

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет

имени К.И.Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела

Кафедра геологической съемки, поисков и разведки месторождений
полезных ископаемых

Мухамеди Маргулан Ерболатулы

Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора
кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на
месторождении «Центральный Мынкудук»

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

Специальность 7М07218 – Геология и разведка месторождений твердых
полезных ископаемых

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева
Институт геологии, нефти и горного дела
Кафедра геологической съемки, поисков и разведки месторождений
полезных ископаемых

УДК 550.3.

На правах рукописи

Мухамеди Маргулан Ерболатулы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации: Исследование технологии обогащения
выщелачивающего раствора кислородом при
подземном скважинном выщелачивании урана
на месторождении «Центральный Мынкудук»
Направление подготовки 7M07218 –Геология и разведка
месторождений твердых полезных ископаемых

Научный руководитель
Доктор PhD, профессор
кафедры горного дела

 Юсупов Х.А.

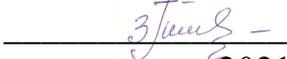
«__» марта 2021 г.

Руководитель Начальник
геолого-геотехнологического отдела
ТОО «ДП Орталык»

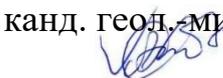
 Ержанов К.Б.

«__» марта 2021 г.

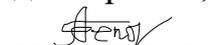
Рецензент
Доктор PhD, СНС ИГН имени
К.И. Сатпаева

 Умарбекова З.Т.

«__» марта 2021 г.

Нормоконтролер
канд. геол.-минерал.наук, лектор
 С.К.Асубаева

«__» марта 2021 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой ГСПиР МПИ
доктор PhD, ассоц.профессор
 А.А.Бекботаева
« 29 » марта 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

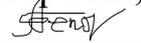
Институт геологии, нефти и горного дела

Кафедра геологической съемки, поисков и разведки месторождений
полезных ископаемых

7M07218 – Геология и разведка месторождений твердых
полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой ГСПиР МПИ
доктор PhD, ассоц.профессор

 А.А. Бекботаева

« 29 » марта 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Мухамеди Маргулан Ерболатулы

Тема: Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук»

Утверждённый советом института № 330-М от «11» ноября 2019 г.

Срок сдачи законченной диссертации: «30» марта 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации – текстовые и графические материалы производственной и исследовательской практики

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации:

- а) геологические особенности месторождения
- б) технология насыщения выщелачивающего раствора кислородом
- в) расчёт экономической эффективности разработки
- г) приложения

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

- а) технологические схемы;
- б) графики;
- в) таблицы.

Рекомендуемая основная литература:

1. План развития горных работ на участке «Центральный» месторождения «Мынкудук» часть 1. (стр. 129)

2 Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов Е.И., Рогов А.Е. / Геотехнология урана на рудниках Казахстана. Алматы, 2001.

3 Язиков В.Г. Особенности изучения геотехнологических свойств руд и геотехнологических условий гидрогенного типа, проектирование комплекса работ при подземном скважинном выщелачивании металлов: учеб. пособие, ТПУ, 2014.

ГРАФИК

подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	20.10.2020г	
Общие сведения об объекте	05.11.2020г	
Геологические особенности месторождения Мынкудук участка Центральный	06.12.2020г	
Технология выщелачивания при ПСВ урана	07.12.2020г	
Анализ опыта применения различных окислителей	21.12.2020г	
Технология насыщения ВР кислородом	23.12.2020г	
Разработка методики проведения лабораторных работ	25.12.2020г	
Исследование влияние насыщения раствора кислородом на показатели выщелачивания	12.01.2021г	
Ожидаемый экономический эффект	21.03.2021	
Заключение	25.03.2021г	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов работы

Раздел	Консультант (уч. степень, звание)	Сроки	Подпись
Введение	Юсупов Х.А. Доктор PhD, профессор кафедры горного дела	20.10.2020г	
Общие сведения об объекте		05.11.2020г	
Геологические особенности месторождения Мынкудук участка Центральный		06.12.2020г	
Технология выщелачивания при ПСВ урана		07.12.2020г	
Анализ опыта применение различных окислителей		21.12.2020г	
Технология насыщения ВР кислородом		23.12.2020г	
Разработка методики проведение лабораторных работ		25.12.2020г	
Исследование влияние насыщения раствора кислородом на показатели выщелачивания		12.01.2021г	
Ожидаемый экономический эффект		21.03.2021	
Заключение		25.03.2021г	
Нормоконтролер	С.К.Асубаева канд. геол.- минерал.наук, лектор		

Научный руководитель  Юсупов Х.А.

Задание принял к исполнению  Мухамеди М.Е.

Дата «01» октября 2020 г.

АҢДАТПА

Бұл магистрлік диссертацияда уранды, темір темірді көбейту және тотығу-тотықсыздану потенциалын өнімді ерітіндіде оттегімен қанықтыру арқылы арттыру әдісі сипатталған. Жұмыс барысында негізгі және ұсынылған технологияларға зертханалық зерттеулер жүргізілді.

Ұсынылған технологияны қолдану шахтаға сілтілік ерітіндісін оттегімен қанықтыру технологиясын қолдану жағдайында блок қорының қызмет ету мерзімін қысқарту арқылы күкірт қышқылы, электр энергиясы және басқа цехтардың шығындарын азайтуға мүмкіндік береді.

Ерітіндінің тотығу-тотықсыздану потенциалы мәнінің, темір темірінің концентрациясы мен өнімді ерітіндідегі уран құрамының ерітіндінің оттегімен қанығу дәрежесіне және сілтілену уақытына тәуелділігі анықталды.

АННОТАЦИЯ

В данной магистерской диссертации изложен метод повышения содержания урана, трехвалентного железа и повышение окислительно-восстановительного потенциала в продуктивном растворе с насыщением выщелачивающего раствора кислородом. В ходе работы проведены лабораторные исследования базовой и предлагаемой технологии.

Применение предлагаемой технологии позволяет руднику снизить затраты на серную кислоту, электроэнергию и другие цеховые расходы за счет сокращения срока отработки запасов блока при условии применения технологии насыщения выщелачивающего раствора кислородом.

Были установлены зависимости величины окислительно-восстановительного потенциала раствора, концентрации трехвалентного железа и содержания урана в продуктивном растворе от степени насыщения раствора кислородом и времени выщелачивания.

ANNOTATION

This master's thesis describes a method for increasing the content of uranium, ferric iron and increasing the redox potential in a productive solution with saturation of the leaching solution with oxygen. In the course of the work, laboratory studies of the basic and proposed technologies were carried out.

The application of the proposed technology allows the mine to reduce the costs of sulfuric acid, electricity and other shop floor costs by reducing the life of the block reserves under the conditions of using the technology of saturating the leaching solution with oxygen.

The dependences of the value of the redox potential of the solution, the concentration of ferric iron and the content of uranium in the productive solution on the degree of saturation of the solution with oxygen and the leaching time were established.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	10
1. Общие сведения о районе работ.	13
1.1. Общие сведения об объекте.	13
1.2. Геологические особенности месторождения	13
1.3. Технология выщелачивания при ПСВ урана.	19
1.3.1. Схема вскрытия.	19
1.3.2. Подготовка технологических блоков и процесс выщелачивания.	25
Обвязка технологических блоков.	
1.3.3. Процесс закисления, выщелачивания и довыщелачивания.	26
1.4. Выводы по главе	28
2. Предлагаемая технология.	28
2.1. Анализ опыта применения различных окислителей.	28
2.2. Технология насыщения ВР кислородом.	36
2.3. Разработка методики проведения лабораторных работ.	38
3. Исследование насыщения ВР кислородом на показатели выщелачивания.	40
3.1. Исследование влияния расстояния (транспортировка раствора) на величину ОВП.	40
3.2. Ожидаемый экономический эффект.	45
Заключение	46
Список использованной литературы	47
Перечень сокращений	48
Приложение А	49
Приложение Б	50
Приложение В	52
Приложение Г	53

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. НАК «Казатомпром» является крупнейшим в мире производителем урана с добычей природного урана, пропорционально долям участия Компании, в размере около 24% от совокупной мировой первичной добычи урана в 2019 году. Казатомпром вместе с дочерними, зависимыми и совместными организациями ведет разработку 24 месторождений, объединенных в 13 уранодобывающих предприятий. Все уранодобывающие предприятия расположены на территории Республики Казахстан и применяют технологию подземного скважинного выщелачивания (ПСВ), уделяя особое внимание передовым практикам [1].

Для выщелачивания урана применяются серная, азотная и соляная кислоты, сода, бикарбонат натрия (двууглекислые соли) и карбонат (соли и эфиры угольной кислоты) аммония. Поскольку выщелачивание сопряжено с переработкой больших количеств сырья, стоимость выщелачивающих реагентов в значительной мере определяет себестоимость конечного продукта. В добывающих предприятиях масштабно используют при закислении пласта серную кислоту (H_2SO_4), и для того чтобы снизить расход на кислоту, проводят много опытов. Некоторые из них это использование разных окислителей, такие как: кислород, озон, пероксида водорода, хлораты, гипохлориты и хлорамины.

Поведение урана при ПСВ в значительной мере зависит как от минерального состава месторождения, так и от его типа и возраста. Например, лучше всего растворяются черни и окисленные минералы, хуже – настуран, уранинит и смолка. При этом минералы U^{4+} (уранинит, настуран, коффинит) эффективно растворяются только в присутствии окислителей, которые способствуют повышению окислительно-восстановительного потенциала в пласте [2].

На основании анализа литературных данных был сделан вывод о том, что при выщелачивании урана серноокислыми растворами существенную роль играет величина окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) выщелачивающих растворов, значение которого определяется соотношением концентраций $Fe(III)$ и $Fe(II)$. Как известно, ионы трехвалентного железа применяются в сернокислом растворе в процессе выщелачивания урановых руд. Повышение доли трехвалентного железа способствует увеличению окислительно-восстановительного потенциала, что в свою очередь интенсифицирует процесс подземного скважинного выщелачивания и снижает удельную норму серной кислоты на выщелачивание и закисление. Поэтому выбор оптимального значения ОВП и оптимального окислителя для его повышения может играть большую роль [3].

Протекающие окислительно-восстановительные реакции в пласте в значительной мере определяют эффективность технологии выщелачивания урана, полноту извлечения металлов в раствор, удельные расходы химических

реагентов, энергозатрат и в целом технико-экономические и экологические показатели производства.

Четырехвалентный уран, однако, отличается слабой растворимостью, как в кислотной, так и щелочной средах. Для достижения экономически приемлемого выщелачивания урана из руды, важную роль играет его окисление до шестивалентного состояния, который имеет более высокую растворимость. Для этого обычно используются трехвалентные соединения железа.

Известно, что в интервале рН от 1,0 до 3,0, который наиболее характерен для процесса ПСВ, наиболее эффективным индивидуальным окислителем является Fe(III), а и комплексных – лишь те, в состав которых опять же входит Fe.

При этом скорость растворения урановых минералов в серноокислотной среде в присутствии Fe в очень существенной степени зависит от значения окислительно-восстановительного потенциала (ОВП), причем в интервале ОВП от 400 до 500 мВ наблюдается резкий скачок скорости выщелачивания.

При серноокислотном ПСВ урана железо всегда в существенном количестве (0,5÷3 г/л и выше) выщелачивается из пласта, так что независимо от характера применяемого окислителя скорость процесса ПСВ определяется соотношением Fe(III) /Fe(II) в продуктивном растворе [4].

Цель работы. Повышение содержания урана в продуктивном растворе и снижение себестоимости ПСВ с насыщением выщелачивающего раствора кислородом.

Основная идея работы. Повышение содержания урана в продуктивном растворе путем насыщения выщелачивающего раствора кислородом.

Объект исследования. Участок Центральный месторождения Мынкудук.

Задачи исследования:

- Анализ горно-геологических особенностей месторождения и технологии применения различных окислителей;
- Разработка технологии насыщения выщелачивающего раствора кислородом;
- Лабораторные исследования по установлению влияния насыщения раствора кислородом на содержание урана в продуктивном растворе и на концентрацию трехвалентного железа;
- Обработка и анализ результатов лабораторных работ и выдача рекомендации.

Методы исследования. Для решения поставленных задач был применен анализ геологических особенностей месторождения, способов окисления раствора, проведения лабораторных работ, статистическую обработку результатов лабораторных работ и экономический анализ.

Научная новизна:

- установлена зависимость величины окислительно-восстановительного потенциала раствора (ОВП) от степени насыщения раствора кислородом и времени выщелачивания;

- установлены зависимости концентрации трехвалентного железа и содержания урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания при насыщении раствора кислородом.

Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций, изложенных в работе подтверждается корректным использованием лабораторных исследований с использованием кернового материала, представительным объемом статистических данных.

Личный вклад автора: анализ зарубежного и отечественного опыта применения окислителей разработки урановых месторождений методом подземного скважинного выщелачивания; участие в проведении лабораторных исследований с применением кернового материала, обработка данных лабораторных работ.

Практическое значение работы заключается в повышении содержания урана в продуктивном растворе и снижения срока отработки и себестоимости ПСВ.

Публикации и апробация работы. По теме диссертации представлена и опубликована статья на 15-й международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики (Минск-Тула-Донецк, октябрь 2019г.). Результаты исследований также докладывались на международных Сатпаевских чтениях (Алматы, 2020г.) в КазНИТУ им. К.И.Сатпаева.

Структура и объем работы. Диссертационная работа состоит из введения, 3 глав, заключения, библиографического списка из 13 наименований и содержит 61 страниц машинописного текста, 12 рисунков, 8 таблиц.

1 Общие сведения о районе работ

1.1 Общие сведения об объекте

Месторождение Мынкудук является Центральным участком, который расположен в центральной части Чу-Сарысуйской провинций. Орографический район расположен вблизи месторождения Мынкудук на территории плато Бетпақдала, время от времени представлена массивными такырами. С севера и запада плато ограничивается изрезанным уступом, который относительно превышает 80-100 м, а на юге возвышенность перетекает в полую наклонную пустынную равнину к долине реки Чу. В области месторождения на выразительных участках распространяется сохранившаяся древняя денудационная равнина с абсолютными отметками около 220-300 м.

Гидрографическая сеть представляет собой реку Сарысу и Чу, протекающие с востока на запад в 110 км южнее участка Центральный месторождения «Мынкудук» [5].

Район известен резко континентальным, пустынным климатом, характеризуется повышенными годовыми и суточными колебаниями температуры, малой облачностью, жарким летом, суровой зимой, короткой весной, незначительным количеством осадков, постоянством дующих ветров. Температура преимущественно в жаркие месяцы июня-июля достигает до +43 - +46°C, морозы в январе месяце -37 - (-40) °C.

П.Шиели является ближайшей железнодорожной станцией, находящаяся в 240 км. Связь с железнодорожными станциями и районом работ производится спецавтотранспортом. Непосредственно вблизи Мынкудукского месторождения населенных пунктов нет. Самые ближние населенные пункты это - поселок Кыземшек, который находится в 96 км, и поселок Тайконур, находящийся в 70 км. Промышленность региона знаменита добычными предприятиями АО «НАК КазАтомПром», связанные между друг другом асфальтированными дорогами.

