

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К.Турысова

Кафедра геологической съемки, поисков и разведки
месторождений полезных ископаемых

УДК 553.31.9

На правах рукописи

Лексин Алексей Михайлович

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра


Геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания
на месторождении Восточный Мынкудук.


7M070600 – Геология и разведка месторождений полезных ископаемых


Научный руководитель
к.г.-м.н. СИС ЛМиП ГТП
ТОО ИВТ

 Р. А. Мусаев
«10» июня 2021 г.

Рецензент
Старший научный сотрудник Института
геологических наук им.К.И. Сатпаева
доктор PhD

 Д.О. Даутбеков
«11»июня 2021г.

Нормоконтролер
Лектор каф. ГСПиРМПИ
доктор PhD
 А.О. Байсалова
«15» июня 2021 г.


ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой ГСПиРМПИ
доктор PhD, ассоц.профессор
 А. А. Бекботаева
«15» июня 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 имени К.Турысова
Кафедра геологической съемки, поисков и разведки
месторождений полезных ископаемых

7М070600 – Геология и разведка месторождений полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ
Заведующая кафедрой
 ГСПиРМПИ
А.А. Бекботаева

« 15 » июня 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации Магистранту Лексину Алексею Михайловичу.

Тема: Геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук.

Утверждена приказом Ректора Университета №330-м от «11» ноября 2019 г.

Срок сдачи законченной диссертации «16» июня 2021 г

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

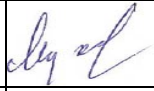

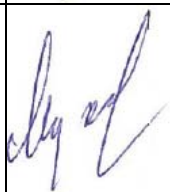

- а) Изучение геологических особенностей месторождения Восточный Мынкудук;
- б) Определение практической возможности применения малореагентного выщелачивания;
- в) Проведение промышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук.

Рекомендуемая основная литература:

1.Отчёт ЛПВ ИВТ о научно-исследовательской работе по теме: «Разработка углекислотного и малореагентного метода ПСВ урана», Алматы, 2005 г.


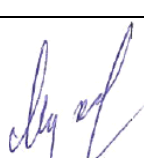


2.Мамилов В.А. «Добыча урана методом подземного выщелачивания»,М.,1980 г.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Краткая геологическая характеристика месторождения	01.02.2021	
Анализ имеющихся геологических данных для проведения промышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания.	22.02.2021	
Проведение экспериментов по определению эффективности использования малореагентного выщелачивания.	18.03.2021	
Анализ полученных данных, составление технико-экономического расчета.	6.05.2021	

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов диссертации

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч.степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Краткая геологическая характеристика месторождения	Научный руководитель к.г.-м.н. СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ Р.А. Мусаев	01.02.2021	
Анализ имеющихся геологических данных для проведения промышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания.	Научный руководитель к.г.-м.н. СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ Р.А. Мусаев	22.02.2021	
Проведение экспериментов по определению эффективности использования малореагентного выщелачивания.	Научный руководитель к.г.-м.н. СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ Р.А. Мусаев	18.03.2021	
Анализ полученных данных, составление технико-экономического расчета.	Научный руководитель к.г.-м.н. СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ Р.А. Мусаев	6.05.2021	
Нормоконтролер	Доктор PhD, лектор кафедры ГСПиРМПИ А.О. Байсалова	15.06.2021 г.	

Научный руководитель  Р.А.Мусаев

Задание принял к исполнению обучающийся  А.М. Лексин

Дата «15» июня 2021 г.

Алматы 2021

Аннотация

В диссертационной работе рассмотрены геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук. Были проведены испытания технологии малореагентного выщелачивания на данном месторождении. Полученные результаты позволяют доказать принципиальную возможность использования малореагентного выщелачивания для интенсификации процесса подземного скважинного выщелачивания урана на месторождении Восточный Мынкудук. Использование технологии малореагентного выщелачивания позволит сократить расход серной кислоты, используемой для выщелачивания.

В диссертации изложены результаты проведения промышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания, показаны основные геологические предпосылки к использованию малореагентного выщелачивания и технико-экономические расчеты применения данной технологии на месторождении Восточный Мынкудук.

Annotation

In the dissertation work, the geological prerequisites for the use of low-agent leaching at the East Mynkuduk field are considered. The low-agent leaching technology was tested at this field. The results obtained allow us to prove the fundamental possibility of using low-agent leaching to intensify the process of underground borehole leaching of uranium at the East Mynkuduk field. The use of low-agent leaching technology will reduce the consumption of sulfuric acid used for leaching.

The dissertation presents the results of industrial tests of low-agent leaching technology, shows the main geological prerequisites for the use of low-agent leaching and technical and economic calculations of the application of this technology at the East Mynkuduk field.

Аңдатпа

Бұл диссертациялық жұмыста «Шығыс Мыңқұдық» кен орнында аз реагентті сілтісіздендіруді пайдаланудың геологиялық алғышарттары қарастырылды. Осы кен орнында аз реагентті сілтісіздендіру технологиясы сыналды. Алынған нәтижелер «Шығыс Мыңқұдық» кен орнында уранды жерасты ұңғымалық шаймалау процесін қарқындату үшін аз реагентті сілтісіздендіруді пайдаланудың принципті мүмкіндігін дәлелдеуге мүмкіндік береді. Аз реагентті сілтісіздендіру технологиясын қолдану шаймалау үшін қолданылатын күкірт қышқылының шығынын азайтады.

Диссертацияда аз реагентті сілтісіздендіру технологиясына өнеркәсіптік сынақтар жүргізу нәтижелері баяндалған, аз реагентті сілтісіздендіру технологиясын пайдаланудың негізгі геологиялық алғышарттары және осы технологияны «Шығыс Мыңқұдық» кен орнында қолданудың техникалық-экономикалық есептері көрсетілген.

Содержание

Введение.....	14
1. Особенности мынкудукского рудного района. Краткая геолого-гидрогеологическая характеристика мынкудукского рудного района....	17
1.1. Стратиграфия.....	17
1.2. Тектоническое строение.....	20
1.3. Гидрогеологическая характеристика.....	21
1.4. Характеристика уранового оруденения месторождения Мынкудук.	22
1.5. Попутные полезные компоненты (ППК) месторождения Мынкудук участка «Восточный».....	25
1.6. Предпосылки использования малореагентного выщелачивания.....	25
1.7. Рассеянные формы урана.....	27
1.8. Экранирование урановых минералов регенерированным кварцем....	28
1.9. Экранирование урановых минералов сульфидами.....	28
1.10. Опыт использования малореагентного выщелачивания на руднике Восточный Мынкудук.....	31
2. Проведение полупромышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания и изготовленной установки активации на одном из блоков рудника «Восточный Мынкудук».....	34
2.1. Полупромышленные испытания технологии выщелачивания с применением нитрита натрия в сочетании с озоном.....	34
2.2. Разработка и изготовление установки активации ВР.....	37
2.3. Научно-технологическое сопровождение процесса малореагентного ПСВ урана с применением установки кавитационно струйной активации выщелачивающих растворов нитритом натрия в сочетании с озоном. Обработка и анализ результатов эксперимента.....	40
3. Техничко-экономический расчет эффективности применения технологии малореагентного выщелачивания и активации ВР.....	51
Заключение.....	54
Список использованной литературы.....	57
ПРИЛОЖЕНИЕ А - Акт полупромышленных испытаний.....	59
ПРИЛОЖЕНИЕ Б - ТЭР без применения окислителя.....	61
ПРИЛОЖЕНИЕ В - ТЭР с применением окислителя NaNO_2	65
ПРИЛОЖЕНИЕ Г – Графики и таблицы.....	70

ВВЕДЕНИЕ

В процессе работы было выявлено, что для всех ролловых месторождений Южного Казахстана оптимальным является малореагентный сернокислотный способ ПСВ, предусматривающий обязательное применение высокоэффективных окислителей и других интенсификаторов процесса. Однако отдельные особенности процесса (вид окислителя, его концентрация и способ подачи в скважину, и др.) для разных месторождений сильно различаются и должны подбираться индивидуально.

В настоящее время в связи с падением цен на уран особую актуальность приобретают работы, направленные на повышение экономической эффективности его добычи и переработки. В свое время для повышения эффективности процессов добычи и переработки урана на ряде добывающих предприятий РК проводились работы, направленные на внедрение технологии подземного выщелачивания с использованием реагентов специального назначения - окислителей.

Известно, что при выщелачивании урана сернокислыми растворами существенную роль играет величина окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) выщелачивающих растворов, значение которого определяется соотношением концентраций находящихся в ВР Fe^{3+} и Fe^{2+} . Повышение содержания трехвалентного железа относительно двухвалентного способствует увеличению ОВП.

