данных основного
производства АО «Хиагда»**

Правообладатель: *Акционерное общество «Хиагда» (RU)*

Авторы: *Гурулев Евгений Александрович (RU), Гуцул Михаил Владимирович (RU), Истомин Андрей Дмитриевич (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU), Нарышкин Роман Сергеевич (RU), Носков Михаил Дмитриевич (RU), Сакирко Георгий Константинович (RU), Сербин Антон Владимирович (RU), Чеглоков Алексей Александрович (RU)*

Заявка № **2022682669**

Дата поступления **23 ноября 2022 г.**

Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ **05 декабря 2022 г.**



Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Ю.С. Зубов

Продолжение Приложения Д

15.03.2024, 16:08

ПрЭВМ №2022683474

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



RU **2022683474**

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
(12) ГОСУДАРСТВЕННАЯ РЕГИСТРАЦИЯ ПРОГРАММЫ ДЛЯ ЭВМ

Номер регистрации (свидетельства): <u>2022683474</u>	Авторы: Гурулев Евгений Александрович (RU), Гуцул Михаил Владимирович (RU), Истомин Андрей Дмитриевич (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU), Нарышкин Роман Сергеевич (RU), Носков Михаил Дмитриевич (RU), Сакирко Георгий Константинович (RU), Сербин Антон Владимирович (RU), Чеглоков Алексей Александрович (RU)
Дата регистрации: 05.12.2022	
Номер и дата поступления заявки: 2022682669 23.11.2022	
Дата публикации: 05.12.2022	
Контактные реквизиты: 8 (3022) 21-25-15, referent@hiagda.ru	Правообладатель: Акционерное общество «Хиагда» (RU)

Название программы для ЭВМ:
«Программное обеспечение для ввода и анализа плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»

Реферат:

Программное обеспечение предназначено для ввода и анализа плановых данных и фактических показателей работы горнодобывающего предприятия АО «Хиагда». Позволяет вводить плановые и фактические значения геотехнологических показателей основного производства и мероприятия по решению проблем. Визуализирует значения геотехнологических показателей в разрезе предприятия, месторождения, участка, залежи, эксплуатационного блока. Предоставляет возможность настраивать перечень информационных панелей и отображающихся на них технологических показателей для представления данных основного производства АО «Хиагда». Также ПО автоматически выявляет отклонения фактических данных от плановых. Тип ЭВМ: IBM PC-совмест. ПК. ОС: MS Windows 10.

Язык программирования: C++

Объем программы для ЭВМ: 9,28 МБ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2023612088

«Web-приложение для мониторинга плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»»

Правообладатель: *Акционерное общество «Хиагда» (RU)*

Авторы: *Гурулев Евгений Александрович (RU), Гуцул Михаил Владимирович (RU), Истомин Андрей Дмитриевич (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU), Нарышкин Роман Сергеевич (RU), Носков Михаил Дмитриевич (RU), Сакирко Георгий Константинович (RU), Сербин Антон Владимирович (RU), Чеглоков Алексей Александрович (RU)*

Заявка № **2022682771**

Дата поступления **23 ноября 2022 г.**

Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ **30 января 2023 г.**



Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Ю.С. Зубов

Продолжение Приложения Д

15.03.2024, 16:06

ПрЭВМ №2023612088

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



RU **2023612088**

**ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
(12) ГОСУДАРСТВЕННАЯ РЕГИСТРАЦИЯ ПРОГРАММЫ ДЛЯ ЭВМ**

Номер регистрации (свидетельства): <u>2023612088</u>	Авторы: Гурулев Евгений Александрович (RU), Гуцул Михаил Владимирович (RU), Истомин Андрей Дмитриевич (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU), Нарышкин Роман Сергеевич (RU), Носков Михаил Дмитриевич (RU), Сакирко Георгий Константинович (RU), Сербин Антон Владимирович (RU), Чеглоков Алексей Александрович (RU)
Дата регистрации: 30.01.2023	
Номер и дата поступления заявки: 2022682771 23.11.2022	
Дата публикации: <u>30.01.2023</u>	
Контактные реквизиты: 8 (3022) 21-25-15, referent@hiagda.ru	
	Правообладатель: Акционерное общество «Хиагда» (RU)