Техническое водоснабжение на территории месторождения «Мынкудук» производится благодаря подземным водам палеоцен - эоценового и мелового горизонта. Горизонты грунтовых вод местности из-за высокой общей минерализации (3.3-6.0 г/л) пригодны лишь для технических целей [5].

1.2 Геологические особенности объекта исследования

Месторождение Центрального участка Мынкудук известен наличием мощных и мало мощных линзообразных глин сероватого цвета, распределенные как в нижней части горизонта, так и по всему горизонту. Такое размещение обусловило довольно заметную литолого-фациальную неоднородность мынкудукского горизонта (mk1). Нижний подгоризонт

представляет собой руслово-стречневые фации, а в верхнем распространяется русловые песчаные образования. Вместе с тем роль глинистых прослоев повышается с востока на запад, наблюдается увеличение мощности прослоев и их протяженность.

Урановая и сопутствующая минерализация.

Руды мынкудукского горизонта по минералогическому составу месторождения Мынкудук, и участка Центральный в особенности, являются коффинит-настурановыми. На общем балансе урановых минералов по району, которые подсчитаны по показателям рентгенофазового анализа и электронно-микроскопических исследований, коффинит составляет 15%, а настуран – 85%. Размещение урановых минералов в разных ураноаккумуляторах на районе Центральный указано в таблице 1.

Таблица 1 – Распределение урановых минералов в различных ураноаккумуляторах

	Настуран			Коффинит				
	всего опред.	в т.ч.			всего опред.	в том числе		
		в обугленном растительном детрите	в рыхл. алевроито-гл. запол.	в тяжелой фракции		в обугленном растительном детрите	в рыхл. алевроито-глин. заполнители	в тяжелой фракции
к-во	108	19	64	25	19	6	12	1
вес, %	100	0,4	99,2	0,4	100	0,6	99,3	0,1

Во взаимосвязи настурана и коффинита в различных элементах рудных залежей конкретной закономерной зависимости не обнаружено [6].

Настуран (UO_2) и коффинит ($USiO_4$) в образцах керна и под микроскопом в сущности не различить. В какой – то мере это можно объяснить тем, что оба минерала практически всегда встречаются вместе и не редко формируют тесные микро срастания настурана и коффинита, что можно заметить лишь под электронным микроскопом. Макроскопически коффинит настуран представлены мягкими, черными, сажистыми минералами, которые образуют дисперсную вкрапленность в рыхлом проницаемом цементе песков, корочки терригенных зерен на поверхности, мономинеральные обособления в микротрещинах и порах этих зерен. Реже, в сравнительно богатых рудах, коффинит и настуран формируют гнезда в песке с базальным цементом, в полном объеме замещают обугленную растительную органику и развиваются по зернам лейкоксенов.

Чтобы выявить динамику изменения содержания величин рН и Eh, урана, концентрации 2-х и 3-х валентного железа в продуктивных растворах, проводились опытные работы по участку ОПВ [6].

Результаты опытных работ по определению изменения содержания урана, величин рН и Eh, концентрации 2-х и 3-х валентного железа в

продуктивных растворах по участку ОПВ приведены в таблице 2 и на рисунке 1.

Таблица 2 – Статистические данные по участку ОПВ

№№ п.п.	Содержание урана, U, мг/л	Концентрация Fe(II), г/л	ОВП, мВ	Концентрация Fe(III), г/л	Величина рН
1	0	0,43	12	0	6,00
2	4	0,62	83	0	4,95
3	47	0,79	195	0,01	3,89
4	128	0,93	222	0,01	2,46
5	151	1,11	356	0,01	2,33
6	137	1,23	312	0,01	2,27
7	159	1,36	321	0,03	2,07
8	160	1,51	321	0,06	2,00
9	162	1,50	322	0,04	1,94
10	167	1,60	329	0,06	1,88
11	201	1,64	334	0,07	1,86
12	224	1,75	346	0,10	1,76
13	212	1,82	348	0,05	1,74
14	205	1,85	347	0,06	1,72
15	198	1,73	350	0,07	1,65
16	199	1,80	354	0,07	1,56
17	179	1,85	357	0,07	1,71
18	153	1,76	357	0,10	1,73
19	149	1,80	362	0,12	1,80
20	145	1,75	360	0,18	1,83
21	150	2,00	364	0,11	1,69
22	148	2,05	364	0,11	1,65
23	140	2,05	362	0,11	1,70
24	135	2,05	360	0,12	1,78
25	133	2,16	363	0,08	1,75
26	106	2,08	363	0,10	1,86
27	101	1,91	363	0,10	1,85
28	102	1,99	360	0,12	1,71
29	99	2,17	362	0,10	1,54
30	92	2,09	366	0,12	1,57
31	90	1,88	368	0,08	1,71
32	92	1,76	369	0,11	1,71
33	84	1,98	371	0,12	1,79
34	79	1,92	373	0,10	1,66
35	79	2,16	376	0,11	1,48
36	81	2,23	378	0,11	1,61
37	76	2,10	377	0,14	1,53

Проведенными опытно-промышленными выщелачиваниями обнаружено, что при изменении кислотности выщелачивающего раствора с 6,5 г/л до 20 г/л, содержание урана сначала увеличивается от 151 до 224 мг/л, затем постепенно снижается до 135 мг/л и далее до величины 80 мг/л.

Величина рН растворов весьма стремительно понизилась до 2,46 ед., затем – ниже 2,0 ед.

Значение ОВП растворов изначально повысилось до 350 мВ и имело небольшой рост до 380 мВ.

Динамика изменения концентрации 2-х валентного железа находится на уровне 1,9-2,0 г/л в продуктивных растворах всех откачных скважин по участку ОПВ. То же следует заметить и по динамике концентрации 3-х валентного железа – вид кривой характерен для всего участка, значение не увеличивается выше 0,10-0,12 г/л [6].

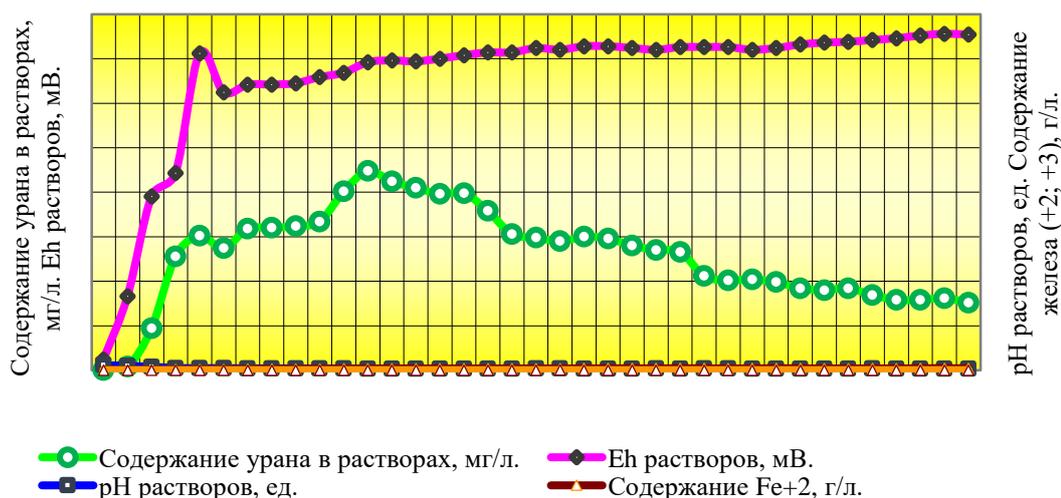


Рисунок 1– Динамика изменения содержания урана, величин рН и Eh, концентрации 2-х и 3-х валентного железа в продуктивных растворах по участку 10-1-1

К урансодержащим минералам на месторождении Мынкудук стоит отнести ильмениты и акцессорные лейкоксены, пористые зерна, которые пропитываются урановыми минералами [5].

К радийсодержащим минералам относятся: гидрогетит, лейкоксены и Ра-барит. Так как самостоятельных минералов радия в природе не обнаружено, остается полагать, что, за счет своей довольно высокой адсорбируемости, он в ионной форме сорбируется гидроокислами железа и лейкоксенами.

В пределах залежи 10 на некоторых участках мынкудукского горизонта наблюдаются усиленные содержания рения. Тем не менее, рениевая минерализация имеет точечный характер и промышленных скоплений в пределах участка не формирует. Прочие сопутствующие компоненты (селен, скандий, иттрий, редкоземельные элементы) имеют содержания близкие к кларковым и опять же, не образуют в пределах упомянутой площади достаточных скоплений. Редкостные повышения концентраций цинка, свинца и молибдена в отдельных пробах приурочены к районам самых богатых по

содержанию урана руд и обусловлены наличием таких минералов, как галенит, сфалерит, ильземанит.

Прочая аутигенная минерализация не выделяется многообразием и представлена пиритом, реже – марказитом, гидроокислами железа, карбонатными минералами (кальцит, сидерит) и фосфатным веществом (тонкодисперсные вкрапления апатита).

Характеристика сопутствующих элементов.

При исследовании закономерностей рудообразования на участке Центральной месторождения урана Мынкудук было обнаружено, что на окислительно-восстановительном барьере зоны пластового окисления помимо урана скапливается целая серия элементов. Совмещение в плане и разрезе усиленных концентраций ряда элементов с урановым оруденением помогает рассматривать их как сопровождающие элементы. В свою очередь, концентраций, которые превышают установленные минимально-промышленные значения тех или иных элементов на участке выявлено не было. Установленные в зоне уранового оруденения спорадические довольно невыразительные повышения содержания отдельных элементов представляют только геохимический интерес, в общем они в рудных залежах и околорудных породах близки к кларковым концентрациям.

Работы, которые направлены на обнаружение возможных сопутствующих элементов проводились на всех стадиях разведки. Для этой цели из керна буровых скважин и из рудных (на уран) проб подбирались пробы на спектральный полуколичественный анализ по всем скважинам, которые пробурены по сети 800×50 м и реже. Над анализами проводили статистическую обработку с целью установления аномальных и средних значений концентраций элементов и закономерностей их распределения в профиле геохимической зональности.

В результате обработки спектральных анализов, элементы сопутствующие урановому оруденению распределены на три группы, по свойству мигрировать в грунтовых кислородосодержащих водах и накапливаться на геохимическом барьере:

1. Элементы, которые подвижны в кислородосодержащих подземных водах с накоплением:

- в зоне полного окисления – медь, марганец, селен, никель, кальций;
- в зоне восстановления – уран, фосфор, мышьяк, германий, бериллий, вольфрам, барий, никель, кобальт, лантан, ниобий, литий, иттрий, иттербий, кальций, сера, железо, медь, селен, рений, серебро;
- в неизмененных породах – молибден, серебро, рений.

2. Элементы, инертные в кислородосодержащих подземных водах – хром, свинец, титан, цирконий.

3. Элементы с неясными условиями миграции – сурьма, олово, висмут, стронций, ванадий, скандий [5].

Минералого-петрографические исследования производились комплексными микроскопическими, физико-химическими методами с

использованием современной электронной аппаратуры. Вещественная структура руд и вмещающих пород исследовалась по разрезам минералого-геохимических профилей, так и по отдельным рудным пробам, которые отобраны по всей площади месторождения. В таблице 3 указаны объемы работ, которые выполнены при изучении вещественного и минерального состава руд и вмещающих пород [9].

Таблица 3 - Виды и объемы работ, выполненных при изучении состава руд и вмещающих пород

Виды определений и исследований	Всего по мынкудукскому горизонту		Всего по участку Центральный	
	I этап	II этап	I этап	II этап
1	2	3	4	5
Минералогический анализ проб с изучением шлифов, аншлифов и микрорадиографий:				
-рудных проб	556	183	257	90
-нерудных проб	820	121	410	-
Рентгено-фазовый анализ:				
-урановых минералов	1125	205	559	92
-глинистых минералов	437	177	200	90
Рентгено-спектральный анализ				
-на уран	690	780	332	150
-на радий	-	780	-	150
-на селен	2180	630	830	-
Спектральный анализ	690	740	332	150
Химический анализ:				
-на карбонатность;	690	430	332	-
-на определение органического вещества;	760	430	372	-
-на формы железа и серы;	670	430	322	-
-на содержание урана в воде	556	183	257	90
Полный химический (силикатный) Анализ по групповым пробам	-	3	-	1
Электронно-микроскопические исследования методом угольных реплик и экстракций	150	40	80	24

В результате проведенных работ выявлено, что оруденение протекает однотипными минералогическими особенностями на всей территории месторождения, значительных различий промеж руд различных продуктивных горизонтов не имеется [8].

1.3 Технология выщелачивания при ПСВ урана

1.3.1 Схема вскрытия

Проблема оптимальности сетей образовалась, с начала возникновения первых добычных полигонов в 70-ые годы, и тогда же был установлен главный критерий оптимальности: приобретение максимального количества урана при минимально доступных затратах при данных геотехнологических свойствах руд обрабатываемого участка.

Принимая во внимание незначительный спектр возможностей управления процессом ПСВ (возможно регулировать лишь дебиты/приемистости скважин и концентрацию кислоты в ВР, добавку активаторов процесса, в какой-то степени и при дополнительных затратах – направления потоков в прорабатываемом объеме ГРМ), разработка оптимальной схемы вскрытия имеет важнейшее значение для получения успеха всего процесса отработки блока или участка.

Можно отметить три главных разновидности схем вскрытия:

- площадные (ячеистые) – постоянное чередование на площади залежи откачных и закачных скважин, которые формируют правильные ячейки (треугольные, квадратные, пятиугольные, гексагональные) [7];

- линейные (рядные) – закачные и откачные скважины распределяются рядами, при этом протяженность ряда промеж скважин в два и более раз меньше, чем расстояние между рядами; сравнительно редко используется схема, когда в одном ряду чередуются откачные и закачные скважины [7];

- комбинированные – к примеру, когда рядная схема, благодаря уменьшению расстояния между рядами и увеличению пространства между скважинами в рядах, приближается к ячеистой (квадратной) схеме [7].

Отличается также схема, которая содержит одиночные скважины, работающих методом push-pull, с периодической сменой режима закачки на откачку и наоборот [7].

Ячеистые схемы изотропны, т. е. растворы располагаются в шести (пяти-, четырех- и т.д.) направлениях от закачных скважин к откачным. Рядные схемы анизотропны, иными словами существует преимущественное направление фильтрации растворов поперёк длинных осей блоков.

Главной характеристикой схемы вскрытия является среднее протяжение промеж откачной и закачной скважин. В экономическом аспекте решается стандартная оптимизационная задача – поиск наименьшей себестоимости 1 кг добытого урана, с учетом затрат на горно-подготовительные работы, с одной стороны, и эксплуатационных затрат на обеспечение добычи – с другой. При уменьшении пространства промеж откачной и закачной скважина будет приобретен рост количества скважин, который необходим для отработки фиксированных запасов. Другими словами, рост расходов на горно-подготовительные работы соответствует сокращению эксплуатационных расходов в виде сокращения времени на добычу (вследствие прямой

зависимости скорости фильтрации, а из этого следует, и скорости выщелачивания, от расстояния промеж скважин). Верно и обратное – следствием расширения сети вскрытия будут сокращены расходы на горно-подготовительные работы и рост на добычу [7].