При этом находящееся в растворах трехвалентное железо интенсивно расходуется на окисление четырехвалентного урана до шестивалентного состояния, восстанавливаясь при этом до Fe^{2+} . В связи с чем возникает необходимость в непрерывной регенерации Fe^{3+} путем окисления Fe^{2+} реагентами окислителями. В свою очередь наличие высокого ОВП выщелачивающих растворов при высокой сульфидности руд может вызвать выпадение коллоидной серы и, как следствие, привести к механической кольматации скважин. Поэтому выбор оптимального значения ОВП и оптимального окислителя для окисления четырехвалентного урана и его дальнейшего выщелачивания имеет определяющее значение при повышении эффективности подземного выщелачивания.

В настоящее время в качестве кислородсодержащего окислителя наряду с перекисью все более широкое применение находят озон и соли азотистой кислоты, в частности, доступная натриевая соль, нитрит натрия.

Целью настоящей работы является анализ геологических предпосылок и особенностей месторождения Восточный Мынкудук и проведение в промышленных условиях опытных испытаний технологии малореагентного выщелачивания для повышения эффективности процессов ПСВ урана и сокращения расхода кислоты, используемой для выщелачивания.

Идея работы: разработка мобильной установки малореагентного выщелачивания и проведение промышленных испытаний с учетом геологических особенностей месторождения Восточный Мынкудук.

Для решения вышеуказанных задач можно выделить следующие **задачи исследования:**

- Анализ разработок, направленных на исследования физико-химических процессов по интенсификации ПСВ урана;
- Разработка принципиальной схемы подключения и эксплуатации разработанной установки малореагентного выщелачивания на геотехнологическом полигоне рудника Восточный Мынкудук;
- Анализ результатов, полученных при проведении опытно-промышленных испытаний технологии и установки малореагентного выщелачивания.

Предметом исследования является месторождение Восточный Мынкудук и действующий технологический блок данного месторождения.

Обоснованность и достоверность научных положений, рекомендаций и выводов работы представляют практический интерес для уранодобывающих предприятий с позиции интенсификации ПСВ урана и снижения себестоимости готовой продукции.

Фактический материал: Диссертация написана на базе изученных отчетов и материалов, предоставленных компанией ТОО «Институт Высоких Технологий» (далее ИВТ). Все работы, проведенные в рамках проекта по проведению опытных промышленных испытаний технологии и установки малореагентного выщелачивания выполнялись диссертантом совместно и под руководством сотрудников ИВТ.

Научная новизна: Разработка технологии и установки малореагентного выщелачивания с применением кавитационно-струйных технологий в сочетании с химическими реагентами специального назначения для использования в геологических условиях месторождения Восточный Мынкудук. Изготовленная установка активации позволяет насытить озоном предварительно отобранную часть выщелачивающих растворов, затем смешать ее в специальном устройстве (активаторе) с раствором нитрита натрия и полученную смесь направить на смешивание с оставшимся объемом ВР. Такой способ активации выщелачивающих растворов позволяет окислить в них значительное количество двухвалентного железа и повысить тем самым эффективность выщелачивания урана при незначительном расходе нитрита натрия за счет использования каталитических свойств этого реагента.

Личный вклад автора: Анализ геотехнологических условий месторождения, научных работ, выполненных в данной области, участие в разработке опытной установки малореагентного выщелачивания, участие в разработке технологии малореагентного выщелачивания с применением кавитационно-струйных технологий в сочетании с химическими реагентами

специального назначения, участие в проведении опытно-промышленных и промышленных испытаний, анализ и обработка результатов.

Практическая значимость работы: На основе исходных показателей были проведены модельные расчеты экономической эффективности ПВ, основанные на моделировании изменения во времени концентрации урана в растворе в процессе выщелачивания блока и определении оптимального срока выщелачивания по максимизации чистой современной стоимости накопленного дохода.

Публикации: по данной диссертации была опубликована 1 статья.

1 ОСОБЕННОСТИ МЫНКУДУКСКОГО РУДНОГО РАЙОНА. КРАТКАЯ ГЕОЛОГО-ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЫНКУДУКСКОГО РУДНОГО РАЙОНА

1.1 Стратиграфия

Мынкудукский рудный район, также как и остальная территория Чу-Сарысуйской депрессии, характеризуется трехъярусным строением. В его вертикальном разрезе выделяются:

- а) складчатый фундамент, представленный дислоцированными протерозойскими и раннепалеозойскими образованиями;
- б) промежуточный структурный этаж (ПСЭ) или литофицированный осадочный слой, образованный средне-познепалеозойскими формациями;
- в) платформенный чехол, представленный мезозойско-кайнозойскими отложениями.

Складчатый фундамент (PR₁₋₂ – PZ₁) на месторождении залегает на глубине 2-4 км (в отдельных тектонических блоках, взброшенных по зонам разломов, вскрывается буровыми скважинами под отложениями чехла, на глубинах 300-400 м). Кристаллические образования фундамента представлены двуслюдяными полевошпат-кварцевыми сланцами. Помимо этого, в составе складчатого фундамента распространены кембрийские (Є) и ранне-среднеордовикские (O₁₋₂) терригенные образования, прорванные раннепалеозойскими основными и ультраосновными интрузиями.

Промежуточный структурный этаж (ПСЭ) представлен комплексом слабодислоцированных субплатформенных осадочных формаций. В основании разреза – фаменская (D_{3fm}) терригенно-галогеменная красноцветная формация, которая повсеместно перекрывается отложениями раннекаменноугольной (C_{1v}) морской терригенно-карбонатной формации, в составе которой преобладают сероцветные известняки, песчаники, алевролиты и аргиллиты. Выше, с угловым несогласием, залегают континентальные отложения мощностью до 1500 м, которые подразделяются на две свиты: нижнюю – джесказганскую (C_{2-3dg}) и верхнюю – жиделисайскую (P_{1gd}). В составе обеих свит преобладают красноцветные осадочные отложения. Жиделисайская свита отделяется от джесказганской условно, по преобладанию в разрезе алевролитов и аргиллитов над песчаниками, гравелитами и конгломератами. Северо-восточнее Мынкудукского района, в Тесбулакской впадине, жиделисайская свита несогласно перекрывается сероцветными алевролитами, аргиллитами, мергелями кингирской свиты (P_{1kn}).

Мезозойско-кайнозойский структурный этаж (платформенный чехол). Подразделяется на три комплекса: юрский – предплатформенный, мел-палеогеновый – платформенный, неоген – четвертичный – платформенно – суборогенный. Отложения юрского (I) предплатформенного комплекса на территории Мынкудукского района не установлены.

Мел–палеогеновый платформенный комплекс. Представлен континентальными терригенными отложениями позднего мела; континентальными и морскими образованиями палеоцена и эоцена.

Поздний мел - нижний палеоцен ($K_2-P_1^1$).

Образования позднего мела несогласно залегают на размытой поверхности ПСЭ. В основании разреза, в понижениях, выделяют сохранившиеся от размыва реликты красноцветных плотных глин с включением гальки и гравия, с прослоями разнозернистых глинистых песков. Их мощность не превышает 10-15 м. Они условно (по аналогии с Кызылкумами) отнесены к сеноману (K_{2sm}).

Вышележащие позднемеловые – нижнепалеоценовые отложения подразделяются на три самостоятельных горизонта: мынкудукский (ранний турон) $K_{2t_1}(mk)$, инкудукский (поздний турон-сантон) $K_{2t_2-st}(in)$ и жалпак-бюртускенский (сантон-нижний палеоцен) $K_{2st-P_1^1}(gp+bt)$.

Мынкудукский горизонт. Является основным рудовмещающим горизонтом на месторождении Мынкудук. Представлен пачкой сероцветных и пестроцветных аллювиальных, реже озерно-аллювиальных отложений. Подразделяется на два подгоризонта: нижний – представленный стрежнево-русловыми гравийными песками, которым подчинены прослой гравия, нередко с галькой, песчаных глин и алевропеллитов; верхний – где преобладают мелко-среднезернистые зеленоватые пески, прослой зеленых и серых глин. Мощность горизонта возрастает с северо-востока на юго-запад от 20-40 м до 70-100 м. На участке работ колеблется в пределах 40-50 м.

Инкудукский горизонт. С размывом залегают на отложениях мынкудукского горизонта. Отличается грубозернистым составом и низкой степенью сортировки материала. В разрезе выделяют три цикла. Породы горизонта подвергнуты региональному «глеевому» восстановлению. Мощность горизонта от первых метров до 100-120 м, на участке работ – 40—45 м.