Название программы для ЭВМ:
«Web-приложение для мониторинга плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»»

Реферат:

Программа предназначена для удаленного мониторинга плановых и фактических показателей основного производства АО «Хиагда» с помощью устройства, имеющего подключение к сети «Интернет» и web-браузер с поддержкой JavaScript. Серверная часть web-приложения отвечает за авторизацию пользователя, загрузку и обработку всей необходимой для визуализации информации из базы данных и генерацию пользовательского интерфейса, отображаемого в клиентской части web-приложения. Клиентская часть отвечает за визуализацию плановых и фактических значений геотехнологических показателей основного производства в разрезе предприятия, месторождения, участка, залежи, эксплуатационного блока. Показатели представляются в виде графиков и значений на выбранную дату и распределены по информационным панелям. Тип ЭВМ: IBM PC-совмест. ПК; ОС: Windows, Linux, Android, IOS, Mac OS.

Язык программирования: HTML, CSS, Python

Объем программы для ЭВМ: 685 КБ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2023612447

**«Программное обеспечение для представления
плановых и фактических данных основного
производства АО «Хиагда»»**

Правообладатель: *Акционерное общество «Хиагда» (RU)*

Авторы: *Гурулев Евгений Александрович (RU), Гуцул Михаил Владимирович (RU), Истомин Андрей Дмитриевич (RU), Михайлов Анатолий Николаевич (RU), Нарышкин Роман Сергеевич (RU), Носков Михаил Дмитриевич (RU), Сакирко Георгий Константинович (RU), Сербин Антон Владимирович (RU), Чеглоков Алексей Александрович (RU)*

Заявка № 2022683181

Дата поступления 23 ноября 2022 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 02 февраля 2023 г.



Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Ю.С. Зубов

Продолжение Приложения Д

15.03.2024, 16:07

ПрЭВМ №2023612447

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



RU

2023612447

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
(12) ГОСУДАРСТВЕННАЯ РЕГИСТРАЦИЯ ПРОГРАММЫ ДЛЯ ЭВМ

Номер регистрации (свидетельства):
2023612447

Дата регистрации: **02.02.2023**

Номер и дата поступления заявки:
2022683181 23.11.2022

Дата публикации: **02.02.2023**

Контактные реквизиты:
**8 (3022) 21-25-15,
referent@hiagda.ru**

Авторы:

**Гурулев Евгений Александрович (RU),
Гуцул Михаил Владимирович (RU),
Истомин Андрей Дмитриевич (RU),
Михайлов Анатолий Николаевич (RU),
Нарышкин Роман Сергеевич (RU),
Носков Михаил Дмитриевич (RU),
Сакирко Георгий Константинович (RU),
Сербин Антон Владимирович (RU),
Чеглоков Алексей Александрович (RU)**

Правообладатель:

Акционерное общество «Хиагда» (RU)

Название программы для ЭВМ:

«Программное обеспечение для представления плановых и фактических данных основного производства АО «Хиагда»»

Реферат:

Программа предназначена для оперативного доступа к актуальным фактическим показателям и плановым данным при проведении план-фактного анализа работы горнодобывающего предприятия АО «Хиагда», разрабатывающего месторождения урана методом скважинного подземного выщелачивания. Позволяет отображать на информационной панели плановые и фактические значения геотехнологических показателей основного производства в разрезе предприятия, месторождения, участка, залежи, эксплуатационного блока. Показатели представляются в виде графиков и значений на выбранную дату. Также программа отображает отклонения фактических данных от плановых и таблицы с перечнем мероприятий, связанных с решением проблем. Тип ЭВМ: IBM PC-совмест. ПК; ОС: Windows 10.