Решение оптимизационной задачи определения наименьшей себестоимости добычи реализовано в информационно-аналитической системе «Рудник» – стандартном программном обеспечении добывающих подразделений АО «НАК «Казатомпром». В данное время «Рудник» является системой, основанной на базе данных «АтомГео», содержащая данные по геофизическим исследованиям, геологии, аналитике и др., с обширными возможностями – от предположений отработки планируемого блока, через получение характеристик рудоносности при вскрытии блока, до анализа эффективности отработки на основе постоянного мониторинга. Урегулирование этих проблем сопровождается подсчетом запасов стандартным методом геологических блоков, полуавтоматическим организацией разрезов по технологическим и/или разведочным скважинам, мониторингом отработки запасов и формированием отчетных материалов в желаемом объеме и составе.

Во многих случаях «Рудник» снабжает достаточным количеством инструментов для выявления оптимальности существующих или оптимизации планируемых сетей вскрытия по критерию затрат на 1 кг добытого урана, наделяя возможностью приблизиться к конечной цели – минимизации статьи расходов и/или максимизации прибыли за конкретный период (в зависимости от задач, поставленных перед пользователем системы).

С точки зрения существующих ограничений проектируемо-разрабатываемых сетей вскрытия необходимо принять во внимание следующие вопросы:

- максимальную/ минимальную протяженность промеж скважин в рядах;
- максимальную/ минимальную протяженность промеж откачной и закачной скважин, т.е. радиус ячейки для гексагональной и аналогичных схем, и протяженность промеж откачной и закачной скважин для рядной схемы.

Подобного рода вопросы были определены ещё в начале развития способа ПСВ, и, по сути, приемлемого теоретического решения пока не найдено. На основании довольно богатого опыта отработки урановых гидрогенных месторождений путем применения эмпирических методов определены параметры протяженности промеж скважин в рядах и параметры протяженности промеж рядов (радиусами ячеек). Протяженность промеж скважин в рядах колеблется в пределах 25–40 м для откачных, и соответственно 25–40 м для закачных скважин. Протяженность промеж рядов зачастую варьирует в пределах 40–65 м, при этом радиусы ячеек колеблется от 30–35 до 50–55 м.

В системе «Рудник» упомянутая проблема находит решение за счет соотношения количества закачных скважин к откачным при ранее изученной

оптимальной протяженности промеж откачной и закачной скважин. Благодаря накопленному опыту вскрытия и отработки в АО «НАК «Казатомпром» средние соотношения промеж количества закачных и откачных скважин в блоке для рядных схем варьируют в пределах 2,3–2,6, а для ячеистых – 2,7–3,3.

Для демонстрации роли протяженности промеж скважин одного знака в рядах, были смоделированы линии тока, по изучению плотности которых можно сделать выводы об оптимальности выбранной схемы. Так, например, была смоделирована одна панель поточной схемы, приведенная в таблице 4 с протяженностью промеж рядов 60 м и характеристиками: эффективная мощность - 12 м, длина фильтра - 6 м, K_{ϕ} - 6 м / сут, эффективный коэффициент пористости - 0,2 [7].

Таблица 4 – Данные для моделирования линий тока

Схема, расстояние между рядами - между откачными – между закачными в ряду	Блок 48-1	Блок 48-2	Блок 48- 3/4	Блок 8-6-1
	50-30-25	50-30-20	40-30-25	60-30-25
кол-во откачных	5	5	4	3
кол-во закачных	14	12	11	13
дебит откачной, м ³ /ч	7,2	6,9	5,9	5,2
средний прием закачной, м ³ /ч	2,5	2,3	2,1	1,8
соотношение $N_{зак}/N_{отк}$	2.8	2.4	2.8	4.3

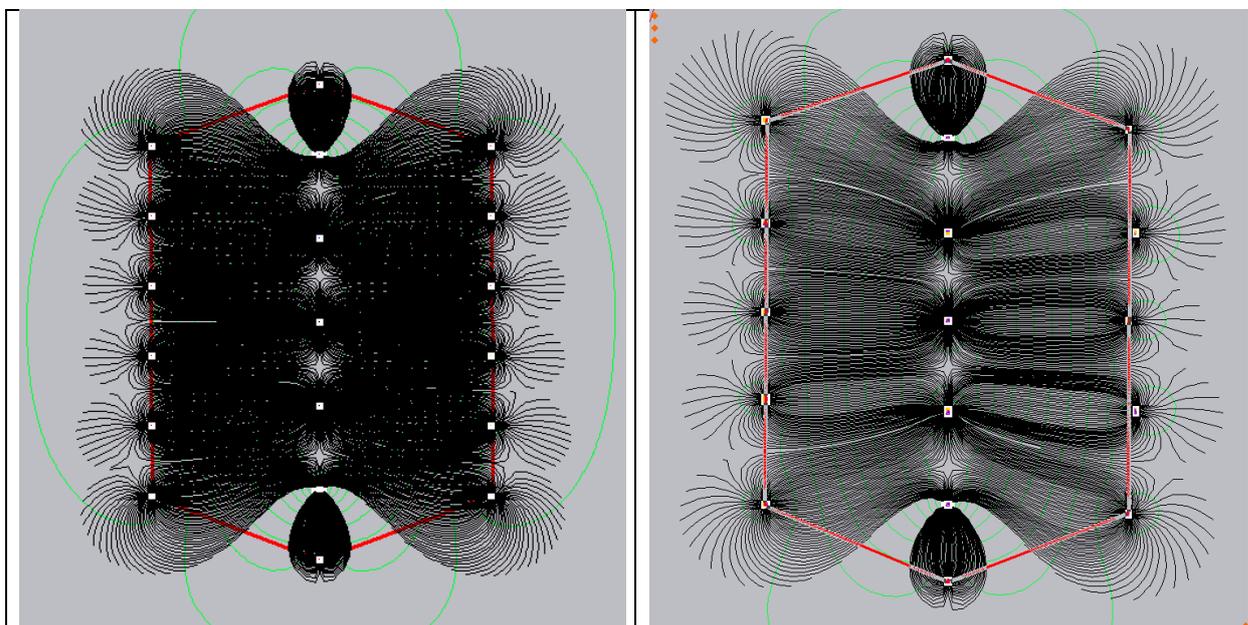


Рисунок 2 – Линии тока для моделей блоков 50–30–25, слева, и 50–30–20 м, справа

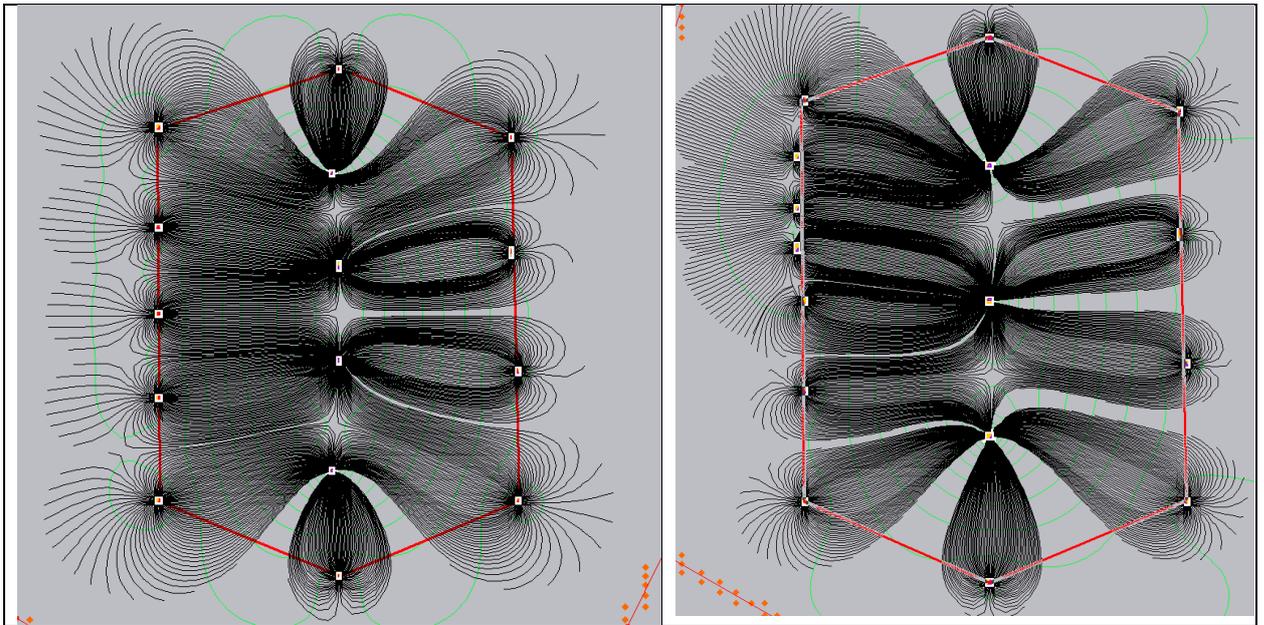


Рисунок 3 – Линии тока для моделей блоков: слева – 40–30–25, т.е. в левом закачном ряду расстояние между скважинами – 30 м, в правом – 25, и справа – 60-30-25 м, т.е. в левом закачном ряду расстояние между скважинами 30 со сгущением до 15 м, в правом – 25 м [7]

На рисунке 2 показана интенсивная проработка ГРМ в обеих моделях, чуть подробнее - для модели 50–30–25. Отмечены только застойные зоны, размещенные по двум сторонам крайних скважин закачных в сторону направления к замыкающим блок закачным скважинам. На рисунке 3 положение приобретает другой вид. В данном положении промеж насосных скважин уже есть чёткие застойные зоны, а в последней модели имеются уже и длинные узкие зоны промеж правого закачного ряда и откачного ряда, соединяющиеся с застойными зонами промеж откачных скважин. В левом закачном ряду, где отмечается сгущения закачных скважин с протяженностью промеж ними 15–18 м, установлена внушительная законтурная миграция.

Таким образом, протяженность промеж нагнетательных скважин равная 40 м обуславливает появление застойных зон, а протяженность равная менее 18 м - повышение давления внутри пласта из-за смещения потоков из разных закачных скважин и, в результате, значительный объем законтурного растекания. Приведенные данные, дают основание полагать, что при других естественных природных параметрах (K_f , эффективная пористость и толщина) результаты моделирования будут аналогичны полученным. Существенные различия могут появиться только при резком варьировании интенсивности фильтрации и продольной дисперсивности [7].

Факторы, оказывающие воздействие на геометрические параметры сети:

- 1) Проницаемость ГРМ в виде K_f . При иных равных условиях более высокие значения K_f позволяют выявить более редкие сети, и наоборот;
- 2) Поведение проницаемости ГРМ устанавливается тесной взаимосвязью в сильноокислой среде. В отдельных случаях есть вероятность,

что возникнет процесс межскважинной кольматации, сопряженный закупоркой пор, миграцией растворов и резким падением K_f ниже/ выше рассчитываемых интервалов с возможной необратимой потерей части растворов. Тогда данный случай потребует более частую сеть, чем было рассчитано без учета падения K_f в кислой среде.

Система линейного размещения скважин включает последовательно чередующихся ряды закачных и откачных скважин с поперечным либо продольным размещением этих рядов. В этом случае элементарная ячейка будет состоять из трех скважин: парных закачных и одной откачной, относящихся к трем последовательно (параллельным) размещенным рядам [5].

Геометрические параметры технологических блоков находятся в прямой зависимости от формы рудных залежей, сети размещения скважин, схем отработки и других условий.

Исходя из исходных проектных решений, научных разработок на месторождении Центральный Мынкудук используются трехрядные схемы отработки. Для относительно узких залежей, ширина которых варьирует от 80 до 150 м, используют трехрядную схему, и в большинстве случаев, продольный вариант системы разработки.

Вскрывают продуктивные горизонты путём бурения и возведения технологических скважин на поверхности земли (закачных, откачных, контрольных, наблюдательных и др.). Обсадку ствола скважин производят поливинилхлоридными либо полиэтиленовыми трубами с установкой фильтров в заданном интервале. После прокачки скважин и по достижению ими проектных параметров эксплуатации, скважины соединяют трубопроводами для обеспечения подачи промывочных растворов в пласт и вывода продуктивных растворов из пласта. По окончании соединения подводятся электроснабжение, проводится закисление рудной массы технологического блока. После закисления и установления раствороподъемного оснащения блок полностью готов к работе.

Бурение (возведение) скважин, их соединение, закисление блока и добывание металла из недр осуществляются в соответствии с графиком ввода технологических блоков в эксплуатацию.

Для контроля движения промывных растворов как при закислении, так и при эксплуатации блока возводятся «технологические» наблюдательные скважины.

Для того, чтобы мониторить состояния грунтовых вод на месторождении в процессе эксплуатации и отработки рудных залежей, отдельные части скважин (из числа наблюдательных и технологических), согласно принятой методике, определены как «мониторинговые».

Установление схемы вскрытия, в основном, основывается на нескольких геотехнологических показателях, которые, в первоочередном порядке и выявляют параметры размещения технологических скважин, ими являются:

- морфологическая структура рудных залежей и размещение их в разрезе;

- динамический и статический уровни грунтовых вод;
- коэффициент фильтрации вмещаемых отложений;
- структура минералогического состава пород и руды;
- протяженность глубины залегания рудных тел.

Общеизвестно, что при использовании скважинных систем фильтрующие потоки характеризуются, как минимум, двумерным свойством и определяются усложненной взаимосвязью элементарных линий тока различной протяженности, однако, в соответствии основному закону фильтрации, скорость фильтрации вдоль любой линии тока L , будет составлять:

$$V_{\phi} = k \times (S_0 + S_H) / L$$

где: k – коэффициент фильтрации, (м/сут);

S_0 и S_H - соответственно снижение уровня в откачной и возрастание его в закачной скважинах по отношению к статическому, (м).

$(S_0 + S_H)$ обозначим через H .

В данном случае H / L есть I – гидравлический уклон или градиент, т.е.

$$V_{\phi} = k \times I$$

Следовательно, при значении $I=1$ скорость фильтрации соответственно будет равной коэффициенту фильтрации. Надо полагать, что при данном условии обеспечивается максимально возможная скорость фильтрации в горизонте либо его части (в разрезе) без разрушения сформированной структуры (гидроразрыва, суффузия и т. д.).

В основа не данных расчётов выявлен основной принцип установления сети скважин при организации ячеистых и рядных схем базирования технологических скважин.

Основываясь на геологических данных и на обзоре литературы, было рекомендовано выбрать систему рядного вскрытия. Исходя из вариантов схем размещения и режима работы, обусловленных соотношением Q_0 / Q_3 , ширины рудного тела и глубины его залегания в основу взяты минимальная и максимальная протяженность промеж скважин 25-50 м.

Взяв за основу вышеупомянутое принята сеть бурения $50 \times 30 \times 25$ для выбранного блока 48-1. Согласно данным геологических и разведочных исследований, предоставленных ТОО «ДП Орталык», для бурения скважин предлагается бурильная установка - ЗИФ 1200МРК. По своим техническим характеристикам ЗИФ 1200МРК способна бурить с диаметром 93 мм - 1500 м, а с диаметром 59 мм - до глубины 2000 м [5].