Жалпак-бюртускенский горизонт. С перерывом залегают на инкудукском горизонте. Подразделяется на два подгоризонта: жалпакский и бюртускенский. В составе нижнего жалпакского подгоризонта преобладают серые разнозернистые косослоистые полевошпат-кварцевые пески с примесью гравия, гальки. Нередко в них присутствует углефицированный детрит. Подчиненное значение занимают линзы и прослой серых и темно-серых глин с нечеткой слоистостью. Мощность подгоризонта 15-25 м. Верхний бюртускенский подгоризонт представлен преимущественно первично красноцветными, иногда горчично-бурыми разнозернистыми и мелкозернистыми песками с прослоями пестроцветных глин и известковистых песчаников. Мощность подгоризонта – 20-40 м.

Палеоген (P_1^2 - P_2^3)

Представлены континентальными (палеоцен) и морскими (эоцен) образованиями. В разрезе палеогена выделены четыре горизонта (снизу вверх): уванасский (P_1^2 uv), уюкский (P_2^1 uk), иканский (P_2^2 ik), интымакский (тасаранско-чеганский) (P_2^{2-3} im).

Уванасский горизонт. Распространен в юго-западной части Мынкудукского района. В северной и северо-восточной частях его отложения были эродированы перед трансгрессией интымакского (тасаранско-чеганского) моря. На месторождении Мынкудук (участок «Восточный») – эти отложения отсутствуют, на других участках месторождения вскрыты на глубинах 130-175 м. Представлен в нижней части сероцветными разнотернистыми песками с прослоями темно-серых гумусированных глин и алевролитов. В средней части горизонта преобладают осветленные среднетернистые пески, а в верхней – зеленые и пестроцветные глины. Мощность горизонта варьирует от первых метров до 70-80 м.

Уюкский горизонт. Отложения горизонта распространены в юго-западной части Мынкудукского района. Представлены, главным образом, глинами. В нижней части – морскими светло-коричневыми «шоколадными» глинами, в верхней части – серыми и зеленовато серыми глинами. На участке работ («Мынкудук – Восточный») отложения этого горизонта полностью эродированы.

Иканский горизонт распространен лишь в южной части района. По составу отложений (серовато-зеленые глины, иногда опоковидные) почти не отличаются от уюкского горизонта. Мощность достигает 40-50 м.

Интымакский (тасаранско-чеганский) горизонт. На северо-востоке района залегает на описанных выше отложениях с размывом и угловым несогласием. Здесь в составе горизонта появляются прибрежно-морские и подводно-дельтовые песчаные отложения. На остальной части района он представлен глинами зеленовато-серыми, серыми, голубовато-зелеными, прерывисто-слоистыми. Мощность изменяется от нескольких метров до 150 м. На участке работ мощность этих отложений достигает 45-50 м.

Неоген-четвертичный комплекс:

Залегает на отложениях позднего эоцена с размывом и угловым несогласием. Выделяются два подкомплекса: платформенный миоцен-среднеплиоценовый и платформенный четвертичный.

Миоцен-среднеплиоценовый платформенный подкомплекс представлен бетпакдалинской и асказансорской свитами. Среди миоценовых отложений бетпакдалинской свиты (N_1^{1-3} bt) выделяются две пачки: нижняя, сложенная кирпично-красными и красно-бурыми слабоизвестковистыми глинами, розовыми и буровато-розовыми, обычно мелкозернистыми песками полимиктового состава и верхняя, представленная неоднородным литологическим составом пород (пески, гравий, глины, песчаники) с

пестрыми окрасками грязно-желтых, бурых и палевых тонов, плохой окатанностью и сортировкой материала. Мощность миоценовых отложений в Сузакском прогибе достигает 180-200 м, а к северу уменьшается до полного выклинивания. Асказансорская свита (N_2^{1-2} as) представлена окисленными желтыми, ржаво-бурыми разномерными кварцевыми песками с прослоями гравелитов, песчаников и глин. Мощность отложений асказансорской свиты на плато Бетпак-Дала не превышает 10-20 м. Свита образована в условиях речной системы.

Четвертичный платформенный подкомплекс. Представлен всеми отделами. Его отложения образуют маломощный покров на плато Бетпак-Дала, выполняют долины рек Сарысу и Чу, сухих логов, такырные и солончаковые котловины. Среди них наибольшим распространением пользуются аллювиальные пески, супеси, суглинки, гравийники, эоловые пески, алевриты, глины. Мощность отложений от долей метра до 10-20 м.

1.2 Тектоническое строение

Месторождение приурочено к наименее дислоцированной части пологого северо-восточного крыла Сарысуйской впадины (Сузакского прогиба), не испытавшей неотектонической активизации. Характеризуется субгоризонтальным залеганием продуктивных горизонтов, очень полого, под углами 12-15', погружающихся с северо-востока на юго-запад. Рудное поле осложнено системой локальных пологих поднятий типа брахиантиклиналей и «структурных носов». В восточной части – такие структуры сформировались в зоне северо-западного погружения древнего Тастинского поднятия, образуя приподнятый блок. Он отделяется от остальной части месторождения зоной Арандинского разлома, где перепад высотных отметок подошвы чехла на расстоянии 500 м по горизонтали достигает 70-75 м. Узким прогибом в зоне северо-западного Мынчукурского разлома приподнятый блок разделяется на две части. К северо-востоку от зоны разлома обособляется очень пологое, неправильной формы поднятие, где находится Восточный участок месторождения. Западнее, в клиновидном блоке между Мынчукурским и Арандинском разломами, располагается брахиантиклинальная структура Лагерная, к северной части которой приурочена зона рудной полосы одноименного рудного участка. На южном склоне приподнятого восточного блока размещается рудоносная полоса месторождения Акдала. Приподнятому блоку свойственно сокращение мощности всех горизонтов мелового разреза, что явилось отражением консидементационного характера развития отмеченных структур месторождения.

Похожие, но более погруженные структуры (вверх по разрезу они «затухают», выполаживаются) наблюдаются и на остальной части рудного поля: участок Осенний приурочен к поднятию в форме двух пологих «структурных носов», ориентированных в юго-западном направлении. На

западном фланге месторождения откартирована антиклинальная структура Центральная близмеридиональной ориентировки, развивающаяся с позднего палеозоя.

Также конседиментационно, воздействуя на характер осадконакопления в туроне и сеноне, развивались разрывные нарушения.

Блоково-пликативные и разрывные нарушения на месторождении являются платформенными конседиментационными и, во всех случаях, дорудными.

1.3 Гидрогеологическая характеристика

Мынкудукский рудный район располагается в пределах Чу-Сарысуйского артезианского бассейна, приуроченного к одноименной депрессии. В разрезе мезо-кайнозойского чехла выделяются два водоносных комплекса: комплекс грунтовых вод в неоген-четвертичных отложениях и комплекс артезианских и напорных вод в поздне меловых и палеоцен-эоценовых горизонтах.

Неоген-четвертичный комплекс грунтовых вод. Характеризуются пестрым составом подземных вод и широким диапазоном минерализации. На территории района преобладают слабо-солончатые, хлоридно-сульфатные натриевые воды, хотя и они под современными озерными котловинами нередко сильно минерализованы. Питание и гидродинамика комплекса грунтовых вод определяется поверхностными стоками.

Комплекс артезианских напорных вод. Выделяется два подкомплекса: палеоцен-эоценовых и поздне меловых отложений, разделенных между собой относительно выдержанной пачкой алевроитоглинистых пород. Региональным нижним водоупором для рудовмещающего водоносного комплекса меловых отложений являются палеозойские осадочные породы ПСЭ. Мынкудукский и инкудукский продуктивные горизонты выдержанными глинистыми водоупорами не разделяются, в то время как жалпакский горизонт обычно отделяется от нижележащих водоносных песков песчано-глинистыми или глинисто-гравийными прослоями. Палеогеновые водоносные горизонты, в отличие от меловых, разделяются выдержанными водоупорами. Региональным верхним водоупором для всего комплекса служат морские глины интымакского (тасаранско-чеганского) горизонта. Все воды комплекса являются напорными.

Месторождение Мынкудук расположено на высоком северо-восточном крыле Западно-Чу-Сарысуйского артезианского бассейна, в зоне влияния, в основном, двух потоков: «чуйского» и «таласского». На площади месторождения в меловых горизонтах распространены воды – сульфатно-хлоридные натриевые с минерализацией 3,3-6,1 г/л. Основной рудовмещающий водоносный мынкудукский горизонт с вышележащим инкудукским горизонтом образуют единую пьезометрическую поверхность, которая устанавливается на отметках 60-85 м от поверхности земли с

увеличением на запад. Направление движения подземных вод с юго-востока на северо-запад.