Язык программирования: C++

Объем программы для ЭВМ: 8,5 МБ



Рисунок Д 1 – Расходомер и регулирующий клапан с электроприводом в теплоизоляционном боксе (первый - полевой уровень управления «Умного полигона СПВ»)



Рисунок. Д 2 – Станция управления технологическим блоком в теплоизоляционном боксе (второй уровень управления)

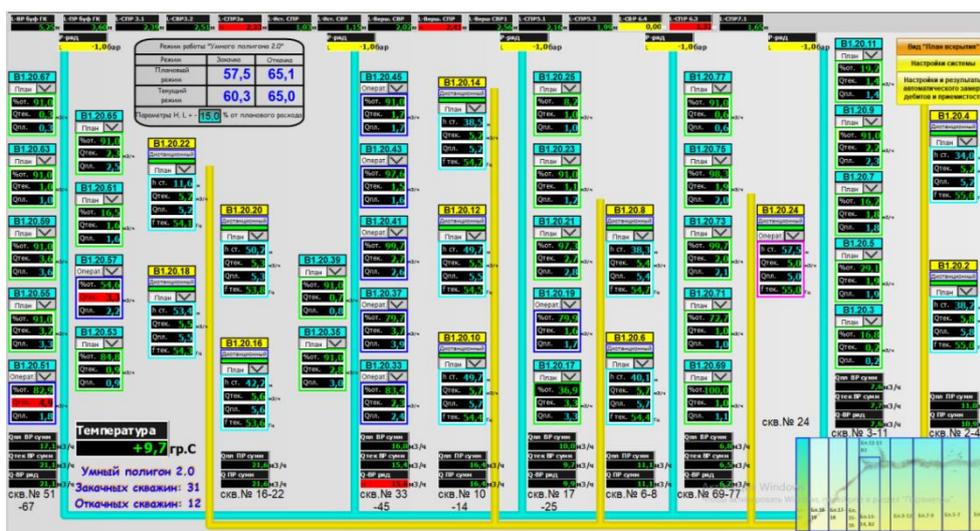
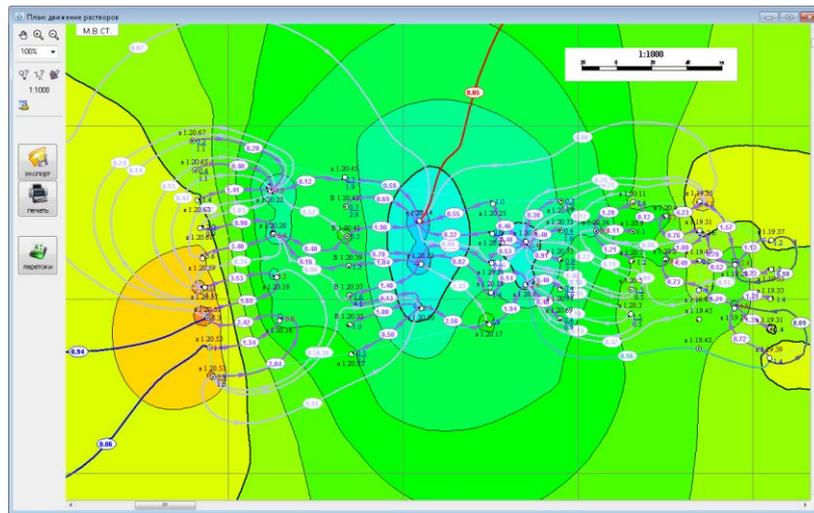


Рисунок Д 3 – Мнемосхема эксплуатационного блока на главном окне системы управления и сбора данных (третий уровень управления)



а)



б)

Рисунок Д 4 – Линии тока технологических растворов между закачными и откачными скважинами до (а) и после (б) процедуры оптимизации - экспертно-моделирующие информационные системы (четвёртый уровень управления)