1.3.2 Подготовка технологических блоков и процесс выщелачивания. Обвязка технологических блоков

Основной целью выщелачивания урана из рудных концентратов и руд является селективное растворение урановых минералов. Эффект данного процесса выявляется степенью извлечения урана в раствор, а также расходом химикатов на вскрытие минералов. При этом полного обнажения минералов не требуется. Для количественных показателей извлечения урана при выщелачивании достаточным будет вскрытие минерала только в одной плоскости. Несмотря на существующее разнообразие типов урановых минералов и руд, принятые методы химической обработки сводятся к их разложению карбонатными либо кислыми растворами. При выборе реагента, в первую очередь, обращают внимание на: тип руды, природу урановых минералов, состав пустой породы, стоимость реагента для выщелачивания. Так, например, урановые минералы, как настуран и уранинит, содержащие труднорастворимые оксиды, можно вскрыть только кислотами, и чаще всего концентрированными. А когда возникает необходимость вскрыть карбонатные руды, намного выгодно, использовать карбонатные растворы. Как уже сообщалось, что стоимость реагента играет важную роль при выборе реагента для выщелачивания. Так, если сравнивать стоимость химикатов, необходимых для выщелачивания урана, то можно установить, что самой дешевой является серная кислота H_2SO_4 . В сравнении с ней HNO_3 дороже в 1,5 раза, HCl – в 2,5 раза, Na_2CO_3 – в 1,5 раза, $NaHCO_3$ – в 2 раза и $(NH_4)_2CO_3$ – в 4 раза [13].

Исходные данные получены на Центральном участке месторождения Мынкудук:

- 1) Усредненная глубина скважин: 352 м.;
- 2) Средняя глубина статического уровня грунтовых вод: 74 м.;
- 3) Понижение статического уровня при откачке: 5,0 м.;
- 4) Удельный вес жидкости, наводняющий скважину: $1,01 \text{ т / м}^3$.;
- 5) Усредненный удельный вес рудовмещающих пород: $1,70 \text{ т / м}^3$.;
- 6) Категория породы по устойчивости: 2,0.;
- 7) Коэффициент неоднородности горных пород: от 1,0 до 1,1.;
- 8) Усредненная категория пород по буримости: 4-6.;
- 9) Усредненная мощность рудного тела: 7,8 м. (максимальная - до 11 м.) [5].

Блок 48-1 (применяемая схема отработки - рядная по сети 50x30x25).

1.3.3 Процесс закисления, выщелачивания и довыщелачивания

Закисление - технологический процесс, который протекает непрерывно, направлен на образование геохимической обстановки в рудовмещающем водоносном горизонте, обеспечивает перевод урана в раствор и обогащение

им ПР, создание закачной и откачной технологических растворов оптимального гидродинамического режима для интенсивности переноса в них урана. Закисление осуществляется в режиме циркуляции растворов, в это время блок не подключен к ЦППР, подкисление ВР до нужной концентрации кислоты выявляется геотехнологом в соответствии с регламентом закисления предприятия, и производится операторами ГТП в каждом определенном ТУЗе [7].

Режимы закисления производственных блоков и методы подачи закисляющих растворов необходимо определять в каждом конкретном случае, взяв за основу преимущественные природные факторы, принятые схемы размещения технологических скважин, и обосновываться годовым проектом развития горных работ, и при этом, найти свое отражение в паспортах эксплуатационных блоков.

По уровню концентрации серной кислоты в ВР закисление подразделяют на два типа:

- жесткий тип закисления предполагает использование относительно крепких растворов (20 г / л и более) с начала подачи БП на блок. С начала устойчивого падения рН в откачных (при активном методе закисления) либо в наблюдательных скважинах (при пассивном методе) концентрация кислоты в БП, как правило, снижается до 15–10 г / л;

- мягкий тип закисления предполагает начало процесса из относительно слабых кислых растворов (5-7 г / л), с поддержанием данной концентрации на протяжении всего периода закисления или с постепенным увеличением концентрации после достижения L / S от 0,1-0,12 до 10-15 г / л.

В иных случаях рассматривают промежуточный тип - с постоянной концентрацией кислоты в ВР 10–15 г/ л, вплоть до выявления промышленных концентраций урана в откачных скважинах.

На сегодняшний день при закислении используются три возможных режима: пассивное, активное и опережающее закисление.

Активное закисление - растворы подаются в закачные скважины одновременно, при непрерывной откачке пластовых вод из откачных скважин. Этот способ является наиболее распространённым, используемый при любом размещении рудных тел по отношению к водоупорам [7].

Пассивное подкисление - кислые растворы поддаются к блоку без одновременной откачки пластовых вод, а изменение гидрохимического состояния недр достигается посредством вытеснения пластовых вод ВР [7].

Комбинированное закисление –закисляющие растворы поддаются к блоку соотношением активного и пассивного режимов [7].

График и режим проведения закисления на основании утверждённой инструкции каждого добывающего предприятия по выщелачиванию и закислению урана. В пояснительной записке к режиму закисления блока должны быть прописаны особые случаи формирования искусственного дебаланса при закислении и меры по снижению непроизводительных потерь кислоты на законтурное растекание [7].

Эксплуатация технологических блоков и полигона, в общем, в процессе подземного выщелачивания включает следующие этапы:

- закисление;
- стадия активного выщелачивания;
- доработка;
- вывод из эксплуатации.

Основываясь на морфологические параметры рудных тел, принятой сети размещения скважин, вещественного состава руд и вмещающих пород, водно-физических свойств продуктивного горизонта, закисление будет проводиться выщелачивающими растворами с концентрацией серной кислоты до 25 г / л с продолжительностью от 1,3 до 4,7 мес для получения продуктивных растворов с промышленной концентрацией урана (40-50 мг / л) и $pH < 3$.

По результатам опытно-экспериментальных работ на месторождении дебит откачных скважин варьирует от 5,8 до 7,2 м³ / час; при этом приемистость закачки составляет 2-4 м³ / час.

Стадия активного выщелачивания отмечается интенсивностью перехода урана в продуктивный раствор и его переносом в откачные скважины.

Концентрацию рабочих растворов серной кислоты на данном этапе, в условиях месторождения, необходимо поддерживать на уровне 6-8 г / л. При этом, варьируя содержание серной кислоты в указанных пределах, нужно обеспечивать поддержание pH в продуктивных растворах на уровне 2,0-2,2 ед. и Eh – 400-500 мВ. Регламент работы откачных и закачных скважин точно такой же, как и в период закисления.

Выщелачивание урана проводят рабочими растворами, полученными путем дополнительного укрепления серной кислотой до заданной концентрации (6-8 г / л) оборотных и маточных растворов.

Доработка действующего блока - это процесс, завершающий отработку резервов блока, отличающийся, зачастую, устойчивым понижением содержания урана в продуктивных растворах при извлечении запасов из недр до уровня 70-80%.

На этом этапе концентрация рабочих растворов кислоты должна постоянно снижаться, вне зависимости от карбонатности руд и вмещающих пород до уровня кислотности маточников сорбции.

Освоение блока (участка) завершается маточными растворами с целью вытеснения растворов повышенной кислотности из продуктивного горизонта. На данном этапе не рекомендуется переоценивать производительность блока по откачке для избежания затягивания растворов из соседних блоков в его контур [5].

1.4 Выводы по главе

На основании анализа литературных данных был сделан вывод о том, что при выщелачивании урана сернокислыми растворами существенную роль играет величина окислительно-восстановительного потенциала (ОВП)

выщелачивающих растворов, значение которого определяется соотношением концентраций Fe(III) и Fe(II).

Но как показывают результаты опытно-промышленных работ, на данном месторождении динамика изменения концентрации 2-х валентного железа в продуктивных растворах всех откачных скважин находится на уровне $1,9 \div 2,0$ г/л, в то же время концентрации 3-х валентного железа не превышает $0,10 \div 0,12$ г/л, что не дает желаемого извлечения урана и увеличивает срок отработки запасов блока.

Для повышения концентрации трехвалентного железа и соответственно повышения содержания урана в продуктивном растворе необходимо применение окислителя.

2 Предлагаемая технология

2.1 Анализ опыта применения различных окислителей

В случае ПСВ урана желательно использовать окислитель, который сохранял бы окислительную способность в кислой, нейтральной и слабощелочной среде, т. е. значения pH растворов в системе раствор-порода не должны влиять на окислительную способность используемого окислителя. Такими окислителями, по мнению многих исследователей, являются пероксида водорода, кислород, гипохлориты, хлораты, озон и хлорамины. Следует отметить, что в процессе выщелачивания серной кислотой природный окислитель Fe³⁺, важная роль которого, помимо всего прочего, заключается в осуществлении реакции катализа при использовании других окислителей, почти всегда переходит в раствор из вмещающих пород. Кроме того, хлораты считаются эффективными окислителями в кислых средах, а в щелочных, нейтральных, слабокислых растворах они проявляют окислительную способность лишь при наличии дорогостоящих катализаторов, например оксида осмия. Хлораты представляют собой группу химических соединений, солей хлорноватой кислоты HClO₃ или одного из видов оксосолей хлора [12].

Обычно в качестве окислителей на практике урановой промышленности используют H₂O₂, O₂, KMnO₄, гипохлориты, хлораты, соли Fe³⁺ и т. д. Но в США используются исключительно H₂O₂ и O₂, так как они не вносят дополнительных загрязняющих веществ в раствор. Эти окислители с одинаковым успехом можно использовать в сернокислотном ПВ урана. Важно отметить, что при использовании H₂O₂ и O₂ требуется строгое соблюдение техники безопасности из-за их взрывоопасности.

Из упомянутых окислителей свободный кислород является самым дешевым окислителем. Но его важным минусом является его невысокая растворимость в воде, и это свойство побуждает подавать его в пласт под давлением для обеспечения высокой растворимости в достаточной степени. Следовательно, при его использовании возникают дополнительные расходы на оборудование.

Имеются исследования, где выявлено, что использование H_2O_2 более эффективно, чем использование кислорода. Но многие исследователи считают, что при таком долгосрочном процессе, как ПСВ, H_2O_2 может полностью разложиться на воду и кислород, т.е. рабочий раствор, по существу, является раствором кислорода в воде [12].

Повышенная стоимость H_2O_2 , а также практическая недопустимость его рециркуляции привели к тому, что она составляет основную статью расходов во многих производственных участках, применяющих этот окислитель. Использование H_2O_2 может быть выгодным, только тогда, когда его присутствие обеспечит повышение концентрации урана в продуктивных растворах не менее чем на 12 мг / л. Кроме прочего, применение перекиси водорода в качестве окислителя подразумевает тщательный контроль рН среды раствора с целью избежать образования плохо растворимого пероксида уранила.

NaClO_3 намного дешевле, чем H_2O_2 , и при рециркуляции неиспользованный NaClO_3 полностью возвращается в цикл, а непрореагировавший кислород из раствора безвозвратно теряется на поверхности (включая кислород, образовавшийся в результате разложения H_2O_2). Ощутимый эффект можно получить при использовании хлоратов в кислых средах, когда в растворе присутствует железа, которая катализирует процесс окисления урана.

Основным минусом хлоратов как окислителей является то, что во время восстановления ионов ClO_3^- появляются ионы Cl^- , которые накапливаются в растворе, когда растворы возвращаются в производственный цикл. Присутствие ионов Cl^- в продуктивных растворах приводит к коррозии оборудования и снижает параметры сорбции урана из растворов. Следовательно, лучше минимизировать их количество в продуктивном растворе. Эти обстоятельства ограничивают возможность использования хлорсодержащих окислителей [12].

Помимо этого, использование NaClO_3 недопустимо, если во вмещающих породах присутствует значительное количество монтмориллонита (глинистого минерала, относящегося к подклассу слоистых силикатов, основного компонента бентонита), который сильно набухает при наличии ионов натрия, что приводит к резкому снижению проницаемости пласта. Следует добавить, что схожий по окислительным свойствам KClO_3 не приводит к набуханию монтмориллонита, но его стоимость намного выше, чем у NaClO_3 , т.е. KClO_3 - более дорогостоящий реагент.

Одним из недостатков кислорода в качестве окислителя является его слабая растворимость в воде (40 мг/л при $T=250^\circ\text{C}$ и $P=1\text{атм}$), что побуждает подавать его в пласт под высоким давлением для того, чтобы обеспечить достаточно высокую растворимость. В этом случае закачка кислорода в пласт под давлением обязывает применять специальные меры по предотвращению риска газового закупоривания пласта.

Между тем, ранее KMnO_4 , (марганцевая кислота) $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$, NaClO , $\text{K}_2\text{S}_2\text{O}_8$, H_2O_2 , кислород и кислородосодержащие газы были испытаны в качестве окислителя при карбонатном выщелачивании. Выявлено, что использование $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$, $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ и KMnO_4 является нерациональным вследствие высокой стоимости и дефицитности (а в случае $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ – также из-за затруднительности регенерации) [12].

Значительный недостаток хлорсодержащих окислителей (хлорной воды, хлорамина и др.) такой же, как и у хлоратов - наполнение ионов Cl^- в растворах при их возврате в производственный цикл.

Отмечено, что озон, хлораты, раствор азота (раствор NO_2 в воде, являющийся смесью $\text{HNO}_2 + \text{HNO}_3$), а также нитрит натрия, в особенности эффективны при наличии ионов Fe^{3+} , катализирующих ускорение процесса окисления.

Согласно литературным данным, эксперименты по карбонатному выщелачиванию урана с использованием $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ проводились на Заречном месторождении. В опытно-промышленных проектах максимальное добывание при карбонатном выщелачивании отмечалось при предварительном окислении пласта хлорной водой (2-4 г/л Cl_2 , $\text{pH}=1,7-1,9$) [12].

Следует добавить, что нитрозный раствор в присутствии ионов Fe^{3+} окисляет уран намного эффективнее, чем HNO_3 . Установлено, что применение нитрозного раствора в качестве окислителя вместе с солями Fe^{3+} дает возможность достичь $E_h = 0,95-0,98$ В, в результате чего на отдельных месторождениях затраты на кислоты понижаются в 3 раза.

Учитывая данные испытаний на месторождении Уванас карбонатного ПСВ также выявлено, что скорость окисления урана $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ намного ниже, чем H_2O_2 , в то время как эффективности растворенного в воде кислорода и H_2O_2 одни и те же. Причем без окислителя извлечение урана содержит всего 48-55%, а в присутствии $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ – 72,5%.

Та же самая эффективность кислорода растворенного в воде и H_2O_2 поясняется тем, что H_2O_2 довольно быстро расщепляется на воду и кислород, при этом в особенности быстро этот процесс проходит в щелочной среде:



Достаточно эффективным окислителем в кислой среде считается MnO_2 , (Оксид марганца), позволяя широко использовать его в виде окислителя при кучном выщелачивании. Тем не менее, при ПСВ его использование затрудняется вследствие проблемы введения его в пласт. Причем, при применении MnO_2 возможна кольматация пор рудного тела и фильтров скважин минеральными частицами [12].