1.4 Характеристика уранового оруденения месторождения Мынкудук

Морфология рудных тел. Месторождение приурочено к близширотной части системы рудоносных фронтов зоны пластового окисления (ЗПО). В плане рудные залежи представлены протяженными слабоизвилистыми лентами, связанными с границей полного выклинивания ЗПО, с замыканием обособленных языков окисления в инкудукском и мынкудукском горизонтах. Линейно-ступенчатый характер конфигурации рудоносной полосы в плане обусловлен конседиментационными блоково-пликативными структурами, определяющими взаимоотношение пород с различной водопроницаемостью и в итоге контуры рудоконтролирующих границ ЗПО. Опережающие языки рудоносного фронта окисления, как правило, повторяют контуры положительных структур (участки: «Восточный», «Лагерный» и «Осенний»). В разрезе, ЗПО имеет кулисообразный характер, развиваясь в виде многослойной пластовой зоны. Один из резких «уступов» ЗПО наблюдается в разрезе мынкудукского горизонта, причем в нижнем подгоризонте вследствие его относительно более высокой проницаемости обособляется самостоятельный, выступающий вперед до 0,8-1,0 км язык ЗПО, который контролирует рудные залежи роллового типа. Далее на северо-северо-запад ЗПО развиваются в верхней части мынкудукского и в инкудукском горизонтах, выклиниваясь обычно в средней части последнего. В поперечных разрезах рудные залежи, как правило, состоят из нескольких морфологических элементов: главного роллового тела, приуроченного к выклиниванию ЗПО, и сателлитных тел, зачастую отторгнутых в процессе развития окисления элементов главного рудного тела – останцов верхнего или нижнего крыльев или соседнего (по вертикали) ролла. Ролловые тела весьма разнообразны.

Протяженность залежей достигает 15-20 км (по магистрали), ширина варьирует от 50 до 400-500 м, а отдельных раздувах достигает 1,7 км (залежь 1). Мощность рудных тел 2-10 м в крыльях, 20-25 м и более в мешковых частях ролла. Глубина залегания подошвы рудных тел изменяется от 175 до 240 м для оруденения в инкудукском горизонте (участки «Орталык» и «Песчаный») и 205-430 м в мынкудукском горизонте (увеличиваясь с востока на запад).

Участок «Восточный» Залежь 1. В плане имеет форму асимметричного «ролла», передовая часть которого представляет собой сложное сочетание расположенных на разных уровнях мынкудукского горизонта рудных тел. Ширина максимального раздува этой части – 1,7 км. Отмечается значительная изрезанность контура залежи в плане. Восточное крыло, постепенно сужаясь, прослеживается в широтном направлении и

выклинивается. Западное – представлено узким (100-250 м) отрезком рудоносной полосы, ориентированной на юго-восток и сливающимся с залежью 2, с которой образует единое клиновидное окончание. В поперечных разрезах отмечаются и простые, и сложные ролловые формы рудных тел, связанных с выклиниванием передового языка ЗПО в нижней и средней частях горизонта. При этом мощность мешковых частей изменяется от 5 до 24 м, а крыльевых – от 3 до 9 м. Залежь 1, помимо главного роллового тела, включает подчиненные тела, приуроченные к сероцветным отложениям нижней части горизонта, а также представленные отторгнутым верхним крылом.

Залежь 2. Связана с северо-восточной границей крупного языка окисления, развитого вдоль зоны Мынчукурского разлома. В плане – это протяженное, близко к линейному рудное тело, которое на юго-востоке сливается с залежью 1, в северо-западной части, на участке сочленения Мынчукурского и Арандинского разломов, замыкается с резким изменением ориентировки с близширотной на юго-восточную. Залежь состоит из главного роллового тела и нескольких подчиненных тел. Ширина залежи варьирует от 75-100 м (при простых ролловых телах) до 300-500 м (в юго-восточной части залежи, при слиянии двух встречных роллов) и до 350-550 м (на северо-западном участке замыкания залежи). В поперечных разрезах выделяется разнообразие морфологических форм: от простых роллов с короткой и достаточно мощной (15-21 м) мешковой частью и утолщенными (до 9 м), но не протяженными крыльями; сдвоенными встречными роллами; роллами с удлиненной мешковой частью (на северо-западном замыкании залежи), мощностью 5-20 м; останцовыми (отторгнутое верхнее крыло) и другими сателлитными телами.

Минералогический состав руд. Урановые руды от рудовмещающих пород, как правило, не отличаются, за исключением их относительно богатых разновидностей с видимой урановой минерализацией. Песчано-гравийные отложения, пески мелко-среднезернистые являются полевошпат-кварцевыми. Обломочный материал состоит из кварца (70-86 %, иногда до 92 %), полевых шпатов (7-18 %), обломков кремнистых пород, мусковита и биотита, углистого детрита, желваков песчаников с пиритовым, реже сидеритовым и баритовым цементом. Акцессорные минералы (в среднем 0,1 %): ильменит, лейкоксен, турмалин, ставролит, гранат, андалузит, циркон, дистен, апатит, в единичных знаках – рутил и сфен. Поровый заполнитель – рыхлый каолинит-монтмориллонитовый глинисто-алевролитовый материал (5-20 %), в котором значительное место принадлежит тонкодисперсному кварцу.

Условия локализации уранового оруденения и его качество в значительной мере определяются геохимическим типом пород: диагенетически восстановленные пески, глины, алевропелиты, содержащие углефицированные растительные остатки. Приурочены преимущественно к нижнему подгоризонту. Среднее содержание железа около 1 % (0,35-2,05 %), доля сульфидного железа, в среднем, равна 0.09 %. Содержание Сорг.

меняется от 0,021 до 0,098 % (среднее – 0,04 %), CO_2 – 0,1-0,3 %. Наиболее благоприятны для уранонакопления.

Зеленые, зеленовато-серые, зеленовато-белесые диагенетически и эпигенетически восстановленные пески, глины, алевропелиты. Диагенетически восстановленные породы могут содержать тонкорассеянные остатки углефицированной органики. Эпигенетически восстановленные под воздействием глеевых процессов породы чаще более крупнозернистые и более проницаемые. В разрезе преобладают в составе верхнего подгоризонта. Мало благоприятны для уранонакопления.

Первично окисленные красноцветные и пестроцветные отложения, не подвергнутые эпигенетическому восстановлению. Среднее содержание железа около 4 % с преобладанием трехвалентной формы (свыше 2 %). Не благоприятны для уранонакопления.

Эпигенетически окисленные (главным образом проницаемые) породы.

По минеральному составу руды месторождения являются коффинит-настурановыми. В общем балансе настуран составляет 58 %, коффинит – 42 % (на участке «Восточном» – настуран - 50 %, коффинит – 50 %). Роль настурана увеличивается от Восточного участка (1:1) к Западному (5:2). Уран накапливается в межзерновом поровом пространстве рыхлого глинисто-аливритового заполнителя песчаных и гравийно-песчаных руд, образуя вместе с насыщающей поры водой единую, весьма неустойчивую систему. Очень малая доля урана (сотые доли процента) концентрируется в углистом растительном детрите. По содержанию урана преобладают бедные и убогие руды (0,02-0,10 %), реже рядовые (0,10-0,30 %). Руды месторождения силикатные, бескарбонатные (содержание CO_2 – десятые доли процента), редко слабо карбонатные (2-4 %), в виде локальных маломощных спорадически развитых линз. Низкое содержание Сорг. (обычно 0,04-0,05 %). Руды маложелезистые: среднее содержание валового железа обычно не более 1 % (при средней доле сульфидного – 0,07 %).

Участок «Восточный»:

Залежь 1. Среднее содержание урана 0,031 % (кат. C_1+C_2) при средней мощности 7,51 м (средняя продуктивность – 3,95 кг/м²).

Залежь 2. Среднее содержание урана 0,029 % (кат. C_1+C_2) при средней мощности 8,38 м (средняя продуктивность – 4,13 кг/м²).

1.5 Попутные полезные компоненты (ППК) месторождения Мынкудук участка «Восточный»

Руды месторождения Мынкудук на участке «Восточный» являются мономинеральными. Концентраций, превышающих установленные минимально-промышленные значения каких-либо элементов, не выявлено. Обнаруженные в зоне уранового оруденения спорадические весьма незначительные повышения содержания некоторых халькофильных элементов могут представлять лишь геохимический интерес. Максимальные концентрации Ni, Co, Zn, Cu, Pb лишь по отдельным пробам (на стадии детальных разведочных работ) составили 0,01-0,07 %, в целом же они в рудных залежах и околорудных породах близки, либо ниже кларковых.

На участке Восточном изучались попутные компоненты рудной формации: селен, рений, скандий, иттрий, редкие земли.

Селен. На стадии детальных геологоразведочных работ выполнен анализ распределения концентраций селена в пробах с содержанием более 0,01 %. Концентрации селена более 0,01 % не обнаружены.