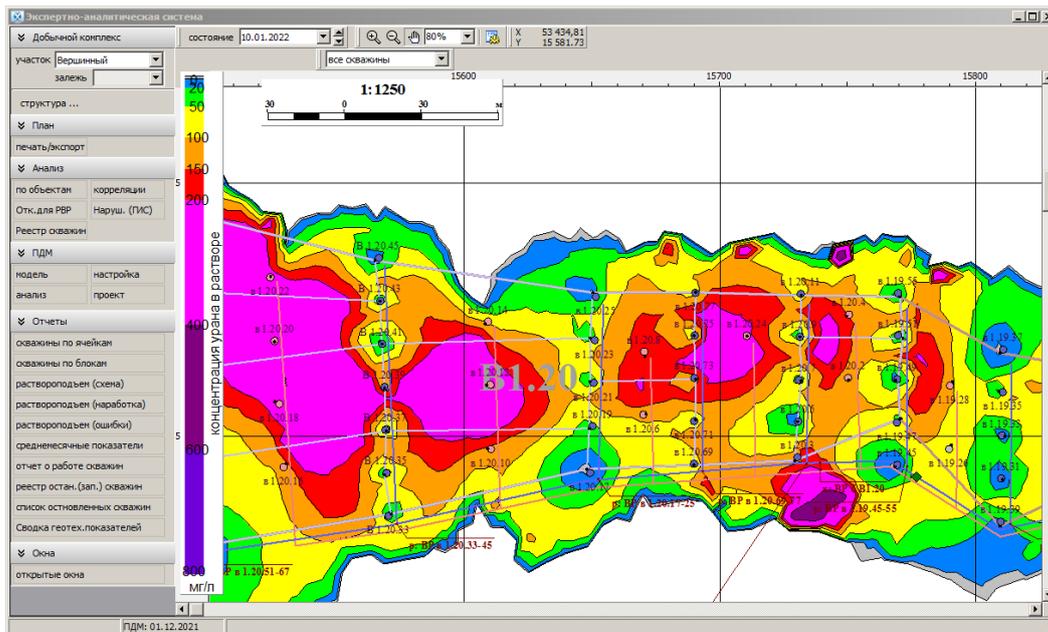


Рисунок Д 5 – Распределение концентрации урана в технологических растворах продуктивного горизонта, полученное в результате геотехнологического моделирования