В ситуации, когда в качестве окислителя применяются соединения Fe^{3+} , MnO_2 может без затруднений использоваться для регенерации Fe^{3+} в продуктивном растворе:

Но в то же время, за счет высокой стоимости MnO_2 , данный способ может экономически оправдаться лишь при утилизации MnO_2 -содержащих отходов.

Озон является довольно перспективным окислителем при ПСВ урана. Необходимо добавить, что использование озона O_3 для окисления пласта при ПСВ в литературе почти не встречается. Только в одной работе озон упоминается в числе окислителей в кислых, и в слабощелочных, и в нейтральных средах. Причем подчеркивается, что озон особенно эффективен при наличии ионов Fe^{3+} , и что скорость окисления UO_2 озоном в карбонатных растворах в 3-4 раза снижается, чем в серноокислотных.

Достаточно мало данных об использовании озона при ПСВ урана поясняется тем, что ранее озон для ПСВ почти не применялся в связи с высокой энергоемкости его производства. Но значимая модернизация озонаторов в последние годы достаточно сильно расширило использование озона как окислителя в разных отраслях промышленности. Основным достоинством озона в сравнении с кислородом является то, что его растворимость в воде достигает 0,97 г/л (при 250⁰C), иными словами в 21 раз выше, в отличие от кислорода. Это объясняется полярностью молекулы озона - это когда у молекулы центр локализации положительных зарядов и центр расположения отрицательных зарядов не совпадают [12].

Так как концентрация 0,97 г/л по ОСВОБ удовлетворительна для эффективного окисления пластов даже с довольно высокой реабилитированной емкостью, озонирование продуктивного раствора можно будет проводить на поверхности только перед закачкой в пласт.

Причем затраченная энергия на производство сырья относительно малы (7,5-10 кВт×ч/кг озона), а для производства озона - бесплатное (воздух). высокие капитальные затраты (из-за высокой стоимости озонаторов) являются главным недостатком озона как окислителя, но тем не менее в наше время его использование более экономически эффективно, чем H_2O_2 .

Ионы Fe^{3+} являются одним из наиболее эффективных, дешевых и достаточно легко регенерируемых окислителей при серноокислотном (в частности, малореагентном) ПСВ урана. В особенности целесообразно их применять в технологии ПСВ, так как использование других окислителей в большинстве случаев нецелесообразно в связи с высокой стоимостью и дефицитностью ($KMnO_4$; $KClO_3$), из-за затруднительной доставки в зону реакции (для MnO_2), потому как вмещающие породы почти всегда содержат Fe^{3+} , при серноокислотном ПСВ Fe^{3+} выщелачивается из породы и служит, подобным образом, в значении природного окислителя [12].

На территории месторождения Уванас достигнуты положительные показатели по повышению эффективности использования Fe^{3+} как природного окислителя.

Содержание Fe^{3+} со стороны зоны пластового окисления в растворах составляет 1,2-2 г/л, тем временем со стороны восстановленных пород оно достигает до 0,1-0,4 г/л.

Чтобы снизить расход реагентов и интенсифицировать процесс с помощью направленного движения растворов из зоны пластового окисления к восстановленным породам разработался способ подземного выщелачивания урана. Наряду с этим растворенное Fe^{3+} в зоне окисленных пород равномерно распространяется по рудному телу и считается естественным окислителем для U^{4+} . Эффективное применение природной геохимической обстановки допустило понизить расход кислоты на 0,5 кг/т руды на некоторых блоках месторождения Уванас [12].

По утверждению некоторых специалистов, использование соединений Fe^{3+} как окислителя при ПСВ приближает к их гидролизу и, стало быть, к коагуляции пласта. Тем не менее, расчет демонстрирует, что данное явление возможно лишь в случае неполного закисления пласта, гидролиз соединений Fe^{3+} отмечается только при $pH \geq 2$.

Особенно высокая скорость растворения UO_2 в H_2SO_4 при наличии ионов Fe^{3+} выявляется при $pH=1,5-1,8$, что полностью соответствует концентрации свободной $H_2SO_4 = 1,0-2,5$ г/л. Наиболее оптимальная концентрация Fe^{3+} в выщелачивающем растворе составляет 1-3 г/л, при этом самая большая скорость окисления урана отмечается при соотношении $Fe^{3+}/Fe^{2+}=2:1$. При выщелачивании урана из руд пластово-инфильтрационного генезиса раствором $Fe_2(SO_4)_3$ (1-3 г/л Fe^{3+} , $pH=1,4-2,2$) вместо раствора H_2SO_4 выявлено, что применение для выщелачивания урана слабокислых растворов обеспечивает высокое извлечение урана (90 %), понижает удельный расход H_2SO_4 , на 20-40%, интенсифицирует процесс в 1,2-1,4 раза и, как следствие, снижает загрязнение грунтовых вод. При малореагентном (2,5-5,0 г/л H_2SO_4) ПСВ урана в учреждениях Узбекистана во время введения около 2 г/л Fe^{3+} отношение Ж:Т, обязательное для приобретения извлечения 90,0%, снижается в 1,6 раза, расход кислоты сокращается в 1,8 раза.

Эффективность Fe^{3+} в лабораторных опытах по малореагентным выщелачиваниям руд месторождения Заречное показали динамичный рост в сравнении с H_2O_2 . Так, в процессе введения в растворы окислителей 2 г/л H_2O_2 80%-ное извлечение урана достигло при Ж:Т=2,3, при этом расход кислоты составил 9,0 кг/т, H_2O_2 - 0,55 кг/т (0,26 кг/т в пересчете на ОСВОБ); соответственно, а также введение в качестве окислителя 1,1 г/л Fe^{3+} 80%-ное отделение урана достигалось при Ж:Т=2,1, где расход кислот составлял 8,8 кг/т, Fe^{3+} - 0,64 кг/т [12].

Однако, хлорат, озон, а также HNO_2 очень рентабельны рядом с ионами Fe^{3+} , они каталитически ускоряют весь процесс окисления. Это связано с тем, что каталитический эффект воспроизводит при непосредственном окислении U^{4+} ионы Fe^{3+} (при этом переходя до Fe^{2+}), а вышеперечисленные окислители окисляют Fe^{2+} , и регенерируют Fe^{3+} . В некотором роде производительность соединений Fe^{3+} оказались на много выше, чем H_2O_2 и другие пероксидные соединения. Подсчет показывает, что при искусственном использовании ионов Fe^{3+} в растворах в виде $Fe_2(SO_4)_3$ также является очень затратным, тогда как более 50% расходов приходится на H_2SO_4 , и в котором растворяется

железосодержащие сырье. Конкуренцию может составить в ценовой политике с кислородом Fe^{3+} только в том случае, если применима регенерация.

HNO_2 являются самыми активными окислителями железа в слабокислом растворе при комнатной температуре. Тогда как азотистая кислота именно при регенерации Fe^{3+} путем добавления в растворы 0,09-0,1 г/л NaNO_2 достигала по сути такого же значения Eh (0,46-0,50 В), как и при использовании 0,2 г/л H_2O_2 (достигалось Eh=0,48-0,50 В); в соотношении $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ достигало ≈ 13 .

Важным достоинством HNO_2 представляет собой то, что её возможно добывать из сравнительно дешевых HNO_3 и при этом с легкостью происходит процесс регенерации кислорода и воздуха. Основными источниками HNO_2 являются нитриты и нитрозилсерная кислота HNSO_5 . Во время полупромышленного испытания использовали нитрозы с плотностью 1,74 кг/л, содержащей 14% HNO_3 (условной) и 76% H_2SO_4 , были получены такие результаты: в реактор поступают нитрозы в количестве 1,0-3,5 л/(м³ регенерируемого раствора), воздух - 25 м³/ч, оборотный растворы равный - 7-10 м³/ч.

В зонах разложения HNO_3 до HNO_2 и оксидов азота Eh достигает 0,9-1,26 В. Обратные растворы до регенерации содержат 6,8 г/л H_2SO_4 , 3-4 г/л Fe^{2+} и 0,5-1 г/л Fe^{3+} , его Eh =0,38-0,40 В; в конце регенерации - 9,6 г/л H_2SO_4 , 0,5-1,0 г/л Fe^{2+} + 3-4 г/л Fe^{3+} , его Eh =0,45-0,54 В. В используемых растворах содержатся 0,7-0,8 г/л NO^{3-} , в использованных - 0,3-0,5 г/л NO^{3-} . При этом расход на 1 кг Fe^{2+} составил 1,2 м³ воздуха (коэффициент использования кислорода 48%), соответственно 0,185 кг HNO_2 (усл.) = 0,25 кг HNO_3 (усл.). Следовательно, принято считать, что несмотря на то, что HNO_2 выступает в качестве катализаторов, в процессе соединения они расходуются частично. Однако, в определенных моментах приходится вместо нитрозы использовать NaNO_2 , соответственно его расход оказывается ещё меньше.

В испытаниях полупромышленного образца этого способа на месторождениях Учкудук показывает, что отработка как единица времени в сравнении с контрольным участком постепенно снижается в 3-6 раз (с 22-46 до 7,5 месяцев), Ж:Т – с 4,72 до 2,24, извлечение увеличивается с 79 до 91%, а расходы H_2SO_4 снижаются с 63,3 с 21,3 кг/т руды, с 134 до 108,4 кг/кг у урана. Из-за этого все затраты на NaNO_2 и остальные вспомогательные расходы составляли не более 10% от стоимости добавочно извлеченного урана [12].

В данное время в роли окислительного процесса используются кислород воздуха, перекись водорода и очищенное железо (3+) в виде $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. В промышленности кислород используется на залежах Узбекистана, перекись водорода – на месторождении Семизбай. Для Шу-Сарысуйских и Сырдарьинских зарождений, чья часть в добыче урана РК соответствует около 98 %, окислители многочисленного использования не обнаружили, в то время как технические доказательства и расчеты рентабельности использования время от времени готовятся с середины 70-х годов XX века [7].

При проработке зауральских залежей, относящихся к древним ландшафтам и испытавших многочисленное вторичное восстановление, хорошо используется нитрит натрия (NaNO_2).

При выборе окислителя на первом этапе очередь складывается различным составом руд и совмещавших видов прорабатываемого технологического блока, участка, месторождения. Главные моменты, оказывающие влияние на выбор, можно выделить таким образом:

- основное содержимое в пластах восстановителей, а также характер (органика, карбонат железа, сульфиды, хлориты и т.п.), их категория ассоциации с ураном;

- основное содержимое в пласте $\text{Fe} (2+)$ и $\text{Fe} (3+)$, используя легко выщелачивавшие формы (карбонат железа, хлориты, лимонит и пр.) с интервалами рН, где активно происходит его выщелачивание;

- состав фракции растительных детритов (содержимых лигнина, гуминов, гуминовых и фульвокислот) в разных ареалах ролла и распространения сорбированного урана среди фракции, при этом скорость окисления разная промеж фракций пероксида водорода и молекулярного кислорода;

- содержимое в пластах карбонатов и других пород имеют повышенное кислотоёмкости (хлоритов, гидрослюд, монтмориллонитовых глин и пр.);

- определение глубины залегания рудного тела, температуры и статического уровня подземных вод, это определяет возможности существования CO_2 в газовой фазе;

- иные микробиологические содержания пласта (состав в пласте аэробных бактерий, окисляющих гумус, в том числе и тиобактерий *Thiobacillusferrooxidans*) [7].

При выборе окислителей и подборе альтернатив их использовании необходимо подходить для каждого месторождений персонально, на базе показательных экспериментов по трубочному выщелачиванию.

Подбор концентрации окислителей при закислении осуществляется для каждого участка персонально, с учётом глубины слоя, содержащего в пласте $C_{\text{орг}}$ и степени грунтовых вод.

Метод выщелачивания урана при использовании окислителя можно поделить на 3 стадии:

ОВП – 1-ая стадия проводится на уровне 250–300 мВ, сложившегося до подхода растворов с искусственными окислителями;

рост ОВП в ПР – 2-ая стадия проводится на 50–100 мВ, наблюдается повышенная концентрация Fe^{3+} в ПР, формируется окислительная геохимическая обстановка;

ОВП в ПР – 3-ая стадия (непосредственная стадия работы окислителя) стабилизируются на уровне 420–450 мВ [7].

При выборе окислителя необходимо учитывать следующие основные закономерности:

1. В случае ПСВ урана, собственно, для окисления урановых минералов тратится не более 2-4% окислителей. Остальные окислители используются на окисление органики, сульфидов и Fe^{2+} в хлоритах и карбонатах.

2. К химически нестойкими относятся пероксид водорода и другие пероксосоединения, при этом их скорость разложения ограничивается, первоначально это наличие в растворе веществ, которые катализируются и разлагаются. Так свободный кислород – это продукт разложения, который представляет собой один из эффективных окислителей урана всего лишь в определенных интервалах рН (рисунок 5) или в присутствии катализаторов.

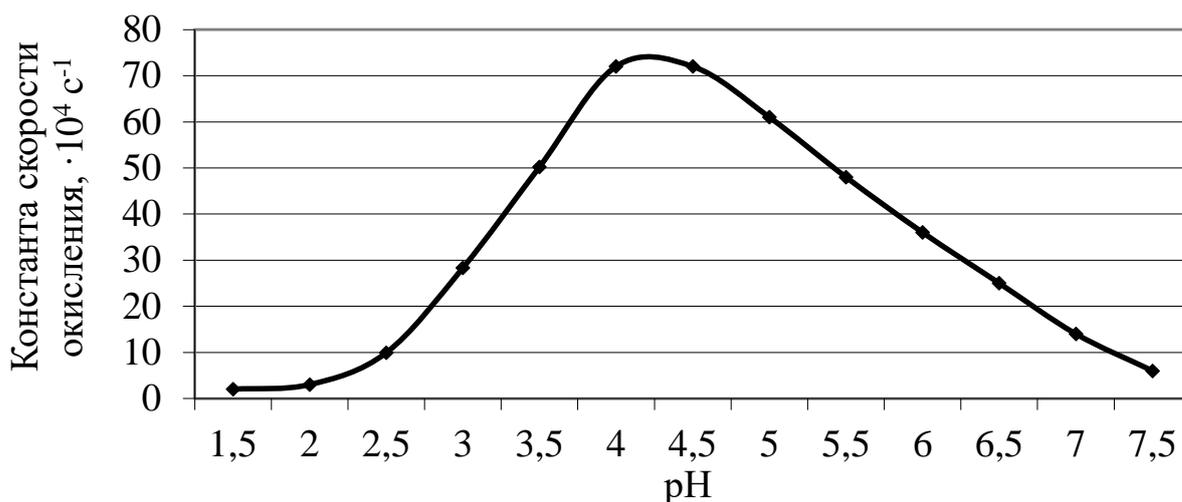


Рисунок 4 – Зависимость скорости окисления урана кислородом от рН

3. Самыми эффективными окислителями является соединение Fe^{3+} в интервалах рН=1,0–2,5, при этом у них имеется два основных недостатка:

- из-за стремления к гидролитическим осадениям не допускается их применения при рН>2,2–2,5. В некоторых случаях использования данных окислителей при перерывах подачи кислот приводят к кольтматации пласта;

- необходимыми условиями для повышенной эффективности Fe^{3+} отмечается пониженное содержание в растворах Fe^{2+} . Так, когда происходит расходование окислителей (восстановителей до Fe^{2+}), отмечается снижение соотношении $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$, резкое снижение ОВП, окислительной эффективности Fe^{3+} . Таким образом, необходимыми условиями эффективных протеканий процессов ПСВ является высокая степень конверсии Fe^{2+} в Fe^{3+} [7].