Рений. Содержания рения в рудных телах не установлены.

Скандий. Концентрация в рудах составляет (средние: 2,8 – 4,8 г/т).

Иттрий и редкоземельные элементы. Концентрация иттрия составляет в среднем 20-22 г/т.

1.6 Предпосылки использования малореагентного выщелачивания

Использование технологии малореагентного выщелачивания предполагает снижение расхода основного реагента, в данном конкретном случае серной кислоты, для извлечения урана при ПСВ не только в условиях месторождения Восточный Мынкудук, но и на остальных месторождениях Казахстана. В ролловых месторождениях уран всегда присутствует одновременно в нескольких минеральных и неминеральных формах, причем соотношение их в разных зонах ролла колеблется в широких пределах. Для эффективной интенсификации процесса ПСВ возможно одновременное применение нескольких разных способов интенсификации ПСВ. Применение окислителей для интенсификации ПСВ позволяет увеличить скорость отработки участков ПСВ, уменьшить расход серной кислоты.

В странах СНГ при ПСВ урана в качестве окислителя преимущественно используется железо (3+), выщелачиваемое из пласта. Искусственное введение его в состав ВР, как правило, не практикуется. Несмотря на то, что создаваемое железом (3+) значение ОВП ВР гораздо ниже создаваемого молекулярным кислородом, в интервале рН=1,5÷3 железо (3+) является гораздо более эффективным окислителем, чем кислород. Важнейшим недостатком железа (3+) является его склонность к гидролитическому осаждению при снижении кислотности, что не позволяет его использовать при рН>2,3. Поэтому, хотя безводный коффинит активно

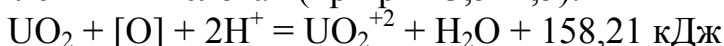
выщелачивается уже при $pH < 3$, для его эффективного окисления железом ($3+$) приходится поддерживать в ПР $pH \approx 1,8 \div 2,2$.

Из уравнения Нернста следует, значение ОВП ВР определяется не концентрацией железа ($3+$) в ВР, а соотношением Fe^{3+}/Fe^{2+} . Хотя $E^0[Fe^{3+}/Fe^{2+}] = -0,771$ В, однако в сульфатных растворах по причине комплексообразования значение E^0 существенно снижается (расчет по данным [12] показывает, что при концентрации $SO_4^{2-} = 0,05$ М (типичной для ПСВ урана) $E^0_{SO_4}[Fe^{3+}/Fe^{2+}] = -0,649$ В. В этих условиях окисление настурана железом ($3+$) по уравнению (6) возможно только при $Fe^{3+}/Fe^{2+} \geq 1$, тогда как окисление коффинита возможно даже при $Fe^{3+}/Fe^{2+} < 0,01$.

При ПСВ урана из пласта выщелачивается как железо ($2+$) (преимущественно из сидерита, анкерита, хлоритов), так и железо ($3+$) (преимущественно из лимонита). Кроме того, железо ($3+$) частично восстанавливается содержащейся в пласте органикой (главным образом, фенольными группами [13]), вследствие чего при ПСВ урана в продуктивных растворах (ПР) соотношение Fe^{3+}/Fe^{2+} стабилизируется на уровне $0,05 \div 0,20$. При данном соотношении Fe^{3+}/Fe^{2+} коффинит выщелачивается достаточно быстро, а настуран – весьма медленно. Таким образом, если в качестве окислителя используется только железо ($3+$), выщелачиваемое из пласта, выщелачивание настурана протекает с малой скоростью.

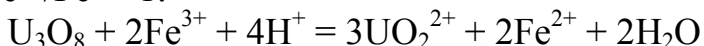
В отсутствие окислителя U^{4+} растворяется только в жестких кислотных условиях ($C_{H_2SO_4} > 45$ г/л), причем термодинамический расчет показывает, что даже при 45 г/л H_2SO_4 предельно достижимая концентрация U^{4+} в растворе достигает всего 250 мг/л.

В присутствии окислителя U^{4+} легко растворяется даже в очень разбавленных кислотах (при $pH = 3,5 \div 4,5$):

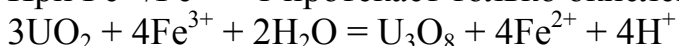


Фактически приходится поддерживать в ПР $pH = 1,8 \div 2,3$ прежде всего во избежание гидролитического осаждения Fe^{3+} , а также для эффективной ионообменной десорбции урана с глинистых минералов и органических веществ. Наиболее эффективным окислителем урана в интервале $pH = 1,5 - 2,5$ является Fe^{3+} , однако необходимым условием для эффективного окисления урана является соблюдение в растворе соотношения $Fe^{3+}/Fe^{2+} \geq 1$.

Зависимость скорость выщелачивания настурана от ОВП носит нелинейный характер, поскольку окисление U_3O_8 до UO_2^{2+} протекает только при $Fe^{3+}/Fe^{2+} > 1$:



При $Fe^{3+}/Fe^{2+} < 1$ протекает только окисление UO_2 до U_3O_8 :



Затем содержащийся в U_3O_8 уран ($6+$) выщелачивается серной кислотой, а оставшийся в виде UO_2 уран ($4+$) вновь окисляется до U_3O_8 . U_3O_8 полностью окисляется Fe^{3+} даже при $Fe^{3+}/Fe^{2+} \ll 1$. 100%-ное выщелачивание U_3O_8 достигается при любом соотношении Fe^{3+}/Fe^{2+} , но скорость процесса при $Fe^{3+}/Fe^{2+} > 1$ во много раз выше, чем при $Fe^{3+}/Fe^{2+} < 1$.

Поскольку содержащаяся в пласте органика активно восстанавливает Fe^{3+} в Fe^{2+} , на участках с повышенным содержанием органики (как правило, для них характерно присутствие более 30% U в форме U^{4+}) на начальном этапе активного выщелачивания рекомендуется использовать ВР с $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} \gg 1$ (оптимальный Eh равен +500÷600 мВ), и только после создания окислительной обстановки в пласте (т.е. появления в ПР $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+} \geq 1$) соотношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ в ВР может быть снижено до 1-3.

Применение малореагентного выщелачивания также позволяет решить проблемы извлечения урана при ПСВ, возникающие по следующим причинам :

1.7 Рассеянные формы урана

Одной из причин неполноты извлечения урана при ПСВ является его присутствие в пласте в рассеянной форме. Существует три формы рассеяния урана – мелкие включения урановых минералов; изоморфная примесь в других минералах; сорбированный уран.

Ионы UO_2^{2+} намного крупнее других двухвалентных ионов и изоморфно замещать их не могут, поэтому образуют собственные минералы. В то же время ионы U^{4+} легко изоморфно замещаются на Ca, Th, Zr и Hf.

Возможность извлечения урана, являющегося изоморфной примесью, а также мелких включений урановых минералов зависит в первую очередь от свойств вмещающего минерала. Так, циркон практически не разлагается при ПСВ, поэтому уран из него практически не извлекается, тогда как апатит растворяется почти полностью (на 70-90 %), поэтому извлечение из него урана не представляет затруднений.

Возможность извлечения сорбированного урана зависит от характера сорбента. По сорбируемости урана природные сорбенты, располагаются в ряд: угли > углистые породы > фосфориты > бурые железняки > глины > известняки > песчаники.

Основная часть урана в углях представлена уранорганическими комплексами, растворимыми при $\text{pH} \leq 2,18$, т.е. не только при жестком сернокислотном, но и при малореагентном ПСВ. Фосфориты, бурые железняки и известняки при сернокислотном ПСВ практически полностью разлагаются и высвобождают сорбированный уран. С глин и песчаников уран при сернокислотном ПСВ легко десорбируется.

Плохо проходит только десорбция урана с битумов. Битумы труднорастворимы в кислотах, поэтому их кислотное выщелачивание малоэффективно. Полное извлечение урана из битумов, может быть достигнуто только после их окислительного разложения, для чего требуется введение в рабочий раствор высокоэффективных кислородсодержащих окислителей (KMnO_4 , O_3 и т.п.).

Таким образом, проблематично извлечение урана из рассеянных форм только в случае присутствия урана в виде изоморфной примеси в

трудновыщелачиваемых минералах (цирконе, сфене), либо в виде сорбатов в битумах.

1.8 Экранирование урановых минералов регенерированным кварцем

На некоторых урановых месторождениях широкое распространение имеет регенерация кварца в рудоносных песчаниках. При этом тонкие корочки и пленки урановых минералов, имевшиеся ранее на поверхности обломочных зерен, покрываются кварцевой оболочкой, защищающей урановые минералы от растворения при ПСВ.