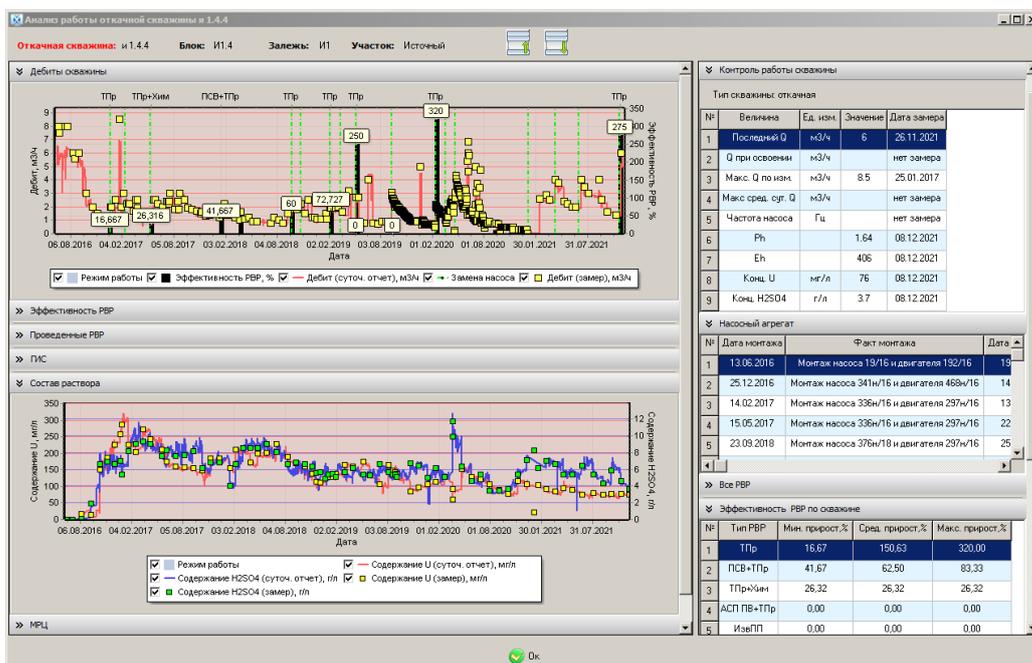


Рисунок Д 6. – Пример анализа эффективности РВР с помощью системы оценки состояния скважин и планирования РВР

УТВЕРЖДАЮ

Заместитель генерального директора главный инженер



АО «Хиагда»

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы на соискание ученой степени кандидата технических наук
Анатолия Николаевича Михайлова

Мы, нижеподписавшиеся, от АО «Хиагда»:

Главный геолог – руководитель группы АО «Хиагда» Суворов А.В, заместитель генерального директора по экономике и финансам АО «Хиагда» Фомина Ю.Ю., ответственный за научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы АО «Хиагда» Краснопёрова Ю.Г. составили настоящий акт о том, что в период 2013 – 2022 гг. усовершенствована и внедрена в процесс проектирования горных работ и разработки гидрогенных месторождений Хиагдинского рудного поля физико-химическая технология методом подземного скважинного выщелачивания.

При внедрении технических решений, предложенных диссертантом, в проектирование и отработку запасов урановых руд получены следующие результаты:

1. Снижены затраты на строительство и обвязку скважин на 45 %.
2. Снижена себестоимость переработки продуктивных растворов в расчете на 1 т балансовых запасов на 13 %.
3. Снижен срок отработки запасов на 32 %.
4. Снижены затраты на ремонтно-восстановительные работы технологических скважин в расчете на 1 т балансовых запасов на 31 %.

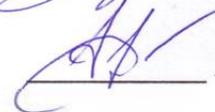
Ответственный за научно-исследовательские
и опытно-конструкторские работы –
Директор по качеству АО «Хиагда»


Краснопёрова Ю.Г.

Заместитель генерального директора
по экономике и финансам АО «Хиагда»


Фомина Ю.Ю

Главный геотехнолог АО «Хиагда»


Авдеев А.А.

Приложение Ж

Проректор по образовательной
деятельности ЗабГУ

д-р. техн. наук, доцент

С.Е. Старостина



о внедрении в учебный процесс ФГБОУ ВО ЗабГУ результатов
диссертационной работы Михайлова Анатолия Николаевича

на тему «Совершенствование технологии отработки руд месторождений
Хиагдинского рудного поля скважинным подземным выщелачиванием»

Мы, нижеподписавшиеся, представители ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»: начальник учебно-методического управления, канд. социол. наук Лисовская И.М., декан Горного факультета, д-р. техн. наук, профессор Авдеев П.Б., заведующий кафедрой «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», канд. техн. наук, доцент Медведев В.В., профессор кафедры «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», д-р. техн. наук Овсейчук В.А., составили настоящий о том, что результаты научных исследований, изложенные в диссертационной работе А.Н. Михайлова, представленной на соискание учёной степени кандидата технических наук, используются в учебном процессе при чтении лекций и проведении практических занятий по дисциплинам «Физико-химическая геотехнология», «Скважинная геотехнология», «Управление качеством руд при добыче полезных ископаемых», «Особенности разработки урановых месторождений», «Проектирование рудников».

Начальник УМУ

И.М. Лисовская

Декан Горного факультета,
д-р техн. наук, профессор

П.Б. Авдеев

Заведующий кафедрой «Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых»,
канд. техн. наук доцент

В.В. Медведев

Профессор кафедры «Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых»,
д-р техн. наук, профессор

В.В. Овсейчук