Следует учитывать, что для активного выщелачивания на участках, где 10–30% U находится в форме U^{4+} , будет достаточным поддержание соотношения $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} = 1-3 = 1:3$ в ВР.

В областях, где более 30% U находится в форме U^{4+} , соотношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} > 3$ должно поддерживаться в ВР до тех пор, пока в ВР не будет достигнуто отношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} \geq 1$. Когда соотношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} \geq 1$ достигается в ПР, отношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ в ВР может уменьшиться до 1–2 [7].

2.2 Технология насыщения ВР кислородом

В истории развития этой технологии изучался процесс нагнетания в пласт сжатого воздуха, а также предварительное насыщение воздухом рабочих растворов [10]. Так, в опытный блок 3 участка ПВ – 10 месторождения Учкудук воздух нагнетали под давлением 2-4 кг/см², до насыщения пород продуктивного пласта кислородом – 0,1 кг/т, что соответствовало величине порового объема. Через 30 дней после запуска откачных скважин, содержание урана в продуктивных растворах достигло максимального значения – 35 мг/л, при содержании НСО₃ - 270 мг/л. Для сравнения в блоках сернокислотного режима выщелачивания (без подачи кислорода воздуха) содержание урана в продуктивных растворах достигало максимумом 10 мг/л.

Анализ различных способов интенсификации выщелачивания показывает, что все они ускоряют процесс и повышают степень извлечения полезного компонента в несколько раз [11]. Однако они не универсальны и могут применяться только в зависимости от условий конкретных месторождений.

Одним из способов повышения степени окисления является насыщение выщелачивающего раствора кислородом. Практика скважинного подземного выщелачивания подтверждает, что эффективность процесса добычи урана взаимосвязана с массой кислорода воздуха, растворенного в подаваемых (рабочих) растворах. Количество растворенного воздуха, в свою очередь, определяется величинами гидравлических напоров, формируемых при взаимодействии нагнетательных и дренажных (разгрузочных, откачных) технологических скважин.

В истории развития этой технологии изучался процесс нагнетания в пласт сжатого воздуха, а также предварительное насыщение воздухом рабочих растворов. Так, в опытный блок 3 участка подземного выщелачивания – 10 месторождения Учкудук воздух нагнетали под давлением 2-4 кг/см², до насыщения пород продуктивного пласта кислородом – 0,1 кг/т, что соответствовало величине порового объема [6]. Через 30 дней после запуска откачных скважин, содержание урана в продуктивных растворах достигло максимального значения – 35 мг/л, при содержании НСО₃ - 270 мг/л. Для сравнения в блоках сернокислотного режима выщелачивания (без подачи кислорода воздуха) содержание урана в продуктивных растворах достигало максимумом 10 мг/л. При этом, подача воздуха, в котором проводилась через нагнетательные скважины за счет эжектирования воздуха с помощью перфорированного шланга опущенного на забой скважин. В процессе экспериментов было установлено, что минимальная степень насыщения воздуха, влияющая на интенсивность перехода урана в раствор, начинается с уровня 0,1 кг/т рудной массы.

В основном опробовались три технологические схемы подачи воздуха:

- нагнетание сжатого воздуха и вытеснение пластовых вод продуктивного горизонта за контуры экспериментального участка;

- увеличение давления нагнетаемого воздуха для повышения степени насыщения рабочих растворов;

- нагнетания воздуха через специально разработанный диспергатор, позволяющий не допустить образование в подземных водах диспергированных нерастворимых воздушных пузырьков, приводящих к коагуляции парового объема рудного пласта.

Общеизвестно, что на степень насыщения раствора кислородом влияют различные факторы, такие как температура, давление и другие. Например, с увеличением температуры раствора с 0⁰С до 70⁰С, степень насыщения раствора кислородом снижается с 14,6 мг/л до 2,9 мг/л. Однако, в условиях подземного скважинного выщелачивания снижение температуры раствора приводит к снижению извлечения урана.

Так же, с изменением гидравлических напоров 90, 60 и 300 м, содержание растворенного воздуха в технологических растворах составляло 12, 25 и 100 мг/л. Концентрация урана в этих растворах при рН=3-4 достигала, соответственно, 7, 20 и 50 мг/л.

Все вышеуказанные технологические схемы подачи воздуха требуют определенных материальных затрат, к настоящему времени нет исследований по установлению влияния концентрации серной кислоты в растворе и сохранения насыщенности кислорода со временем.

Поэтому, для устранения указанных недостатков, для повышения извлечения урана и снижения продолжительности отработки месторождения предлагается насыщение раствора кислородом с использованием трубки Вентури[10].

Сущность технологии заключается в использовании трубки Вентури для насыщения раствора кислородом (рисунок 5). Трубка Вентури — это короткая по длине труба специальной конструкции с сужением или уменьшением диаметра посередине и отверстием для всаса воздуха. При прохождении раствора через сужение трубки Вентури, происходит увеличение скорости потока с одновременным всасом воздуха. При этом происходит активное перемешивание воздуха с раствором, что способствует эффективному переходу кислорода из воздуха в раствор, что позволяет с наименьшими затратами обогащать рабочий раствор кислородом и исключает возможность газовой коагуляции.

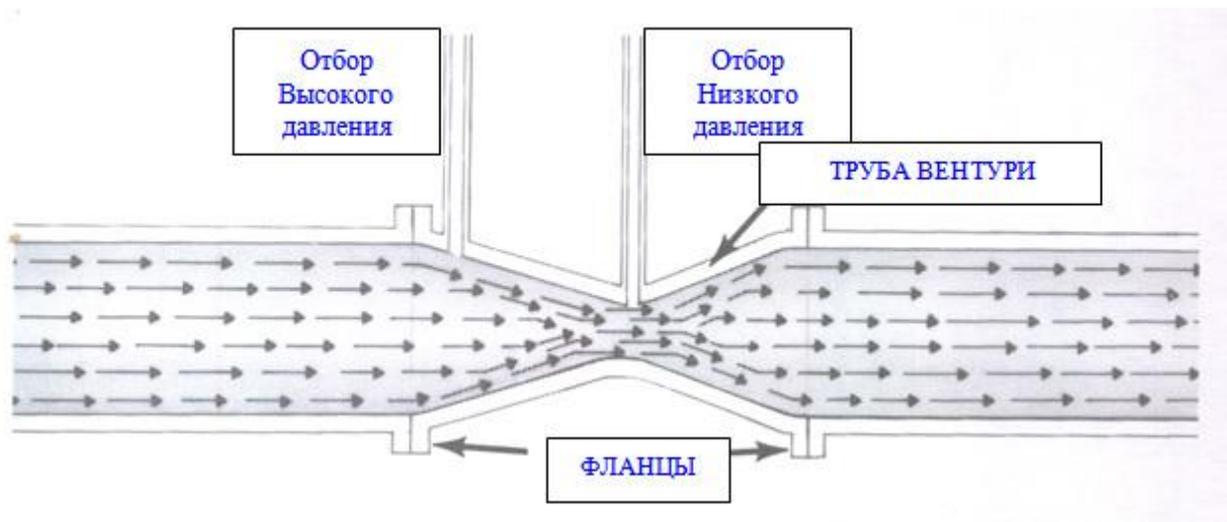


Рисунок 5- Трубка Вентури

2.3 Разработка методики проведения лабораторных работ

Для сравнения результатов выщелачивания с твердым окислителем, сперва были проведены лабораторные работы при базовой и предлагаемой технологиях. С этой целью были отобраны с участка Центральный керновые материалы со скважин (рисунок 6). Полевое определение кернового материала- песок серый. Отбор кернового материала произведен с различной глубины скважин с интервалом через 20см, каждый керн описан. Всего было отобрано 6 м керна. Для определения среднего содержания урана в керновом материале, все керны были измельчены, среднее содержание урана составляло 0,09%.

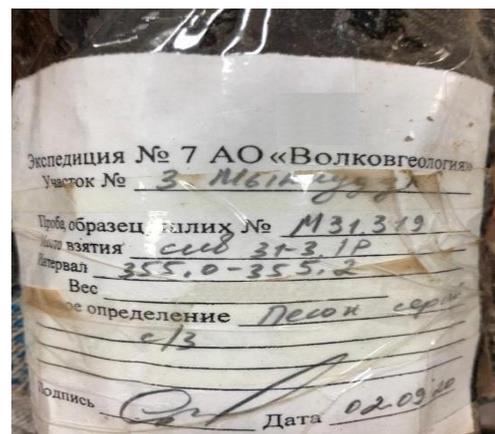
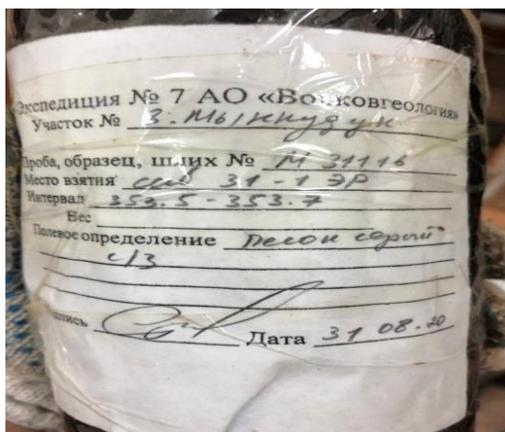


Рисунок 6 – Отобранные керновые материалы

Для проведения лабораторных работ измельченный керновый материал был утрамбован в специальной трубе и размещен в прозрачный сосуд (рисунок 8). Концентрация двух-трехвалентного железа, величина ОВП в исходном растворе был определен в химико-аналитической лаборатории.

Модельная лабораторная установка состоит из емкости с

выщелачивающим раствором, сосудом с кернавым материалом и емкости для продуктивного раствора. Концентрация кислоты составляла 20 г/л, величина рН и окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) была определена с помощью прибора ИТ-1101, а содержание урана- в лаборатории Институте топлива, катализа и электрохимии им. Д.В. Сокольского. Время выщелачивания составляла 12 часов, количество выщелачивающего раствора 12 литров. Пробы продуктивного раствора были отобраны через каждый час, после 6 часов весь продуктивный раствор был доукреплен и направлен на выщелачивание. Всего было отобрано 12 проб (рисунок8).

Результаты анализа содержания урана, величин рН, ОВП, двух-трехвалентного железа сведены в таблицу.



Рисунок 7 – Керновый материал для проведения лабораторных работ



Рисунок 8 – Пробы продуктивного раствора

3 Исследование насыщение ВР кислородом на показатели выщелачивания

3.1 Исследование влияние расстояние (транспортировка раствора) на величину ОВП

При проведении лабораторных работ по установлению изменения насыщенности раствора кислородом и ее влияния на величину ОВП, время отбора пробы составляло 251 минут, через определенный интервал времени. Результаты лабораторных исследований по установлению времени насыщения раствора кислородом, а также изменение величины ОВП от концентрации кислорода сведены в таблицу 5. При этом, концентрацию серной кислоты составляло 10 г/л.

Таблица 5 – Изменение насыщенности раствора кислородом и величины ОВП от времени

№	Время отбора пробы, минут	Насыщение раствора кислородом, мг/л	ОВП, mV
1	До насыщения	6,3	332
2	После насыщения	10,45	
3	6	10,0	
4	9	9,98	
5	11	9,96	334
6	15	9,93	

Продолжение таблицы 5

7	25	9,86	
8	30	9,77	337
9	40	9,68	
10	50	9,54	
11	65	9,50	339
12	После насыщения 67	10,36	
13	99	9,92	
14	128	9,38	343
15	После насыщения 131	10,03	
16	161	8,28	
17	191	7,23	340
18	221	7,36	
19	251	7,20	340

Как видно из таблицы 5, в исходном выщелачивающем растворе концентрация кислоты составляло 6,3 мг/л, сразу после насыщения раствора кислородом с помощью трубки Вентури, концентрация кислорода повышается до 10,45 мг/л, т.е на 66%. С течением времени, первоначальная концентрация кислорода постепенно снижается и после 65 минут, концентрация кислорода в растворе снизилась до 9,5%, при этом величина ОВП повысилась с 332 mV до 339 mV. Максимальное значение ОВП 343mV было достигнуто через 128

минут после насыщения раствора кислородом, далее ОВП оставался на уровне 340 mV.

Обработкой данных таблицы 3. были получены зависимости изменения насыщенности раствора кислородом и величины ОВП от времени (рисунок 10.)

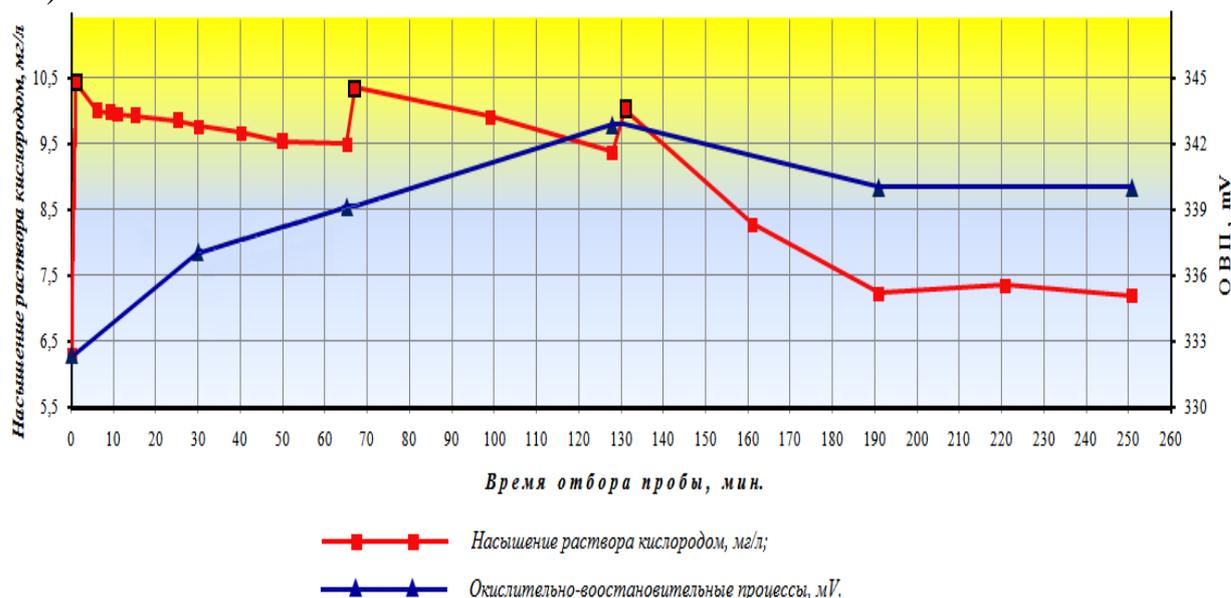


Рисунок 9 - Изменение насыщенности раствора кислородом и величины ОВП от времени

Для сравнение базовой технологии с предлагаемой, сперва были проведены лабораторные работы при базовой технологии. Результаты анализа содержания урана, величин ОВП, двух-трехвалентного железа приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Результаты анализа содержания урана, величин ОВП, двух-трехвалентного железа

№№ проб	Fe (+2), мг/л	Fe (+3), мг/л	Содержание урана, мг/л	ОВП, mV	Время отбора пробы, час
ВР1	270	310	2,10	340	0
ПР1	300	318	18,4	340	1
ПР2	290	318	18,4	344	2
ПР3	362	322	18,6	345	3
ПР4	365	324	19,3	346	4
ПР5	368	324	18,7	345	5
ПР6	362	320	19,6	346	6
ПР7	360	322	20,0	346	7
ПР8	356	326	18,9	348	8
ПР9	354	320	18,8	346	9

Как видно из таблицы 6 с увеличением времени выщелачивания величина ОВП изменяется незначительно, с 340 до 348 mV. При этом концентрация Fe(III) в ВР составляла 310 мг/л и с увеличением времени

выщелачивания в начале увеличился до 324 мг/л, затем снизился до 320 мг/л, а концентрация Fe(II) повысилась с 270 мг/л до 368 мг/л, затем незначительно снизился до 354 мг/л. За время выщелачивания содержание урана в ПР не изменялся и колебался в пределах 18,4 – 20,0 мг/л. В целом среднее содержание урана в ПР составляла 18,63 мг/л, концентрация Fe(II) повысилась на 27%.