Известно, что в водных растворах на поверхности кварца образуется тонкий слой аморфного гидратированного кремнезема, причем в серноокислотной среде процесс гидратации резко ускоряется. Известно также, что при выщелачивании коффинита на его поверхности быстро образуется «рубашка» из аморфного гидратированного SiO_2 , поэтому скорость процесса лимитируется уносом SiO_2 в виде золя. Очевидно, что в случае наличия на урановых минералах кварцитной «рубашки» скорость ее растворения лимитируется теми же факторами, что и скорость растворения коффинита. Таким образом, оптимизация состава рабочего раствора с точки зрения эффективности выщелачивания коффинита в такой же мере способствует вскрытию кварцитной «рубашки» на урановых минералах.

Таким образом, в случае наличия на урановых минералах кварцитной «рубашки», также как и при выщелачивании коффинита, малореагентный метод ПСВ должен быть более эффективен, чем жесткий серноокислотный.

1.9 Экранирование урановых минералов сульфидами

В рабочем растворе, содержащем в качестве окислителя ионы Fe^{3+} , успешно растворяются почти все сульфидные минералы. Исключение составляют галенит, молибденит и дисульфиды железа (пирит и марказит). Наиболее важно влияние пирита, содержание которого в рудоносном пласте, как правило, в десятки раз выше, чем других сульфидов.

В том случае, когда рабочий раствор содержит в качестве окислителя только ионы Fe^{3+} , экранирование урановых минералов пиритом (в частности, их тесное взаимное прораствание) может привести к снижению извлечения урана.

Карбонатные растворы склонны к пересыщению по урану, поэтому прямое осаждение урановых минералов из пересыщенных растворов затруднительно. Как правило, осаждение урана на глеевом барьере протекает преимущественно путем сорбции на органике, т.е. практически в большинстве случаев имеет место не чисто глеевый, а комплексный глеево-сорбционный барьер. На первой стадии процесса происходит хемосорбция урана из раствора гуминовыми кислотами, которые являются основным компонентом растительного детрита (уранил-ион образует комплексы с

гуминовыми кислотами, а затем восстанавливается до U^{4+} внутри комплекса). Затем, по мере аннигиляции детрита, внутри детрита образуются дисперсные выделения настурана и коффинита (вторая стадия), а затем – псевдоморфозы настурана и коффинита по детриту (третья стадия). Следует отметить, что растительный детрит относится к числу как наиболее активных восстановителей, так и наиболее емких сорбентов урана (сорбционная емкость углей и лигнитов достигает 10 %).

В случае присутствия в растворе сульфат-ионов параллельно с осаждением урана протекает процесс образования пирита, на конечной стадии которого образуются псевдоморфозы пирита по детриту. Так, на контакте песчаников с углями и древесиной происходит обогащение углей пиритом на глубину до 3-5 м, причем часто встречаются псевдоморфозы урановых и сульфидных руд по древесине (иногда происходит замещение целых стволов).

Основное отложение урана в зоне анаэробного окисления совпадает с зоной интенсивной пиритизации. Зона эпигенетических сульфидов часто почти полностью совпадает с урановой. При этом интервал E_h , в котором осаждается пирит, шире интервала осаждения урана, поэтому сульфидная зона шире урановой, причем урановая зона обычно расположена во внутренней части сульфидной зоны. При этом, как правило, уран ассоциируется с пиритом и детритом.

Тесная связь урановой минерализации с пиритом и углефицированным растительным детритом, а также присутствие вкрапленности пирита в урановых рудах представляет собой явление, типичное для месторождений данного генезиса.

В большинстве случаев пирит присутствует в урановых минералах в виде отдельных включений, а также часто наблюдается отложение урановых минералов на поверхности пирита. Так, настуран часто осаждается вокруг скоплений пирита, а в ряде случаев образует псевдоморфозы по пириту. Также часто наблюдается обрастание сульфидов пленками черней.

Объясняется это тем, что биохимический процесс осаждения пирита на растительном детрите протекает, в геологических масштабах, очень быстро. Так, для замещения пиритом целого древесного ствола требуется всего несколько десятилетий. В то же время собственные минералы урана в детритах образуются на поздней стадии метаморфизма за счет высвобождения урана из сорбатов и органических комплексов, поэтому их формирование происходит значительно медленнее, чем пирита.

Однако, что в ряде случаев пирит отлагается одновременно с урановыми минералами либо даже несколько позже, в результате чего имеет место как взаимное прораствление урановых минералов с пиритом, так и экранирование их пиритом.

Пирит встречается совместно с урановыми минералами, с которыми он отлагается одновременно, либо несколько позже. Иногда урановая смолка сечется тонкими прожилками пирита, галенита и сфалерита.

Одним из наиболее эффективных окислителей для вскрытия пирита является растворенный в воде кислород. Известно, что при внедрении кислородных вод в урановый ролл сначала окисляется галенит, затем пирит, затем уранинит. Таким образом, в случае использования кислородсодержащих окислителей пирит выщелачивается быстрее, чем уран. Наиболее вероятным объяснением этого факта является то, что окисление пирита (как и большинства других сульфидов) происходит, преимущественно биохимическим путем, тогда как урана – чисто химическим (для урана аналогичные микроорганизмы не обнаружены, хотя, их существование не исключено). При этом, в присутствии тиобактерий *Th. Ferrooxidans* (практически всегда присутствующих в рудоносном пласте) скорость окисления пирита возрастает в 10-40 (в среднем в 17-20) раз. Таким образом, применение при ПСВ урана в качестве дополнительного окислителя элементарного кислорода позволяет полностью решить проблему экранирования урановых минералов пиритом.

Такие окислители, как $H_2S_2O_8$, O_3 , H_2O_2 в водных растворах быстро разлагаются с образованием элементарного кислорода, который при ПСВ из-за большой глубины скважин не выделяется в газообразной форме, а остается в растворе. Поэтому в случае применения любого из этих окислителей фактическим окислителем является элементарный кислород, растворенный в рабочем растворе.

Следовательно, любой из вышеуказанных окислителей может быть с равным успехом применен. К полному окислению пирита имеет смысл стремиться только в том случае, когда есть взаимное прораствание урановых минералов с пиритом. В противном случае, экономически целесообразно оставлять пирит неокисленным с целью экономии окислителя. Поскольку взаимное прораствание урановых минералов с пиритом может присутствовать на одних блоках и отсутствовать на других, наиболее вероятно применение следующей схемы: Сначала выщелачивание проводится с использованием в качестве окислителя 1,0-1,9 г/л Fe^{3+} , причем после прохождения пика концентрации урана проводится анализ кривой зависимости концентрации урана в растворе от времени выщелачивания и компьютерная экстраполяция на последующий период. После того, как Eh продуктивного раствора повысится до ≈ 500 мВ (что свидетельствует о полной аннигиляции детрита), к раствору добавляется более активный окислитель (O_3) для вскрытия пиритной «рубашки» на урановых минералах; если концентрация урана не возрастает, либо возрастает очень незначительно – подачу активного окислителя прекратить; если возрастает значительно – продолжать подачу активного окислителя до тех пор, пока концентрация урана не упадет до уровня, полученного компьютерной экстраполяцией на данный период (что свидетельствует о полном разрушении пиритной «рубашки» на урановых минералах) или не стабилизируется концентрация Fe^{3+} в рабочем растворе (что свидетельствует о полном разложении всего пирита, содержащегося в

пласте). Таким образом, активный окислитель используется наиболее целесообразно, а его расход минимизируется.

1.10 Опыт использования малореагентного выщелачивания на руднике Восточный Мынкудук

Проведенные в 2016-2017 гг. исследования технологии кавитационно-струйной активации выщелачивающих растворов нитритом натрия в сочетании с озоном позволили установить, что подобная обработка позволяет повысить окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) выщелачивающих растворов (ВР), увеличить эффективность извлечения урана и снизить расход кислоты на выщелачивание.

В результате проведенных исследований и опытно-промышленных испытаний было установлено, что наиболее эффективным окислителем при кавитационно-струйной активации ВР является нитрит натрия в сочетании с озоном. Проведенные эксперименты показали, что, по сравнению с неактивированными выщелачивающими растворами, применение ВР, активированных нитритом натрия в сочетании с озоном, позволяет получать более высокие значения ОВП при сниженном в два раза содержании серной кислоты. Дополнительно было установлено, что окислительно-восстановительный потенциал и содержание Fe^{3+} в ВР повышаются с увеличением времени их выдержки.

Проведенные в бутылочных агитаторах предварительные эксперименты по выщелачиванию урана с использованием технологии активации ВР нитритом натрия в сочетании с озоном показали ее достаточно высокую эффективность. Так, применение технологии активации ВР нитритом натрия в сочетании с озоном позволило повысить извлечение урана в продуктивные растворы (ПР) на 6,2 % и снизить в 2 раза расход кислоты на выщелачивание по сравнению с обычным режимом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ).

Полученные положительные результаты позволили разработать технологию малоокислотного выщелачивания урана с использованием ВР, активированных нитритом натрия в сочетании с озоном. По разработанной технологии была спроектирована и изготовлена опытная мобильная установка активации выщелачивающих растворов нитритом натрия в сочетании с озоном.

При выборе объекта для проведения опытно-промышленных испытаний (ОПИ) был проведен анализ значений коэффициента извлечения урана по блокам (рисунок - 1, таблица - 1).

На основании данных фактического извлечения металла, условий расположения технологических блоков, а так же рекомендаций специалистов ТОО «Казатомпром-SaUran» Филиала «Степное-РУ», было решено использовать в качестве объекта для проведения испытаний технологии и установки кавитационно-струйной активации выщелачивающих растворов

блок № 40-2-1 на руднике «Мынкудук». Для сравнения динамики выщелачивания урана будут использоваться результаты работы смежного геотехнологического участка № 40-2-2.

Выбранный для испытаний блок № 40-2-1 имеет общие запасы по урану в количестве 91 т. Объем горнорудной массы составляет 1593 000 т. Общее извлечение урана по блоку на 26.05.2019 г. соответствует 50,43 %. Остаток не извлечённого урана составляет 44,41 т.

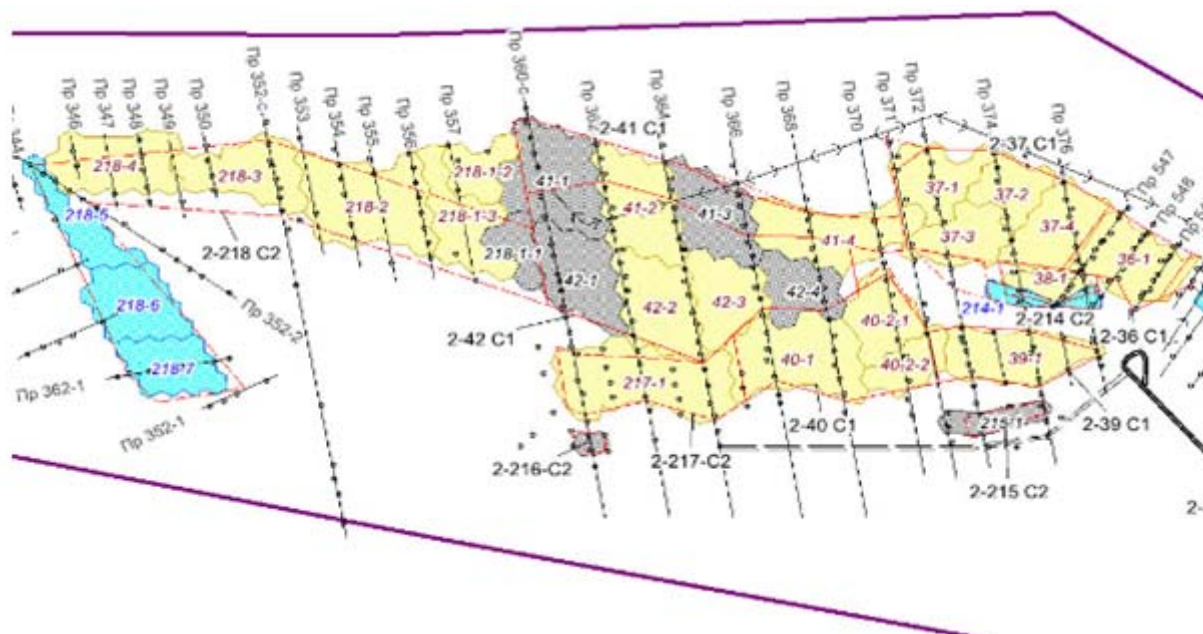


Рисунок 1 – Схема расположения геотехнологических блоков месторождения «Восточный Мынкудук»

Таблица 1 – Данные по отработке технологических блоков

№ блока	Запасы, т	ГРМ, т	Дата запуска	Извлечение, %	Факт. добыча, т	Остаток, т
40-2-2	69	1064	12.12.2016 г.	29,7	20,499	48,501
40-2-1	91	1593	27.10.2016 г.	50,43	46,589	44,411
40-1	210	3465	10.09.2016 г.	34,53	72,514	137,486
217-1	242	3562	01.07.2016 г.	51,03	123,53	118,47
18-3-2	133	2261	15.11.2016 г.	39,69	52,78	80,216
10-1	138	1329	19.11.2015 г.	65,17	89,937	48,063
218-4	148	2025	12.05.2017 г.	58,83	85,51	62,49

В настоящее время на блоке сооружено 14 откачных и 32 закачных скважины. Из них в работе находится 10 откачных и 28 закачных. Средний дебет закачных скважин составляет порядка 2000 м³/сутки.

Анализ информации, полученной ранее, позволил предположить, что максимальная производительность данного блока по выщелачивающим растворам будет составлять 43776 м³/месяц или в среднем 70-80 м³/ч.

В соответствии с техническими условиями для проведения испытаний было приобретено 8 тонн технического нитрита натрия следующего состава:

- содержание NaNO₂ ≥ 98,5 %;
- массовая доля NaNO₃ ≤ 1,0 %;
- массовая доля NaCl ≤ 0,17 %;
- содержание влажности ≤ 0,5 %.

Полученный нитрит натрия расфасован в мешки по 25 кг.

На использование технологии применения нитрита натрия в сочетании с озоном было получено разрешение от Комитета индустриального развития и промышленной безопасности Министерство индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан № KZ87VEN00011437 от 26.07.2019 г.

2. Проведение полупромышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания и изготовленной установки активации на одном из блоков рудника «Восточный Мынкудук»

2.1 Полупромышленные испытания технологии выщелачивания с применением нитрита натрия в сочетании с озоном

Проведенные в 2018 г. испытания опытной установки активации позволили определить эффективность и основные технологические параметры работы технологии активации ВР нитритом натрия в сочетании с озоном. Было показано, что возможно активировать небольшое количество ВР и направлять его на смешивание с их основной массой. При этом определяющее значение на ОВП и перевод двухвалентного железа в трехвалентное состояние в общей массе ВР будет иметь содержание озона в разбавленных ВР.

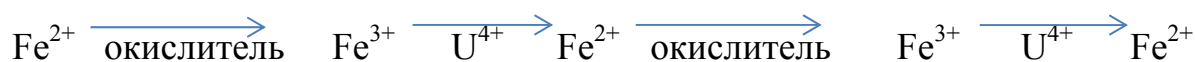
Будучи одним из самых активных акцепторов электронов озон является весьма реакционно-способным соединением с более сильным окислительным действием, чем у кислорода и хлора.

При кислотном выщелачивании урана озон окисляет Fe^{2+} согласно реакции $2\text{Fe}^{2+} + \text{O}_3 + 2\text{H}^+ = 2\text{Fe}^{3+} + \text{O}_2 + \text{H}_2\text{O}$. [1]

При этом $\Delta[\text{Fe}^{2+}]/\Delta[\text{O}_3]$, например при pH 1,3, с ростом $[\text{Fe}^{2+}]/[\text{O}_3]$ от 3,46 до 10,0 возрастает от 2,41 до 2,50 и остается постоянным до $[\text{Fe}^{2+}]/[\text{O}_3] = 74$.

Присутствующие в растворе ионы железа каталитически ускоряют процесс окисления UO_2 озоном. В этих условиях эффективность действия озона сопоставима с окислительной способностью таких реагентов, как диоксид марганца, хлорат калия, а при комнатной температуре даже значительно превосходят их, рисунок - 2.

Механизм каталитического ускорения процесса окисления урана соединениями железа можно представить следующим образом:

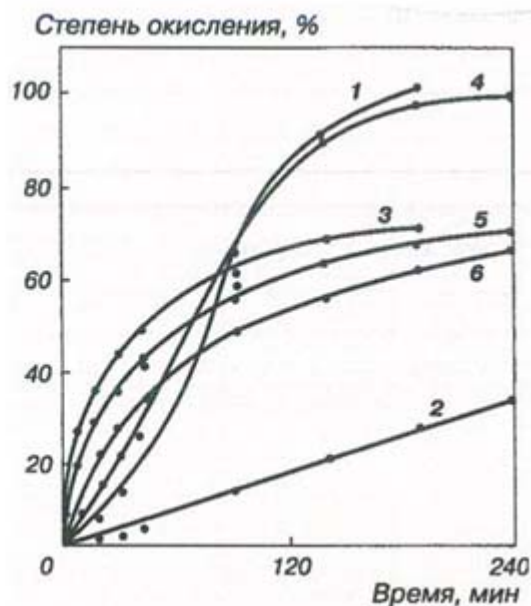


и т.д., т.е. ионы железа являются передатчиками электронов между окислителем и ураном [2].