Обработкой данных таблицы получены графики зависимостей концентрации Fe(II), Fe(III) и ОВП от времени выщелачивания (рисунок 11).

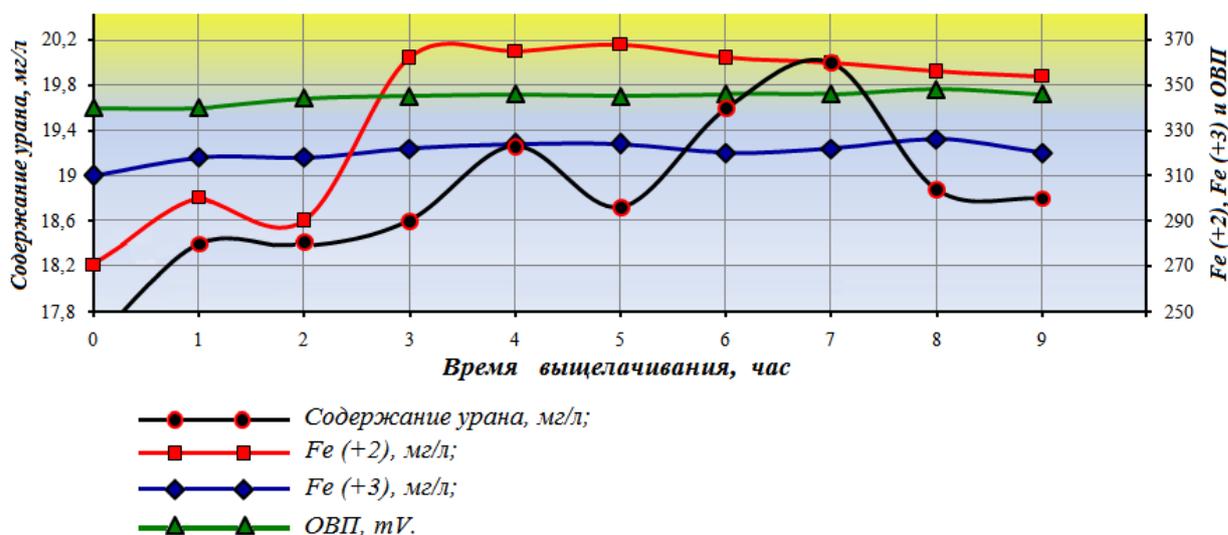


Рисунок 10 – Зависимости концентрации Fe(II), Fe(III), ОВП и содержания урана в ПР от времени выщелачивания

Далее, лабораторные работы были проведены при предлагаемой технологии. Результаты лабораторных работ приведены в таблицах 7.

Таблица 7– Результаты анализа содержания урана, величин ОВП и двух-трехвалентного железа

№№ проб	Fe (+2), мг/л	Fe (+3), мг/л	Содержание урана, мг/л	ОВП, мВ	Время отбора пробы, час
ВР3	300	320	1,80	360,0	0
ПР10	296	331	20,91	360,8	1
ПР11	298	320	21,65	370,2	2
ПР12	298	330	24,28	373,9	3
ПР13	294	335	23,84	375,8	4
ПР14	294	338	23,46	380,6	5
ПР15	292	345	23,0	382,8	6
ПР16	294	341	23,15	387,6	7
ПР17	296	347	24,0	380,5	8
ПР18	294	347	23,20	381,6	9

Как видно из таблицы 7, до насыщения раствора кислородом концентрация Fe(II) и Fe(III) составляла соответственно 300 и 320 мг/л, после

насыщения раствора кислородом и с увеличением времени выщелачивания величина ОВП возрастает с 360 до 387 мV. При этом концентрация Fe(III) повысилась до 347 мг/л, а концентрация Fe(II) незначительно снизилась до 292 мг/л. За время выщелачивания содержание урана в ПР изменялся незначительно и колебался в пределах 20,9 – 24,2 мг/л. В целом среднее содержание урана в ПР составляла 22,3 мг/л, концентрация Fe(III) повысилась на 5%, а величина ОВП – на 4,7%. Обработкой данных таблицы 3.5 получены графики зависимостей концентрации Fe(II), Fe(III), величины ОВП и содержания урана в ПР от времени выщелачивания (рисунок 12).

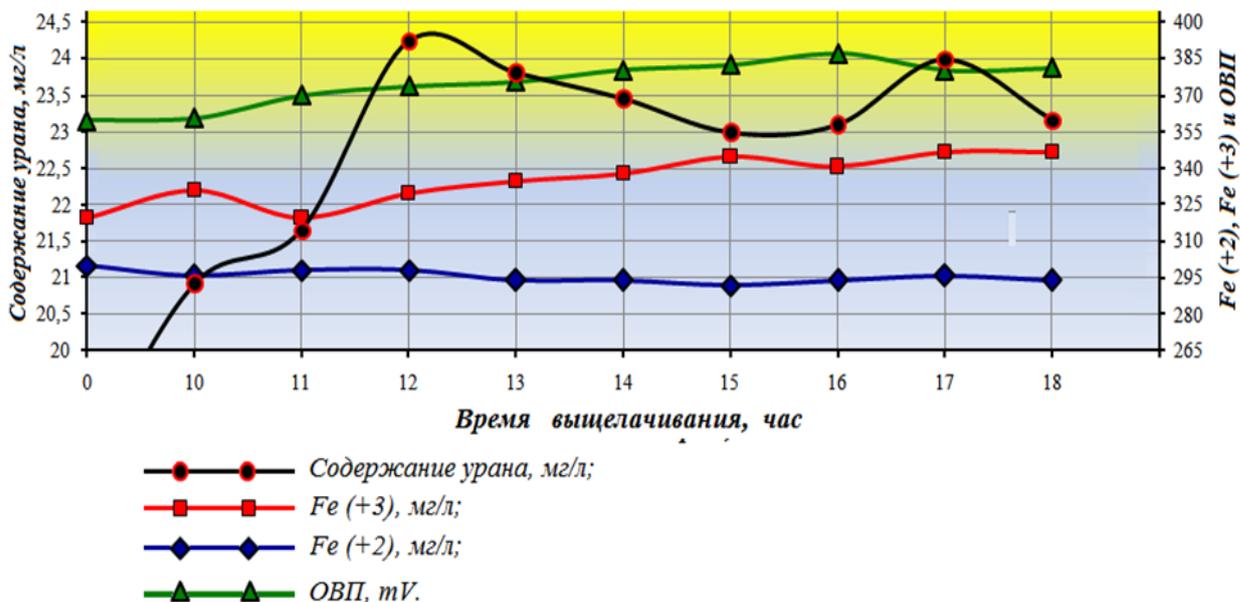


Рисунок 11 – Зависимости концентрации Fe(II), Fe(III), величины ОВП и содержания урана в ПР от времени выщелачивания

Сравнительный анализ лабораторных работ при базовой и предлагаемой технологиях показывает, что в среднем содержание урана в продуктивном растворе при предлагаемой технологии на 3,65 мг/л больше.



Рисунок 12 – Сравнение содержания урана базовым и предлагаемым технологиях (Лабораторные исследования)

3.2 Ожидаемый экономический эффект

Расчет экономической эффективности использования кислорода в качестве дополнительного окислителя при подземном выщелачивании урана на «Месторождение Мынкудук участок Центральный». Исходные данные блока 48-1:

Таблица 8 - Основные исходные показатели для расчетов

Наименование	Ед. изм.	Значение
ГРМ	тыс.т	696
Проектный коэффициент извлечения	%	90
U	мг/л	112
Удельный расход серной кислоты на 1 т ГРМ	кг/т	21,74
Удельный расход серной кислоты на 1 кг Me	кг/т	53,82
Расход серной кислоты	т	15 133,270
Кислотность	г/дм ³	5,6
Количество Me в ПР	т	278,7

Ожидаемый экономический эффект рассчитан с учетом снижения расхода серной кислоты и электроэнергии за счет сокращения срока отработки запасов блока при условии применения технологии насыщения выщелачивающего раствора кислородом. Для расчета принят блок с запасом урана 278,7 тонны, среднее содержание урана в продуктивном растворе 112 мг/л.

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_{\text{ск}} - \mathcal{Z}_{\text{пт}}, \text{ тг/год}$$

где $\mathcal{E}_{\text{ск}}$ – экономия средств за счет снижения расхода серной кислоты, тг;

$\mathcal{Z}_{\text{пт}}$ – дополнительные затраты при применении предлагаемой технологии, тг.

Экономия средств за счет снижения расхода серной кислоты

$$\mathcal{E}_{\text{ск}} = (T_{\text{б}} - T_{\text{п}}) Q_{\text{вр}} * q * C_{\text{ск}} / 1000 \ 000 = (19 \ 152 - 18 \ 504) 130 \ 000 * 5,6 * 24 \ 600 / 1000 \ 000 = 11 \ 604 \ 902 - \text{тг}$$

где $T_{\text{б}}$, $T_{\text{п}}$ – соответственно время отработки запасов блока при базовой и предлагаемой технологиях, час;

$Q_{\text{вр}}$ – расход выщелачивающего раствора на блок, л/час;

q – расход серной кислоты на доукрепление 1 л раствора, г/л;

$C_{\text{ск}}$ – цена 1 тонны серной кислоты, тг/т.

Дополнительные затраты при применении предлагаемой технологии

$$\mathcal{Z}_{\text{пт}} = C_{\text{в}} + 2C_{\text{кр}} + C_{\text{м}} + C_{\text{р}} = 100 \ 000 + 2 * 250 \ 000 + 15 \ 000 + 15 \ 000 = 630 \ 000 \text{ тг}$$

где $C_{\text{в}}$ – цена трубки Вентури, тг;

$C_{\text{кр}}$ – цена запорного крана, тг;

$C_{\text{м}}$ – цена манометра для параллельной линий, тг;

$C_{\text{р}}$ – цена расходомера, тг.

Тогда

$$\mathcal{E} = 11 \ 604 \ 902 - 630 \ 000 = 10 \ 924 \ 902 \text{ тенге на 1 блок}$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Анализ горно-геологических особенностей месторождения и результатов ранее проведенных опытно-промышленных работ показывает, что на данном месторождении динамика изменения концентрации 2-х валентного железа в продуктивных растворах всех откачных скважин находится на уровне $0,43 \div 2,16$ г/л, в то же время концентрации 3-х валентного железа не превышает $0,01 \div 0,18$ г/л, что не дает желаемого извлечения урана и увеличивает срок отработки запасов блока.

2. Для повышения концентрации трехвалентного железа и соответственно повышения содержания урана в продуктивном растворе, сокращения срока отработки необходимо применение окислителя.

3. Одним из дешевых окислителей является кислород. Однако, известные способы подачи воздуха требуют определенных материальных и трудовых затрат.

4. Для устранения указанных недостатков, для повышения извлечения урана и снижения продолжительности отработки месторождения предлагается насыщение раствора кислородом с использованием трубки Вентури.

5. Установлена зависимость величины окислительно-восстановительного потенциала раствора (ОВП) от степени насыщения раствора кислородом и времени выщелачивания.

6. Получены зависимости концентрации трехвалентного железа и содержания урана в продуктивном растворе от времени выщелачивания при насыщении раствора кислородом.

7. Насыщение выщелачивающего раствора кислородом приводит к повышению концентрации трехвалентного железа и содержания урана в продуктивном растворе, что позволяет сократить срок отработки запасов месторождения. В лабораторных условиях содержание урана в продуктивном растворе повысился на $3,65$ мг/л по сравнению с базовой технологией.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 <https://rus.azattyq-ruhy.kz/economics/8935-kazakhstan-budet-postavliat-uran-v-argentinu>
- 2 Бахуров В.Г. Подземное выщелачивание урановых руд, М., 1969г. с. 151.
- 3 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.
- 4 Белецкий В.И., Богатков Л.К, Волков Н.И. и др. Справочник по геотехнологии урана. – М.: Энергаториздат, 1997.– 672с.
- 5 План развития горных работ на участке «Центральный» месторождения «Мынкудук» часть 1. (стр. 129).
- 6 Отчет о результатах детальной разведки участка Центральный уранового месторождения Мынкудук с подсчетом запасов урана по состоянию на 01.01.2010 г. ТОО "ВерШИна", Том I. Книга 4, Алматы, 2010 г. с.131.
- 7 Геотехнология урана: учебное пособие/ под общей редакцией Демехова Ю.В., Ибраева Б.М. Авторы-составители: Поезжаев И.П., Полиновский К.Д., Горбатенко О.А., Панова Е.Н., Буленова К.Ж., Карманов Е.М., Блынский П.А., Битовт О.А. – Алматы, 2017. с. 328.
- 8 Н.Н.Петров, Б.Р.Берикболов, Х.Б.Аубакиров, А.Ф.Вершков, В.Ф.Лухтин, В.Н.Плеханов, В.М.Черняков, В.Г.Язиков «Урановые месторождения Казахстана», Алматы, 2008.
- 9 О.А.Дойникова «Минералогия Урана восстановительной зоны гипергенеза», «Физматлит», Москва, 2013.
- 10 Полиновский К.Д. «Комплексный подход к изучению проблем интенсификации процесса ПСВ урана», Горный информационно-аналитический бюллетень, Москва 2012.- №7.
- 11 Дуйсебаев Б.О., Мукушева А.С., Баиыршаева Г.С. и др. Перспективы применения пероксосерных кислот при ПСВ урана.-Горный информационный аналитический бюллетень, №8,2008. С.312-316.
- 12 <https://mybiblioteka.su/8-122421.html>.
- 13 Технология урана и плутония: учебное пособие /А. А. Маслов, Г.В. Каляцкая, Г.Н. Амелина, А.Ю. Водянкин, Н.Б. Егоров – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2007. – 97 с.

ПЕРЕЧЕНЬ СОКРАЩЕНИЙ

ПСВ – подземное скважинное выщелачивание
МРЦ – межремонтный цикл
ВР - выщелачивающие растворы
ПР– продуктивные растворы
УППР –узел перераспределения продуктивных растворов
ТУЗ– технологический узел закисления
УПиРР – узел приема и распределения растворов
ОВП – окислительно-восстановительный потенциал
ГРМ – горнорудная масса
ЗПО – зоны пластового окисления

Приложение Б

Рисунок Б.1 - Геотехнологические разрезы участка «Центральный»

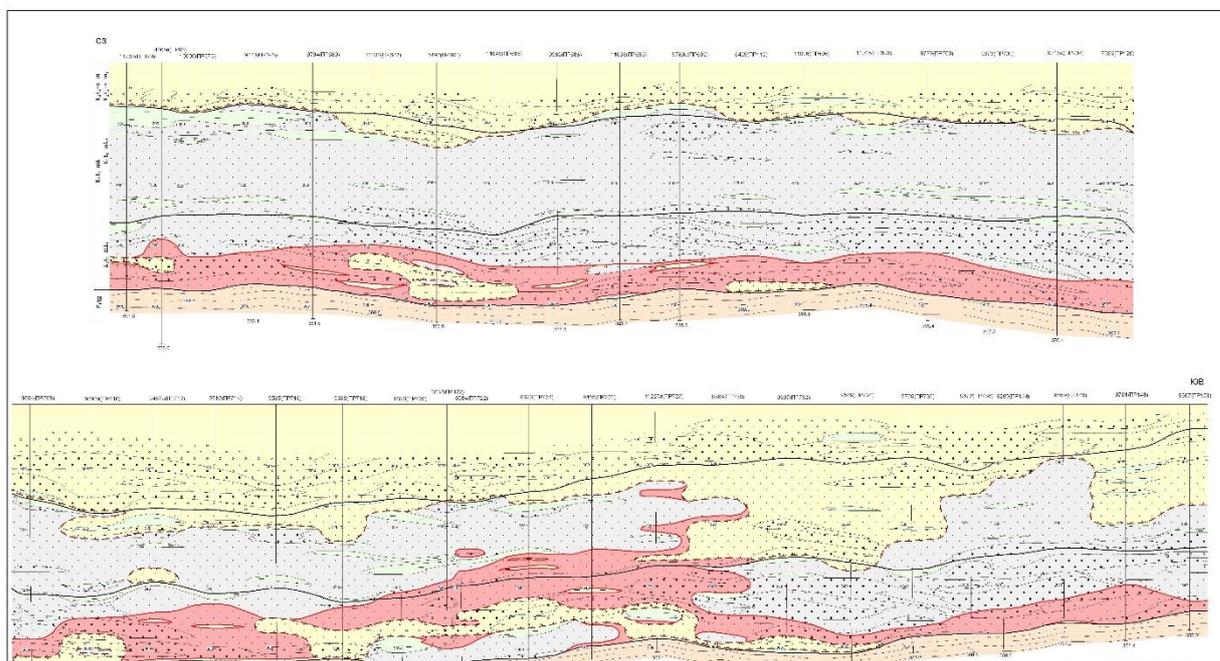
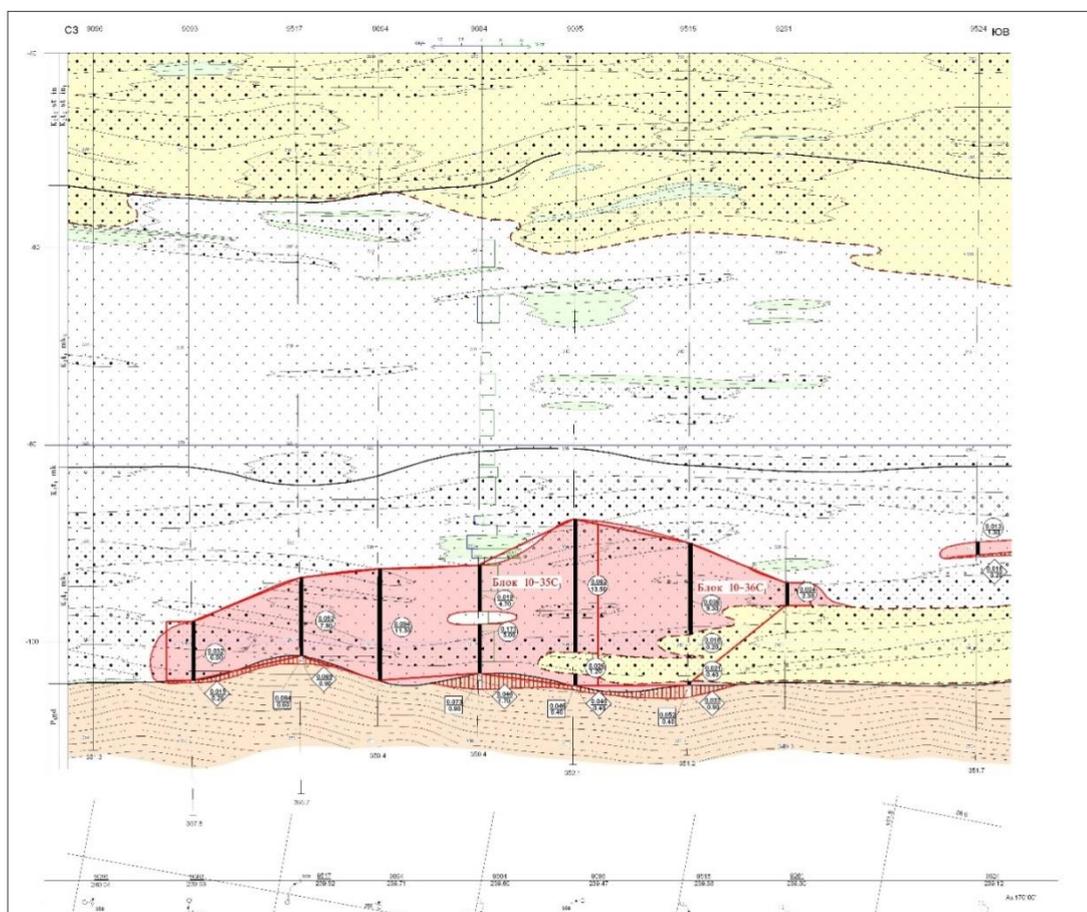


Рисунок Б.2 - Геотехнологические разрезы участка «Центральный»



О Т З Ы В

на магистерскую диссертацию «Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук»» Мухамеди Маргулана Ерболатулы

В последнее время, из-за интенсивной отработки запасов урана, стали вовлекать в отработку участки месторождений с неблагоприятными горно-геологическими условиями.

На участке «Центральный Мынкудук» месторождения «Мынкудук» при подземном скважинном выщелачивании из-за низкой концентрации трехвалентного железа, содержание урана в продуктивном растворе несколько снизился, что привело к увеличению срока отработки запасов урана технологических блоков и повышению себестоимости ПСВ.

Как известно, одним из путей повышения концентрации трехвалентного железа является применение окислителя. Существуют различные технологические решения по применению окислителей, которые отличаются дороговизной, требуют значительных трудовых затрат или ограниченные области их применения.

Автор диссертационной работы предлагает использовать для окисления раствора кислород, а для насыщения раствора кислородом - трубку Вентури. С этой целью, автор принимал непосредственное участие в проведении лабораторных работ по установлению влияния степени насыщения раствора кислородом на концентрацию трехвалентного железа и на содержание урана в продуктивном растворе. По результатам лабораторных работ, автором получены зависимости концентрации трехвалентного железа и содержания урана в продуктивном растворе от насыщения раствора кислородом и времени выщелачивания и делает вывод, что с окислением выщелачивающего раствора кислородом можно достичь повышения содержания урана в продуктивных растворах на 3,65 м/л и сократить время отработки запасов блока.

Расчет ожидаемого экономического эффекта произведен на блок с запасом урана 278,7 т., со средним содержанием урана в продуктивном растворе 112 м/л и составил 10 924 902 тенге.

В целом, диссертационная работа «Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук»» написана с учетом всех требований, заслуживает оценки 94%, а ее автор Мухамеди Маргулан Ерболатулы - присвоения академической степени «Магистр техники и технологии» по специальности «Геология и разведка месторождений твердых полезных ископаемых».

Научный руководитель, д-р техн. наук,

профессор, член-корр. НАН РК



Юсупов Х.А.

О Т З Ы В

на магистерскую диссертацию «Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук»» Мухамеди Маргулана Ерболатулы

В данный момент, из-за интенсивной отработки запасов урана, стали вовлекать в отработку участки месторождений с неблагоприятными горно-геологическими условиями.

На участке «Центральный Мынкудук» месторождения «Мынкудук» при подземном скважинном выщелачивании из-за низкой концентрации трехвалентного железа, содержание урана в продуктивном растворе несколько снизился, что привело к увеличению срока отработки запасов урана технологических блоков и повышению себестоимости ПСВ.

Как известно, одним из путей повышения концентрации трехвалентного железа является применение окислителя. Существуют различные технологические решения по применению окислителей, которые отличаются дороговизной, требуют значительных трудовых затрат или ограниченные области их применения.

Автор диссертационной работы предлагает использовать для окисления раствора кислород, а для насыщения раствора кислородом - трубку Вентури. С этой целью, автор принимал непосредственное участие в проведении лабораторных работ по установлению влияния степени насыщения раствора кислородом на концентрацию трехвалентного железа и на содержание урана в продуктивном растворе. По результатам лабораторных работ, автором получены зависимости концентрации трехвалентного железа и содержания урана в продуктивном растворе от насыщения раствора кислородом и времени выщелачивания и делает вывод, что с окислением выщелачивающего раствора кислородом можно достичь повышения содержания урана в продуктивных растворах на 3,65 м/л и сократить время отработки запасов блока.

Расчет ожидаемого экономического эффекта произведен на блок с запасом урана 278,7 т., со средним содержанием урана в продуктивном растворе 112 м/л и составил 10 924 902 тенге.

В целом, диссертационная работа «Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук»» написана с учетом всех требований, заслуживает оценки в 94%, а ее автор Мухамеди Маргулан Ерболатулы - присвоения академической степени «Магистр техники и технологии» по специальности «Геология и разведка месторождений твердых полезных ископаемых».

Руководитель,

Начальник

геолого-геотехнологического отдела

ТОО «Добывающее предприятие

ОРТАЛЫК»



Ержанов К.Б.

РЕЦЕНЗИЯ

Магистерская диссертация

(наименование вида работ)

Мухамеди Маргулан Ерболатулы

(Ф. И. О. обучающегося)

Геология и разведка твердых полезных ископаемых 7М07218

(наименование и шифр специальности)

Тема: «Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на участке Центральный месторождения Мынкудук»

Диссертационная работа Мухамеди Маргулана Ерболатулы выполнена на актуальную тему –снижения затрат на добычу урана методом ПСВ и повышения ее эффективности.

В диссертационной работе магистранта сформулированы актуальность, объект, цель, лабораторные исследования, основная часть рабочего процесса, методика и выводы.

Актуальность темы диссертационной работы в теоретическом и практическом плане напрямую связана с необходимостью разработки эффективных методов решения важнейших для современной науки производственных задач.

Для решения данной задачи, автором диссертации предложена технология насыщения выщелачивающего раствора кислородом. Для проверки предложенной технологии, в лабораторных условиях в КазНТУ им. К.И.Сатпаева проведены исследования по установлению влияния насыщения выщелачивающего раствора кислородом на содержание урана в продуктивном растворе и на концентрацию трехвалентного железа. Все лабораторные исследования проведены на керновом материале с добычного полигона рудника Центральный Мынкудук.

По результатам лабораторных работ получены положительные результаты, предлагающие решение для практических важных задач при отработке месторождения урана методом ПСВ.

Благодаря произведенной работе повышается результативность процессов получения дополнительной достоверной информации для управления эффективной обработкой блока, снижения трудозатрат, повышения качества проектирования и снижения материальных затрат. Это позволяет компании сократить расходы и снизить себестоимость продукции.

В целом, работа написана грамотным языком с использованием конкретных данных, специальной литературы, написана правильно, тема раскрыта полностью, есть рекомендации для практического применения. Наряду с положительными аспектами, изложенными в диссертации, следует отметить некоторые недостатки. Расчет экономического эффекта рассчитан по данным лабораторных исследований, и не был предоставлен расчет по

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Мухамеди Маргулан Ерболатулы

Название: Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук».doc

Координатор: Халидилла Юсупов

Коэффициент подобия 1: 12.4

Коэффициент подобия 2: 8.8

Замена букв: 30

Интервалы: 2

Микропробелы: 0

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- Обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- Обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- Обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

Обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите.

...28.03.2021.....

Дата



Подпись Научного
Руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Мухамеди Маргулан Ерболатулы

Название: Исследование технологии обогащения выщелачивающего раствора кислородом при подземном скважинном выщелачивании урана на месторождении «Центральный Мынкудук».doc

Координатор: Халидилла Юсупов

Коэффициент подобия 1: 12.4

Коэффициент подобия 2: 8.8

Замена букв: 30

Интервалы: 2

Микропробелы: 0

Белые знаки: 0

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

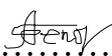
- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

..... Работа выполнена самостоятельно. признаков плагиата не обнаружено

..... 28.03.2021

Дата

..... 

Подпись заведующего
кафедрой /
начальника структурного подразделения

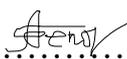
Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

..... Диссертация допущена к защите

.....

..... 28.03.2021

Дата

..... 

Подпись заведующего
кафедрой /

начальника структурного подразделения

СПИСОК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

Мухамеди Маргулан Ерболатұлы

обучающегося по образовательной программе профильной магистратуры «Геология и разведка месторождений твердых полезных ископаемых», кафедры Геологическая съемка, поиск и разведка месторождений полезных ископаемых, Института Геологии и

Нефтегазового дела им. К.Турысова

Казахского Национального Исследовательского Технического Университета им. К.И. Сатпаева

№ по п/п	Наименование	Форма работы	Выходные данные	Объем	Соавторы
1	2	3	4	5	6
Публикации в научных журналах, рекомендованных Комитетом по контролю в сфере образования и науки					
1	Обогащения выщелачивающего раствора кислородом при ПСВ урана	Статья	«САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ -2020» Секция: «Научные исследования и инновации в геологоразведке – ключ к эффективному восполнению минерально-сырьевой базы РК»	4 страницы	Научный рук. – Юсупов Х.А. – доктор PhD, профессор кафедры горного дела
2	Технология активации раствора при ПСВ урана	Статья	«Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» 14 Международной научной школы молодых ученых и специалистов.	3 страницы	Научный рук. – Юсупов Х.А. – доктор PhD, профессор кафедры горного дела

«27» марта 2021 года

Автор



Мухамеди М.Е.

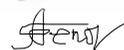
Заверяю:

Директор ИГНГД



Рысбеков К.Б.

Заведующий кафедрой ГСПиРМПИ



Бекботаева А.А.