Как было показано ранее, оптимальное содержание озона в общем объеме ВР должно быть не менее $1,13 \text{ мг/дм}^3$. В связи с этим производительность установки активации зависит от производительности озонатора, способного обеспечивать содержание озона в общем объеме ВР на этом уровне.

Авторами [3] установлено, что наиболее энергично озон реагирует с диоксидом урана в растворах с концентрацией серной кислоты до 10 г/дм^3 . Указанному интервалу кислотности отвечает наибольшая растворимость озона.

Кроме того, известно, что присутствие в растворе элементов с переменной валентностью (Fe) не только повышает степень извлечения урана, но и позволяет растворять уран при сравнительно низких концентрациях серной кислоты.



1 – озонированный кислород; 2 – KClO₃; 3 – KMnO₄; 4 – озонированный воздух; 5 – K₂Cr₂O₇; 6 – MnO₂

Рисунок 2 – Зависимость окисления UO₂ в кислой среде при наличии ионов Fe²⁺ различными окислителями при температуре 20 °С и [H₂SO₄] 10 г/дм³

В связи с тем, что при использовании активированных нитритом натрия в сочетании с озоном ВР особое значение кроме озона имеет содержание в ВР кислоты, установка активации используется только там, где осуществляется подача серной кислоты в ВР в количестве не менее 5 г/дм³.

В свою очередь и нитрит натрия является одним из наиболее подходящих дешевых реагентов-окислителей для окисления Fe²⁺ при больших потоках сульфатных растворов в промышленных условиях технологического получения урана.

Процесс окисления Fe²⁺ нитритом натрия традиционно описывается реакцией $2\text{FeSO}_4 + 2\text{NaNO}_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 2\text{NO} + 2\text{H}_2\text{O}$.

При этом за счет прохождения ряда побочных реакций расход NaNO₂ на окисление железа в растворах ПСВ составляет лишь 30 % от стехиометрического значения.

Причиной понижения расхода является взаимодействие образующегося по (2) NO с водой с образованием азотистой кислоты $4\text{NO} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 4\text{HNO}_2$, которая вновь вовлекается в процесс окисления железа.

Процесс проходит при обычном доступе атмосферного воздуха, без перемешивания.

Таким образом, на основании анализа литературных данных и выявленных ранее закономерностей предложено проводить процесс активации технологических сернокислых ВР путем предварительного

активирования отдельной части ВР озонем в присутствии небольших количеств нитрита натрия (не менее 10-20 % в активированном объеме ВР), играющего роль катализатора процесса. Меньшая концентрация нитрита натрия нецелесообразна, т.к. не обеспечивает достаточной полноты окисления.

В соответствии с требованиями техники безопасности был выбран способ подключения установки активации к основным технологическим коммуникациям данного блока.

Так подключение установки активации к трубопроводу ВР будет выполнено после технологического узла закисления на расстоянии не менее 10 м. от него.

Подключение осуществляется врезкой в магистральный трубопровод ВР трубопровода подачи ВР на активацию и подачи уже активированного ВР обратно в трубопровод подачи ВР на закачные скважины. Расстояние между врезкой подачи и врезкой возврата активированного ВР должно быть не менее 2 м. Трубопровод подачи ВР на активацию должен быть врезан до трубопровода возврата активированных ВР по ходу движения в магистральном трубопроводе ВР. Точки подключения установки активации к трубопроводу ВР приведены на рисунке - 3.



Рисунок 3 – Точки подключения опытно промышленной УАВР к технологическим коммуникациям

2.2 Разработка и изготовление установки активации ВР

Для проведения полупромышленных испытаний ТОО «ИВТ» была изготовлена специальная опытно-промышленная установка активации.

Принципиальная технологическая схема установки показана на рисунке - 4. Общий вид установки показан на рисунке - 5.

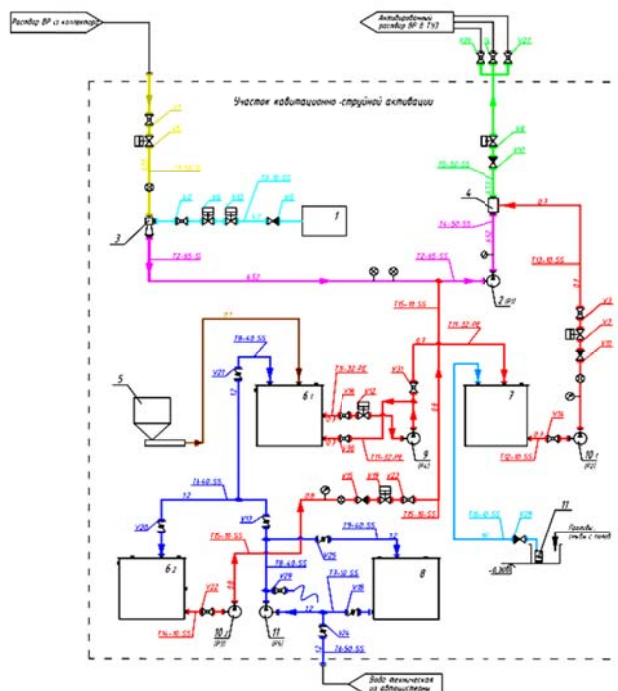


Рисунок 4 – Принципиальная технологическая схема установки активации



Рисунок 5 – Общий вид опытно-промышленной мобильной установки активации выщелачивающих растворов

Как видно из рисунка, установка активации выщелачивающих растворов размещается в универсальном морском контейнере размерами 12192x2438x2896 (h) мм (тип 40НС) внутренняя высота которого без утепления 2693 мм.

Внутри контейнера размещено следующее оборудование:

- озонатор с контуром замкнутого водяного охлаждения, поз.1;
- насос перистальтический, поз. 2;
- гидроэжектор, поз. 3;
- смеситель, поз. 4;
- бак объёмом 1,5 м³ с мешалкой, поз. 6/1, 6/2;
- бак объёмом 1,5 м³ (для готового раствора), поз. 7;
- бак объёмом 3 м³ (для воды), поз. 8;
- вертикальный многоступенчатый центробежный насос, поз. 9, 11;
- насос дозирующий, поз.10/1, 10/2;
- насос дренажный, поз. 12;
- запорная арматура;
- технологические трубопроводы.

В соответствии с разработанной схемой для контроля количества поступающего на установку ВР был установлен расходомер. Для контроля количества поступающего на активации ВР нитрита натрия - ротаметры.

Для приготовления рабочего раствора нитрита натрия были изготовлены 3 бака объемом по 1,5 м³ каждый. Два бака оборудованы мешалками для растворения нитрита натрия. Для хранения технической воды установка снабжена баком объемом 3 м³. Для насыщения выщелачивающих растворов озоном установка снабжена озонатором с контуром замкнутого водяного охлаждения. Общий вид установленного в контейнере озонатора показан на рисунке - 6.



Рисунок 6 – Общий вид установленного озонатора

Для насыщения поступающих на активацию выщелачивающих растворов озоном было предусмотрено использование гидроэжектора. Общий вид гидроэжектора показан на рисунке - 7.



Рисунок 7 – Общий вид установленного гидроэжектора

Для подачи гидровоздушной смеси (ВР + озон) в трубопровод ВР под большим давлением установлен специальный перистальтический насос с частотным управлением.

Для смешивания гидровоздушной смеси (ВР + озон) с рабочим раствором нитрита натрия установлен смеситель активатор.

Для обеспечения хорошего массообмена активированной части ВР с общим объемом растворов, равным 100-120 м³/ч, производительность установки активации должна быть не менее 8 м³/ч. Производительность озонатора при этом должна быть 1,36 м³/ч по озоновоздушной смеси со средним содержанием озона 100 г/м³.

Исходя из условий работы ГТП, выбран круглосуточный постоянный режим работы установки.

2.3 Научно-технологическое сопровождение процесса малореагентного ПСВ урана с применением установки кавитационно струйной активации выщелачивающих растворов нитритом натрия в сочетании с озоном. Обработка и анализ результатов эксперимента

Опытно-промышленная апробация пилотной установки активации ВР нитритом натрия в сочетании с озоном организована на участке “Восточный” месторождения “Мынкудук” в условиях эксплуатации блока № 40-2-1, в период с 23 сентября по 4 ноября текущего года. Параллельно осуществлялся мониторинг работы геотехнологического участка № 40-2-2, расположенного рядом и характеризующегося аналогичными исходными условиями, рисунок - 8.

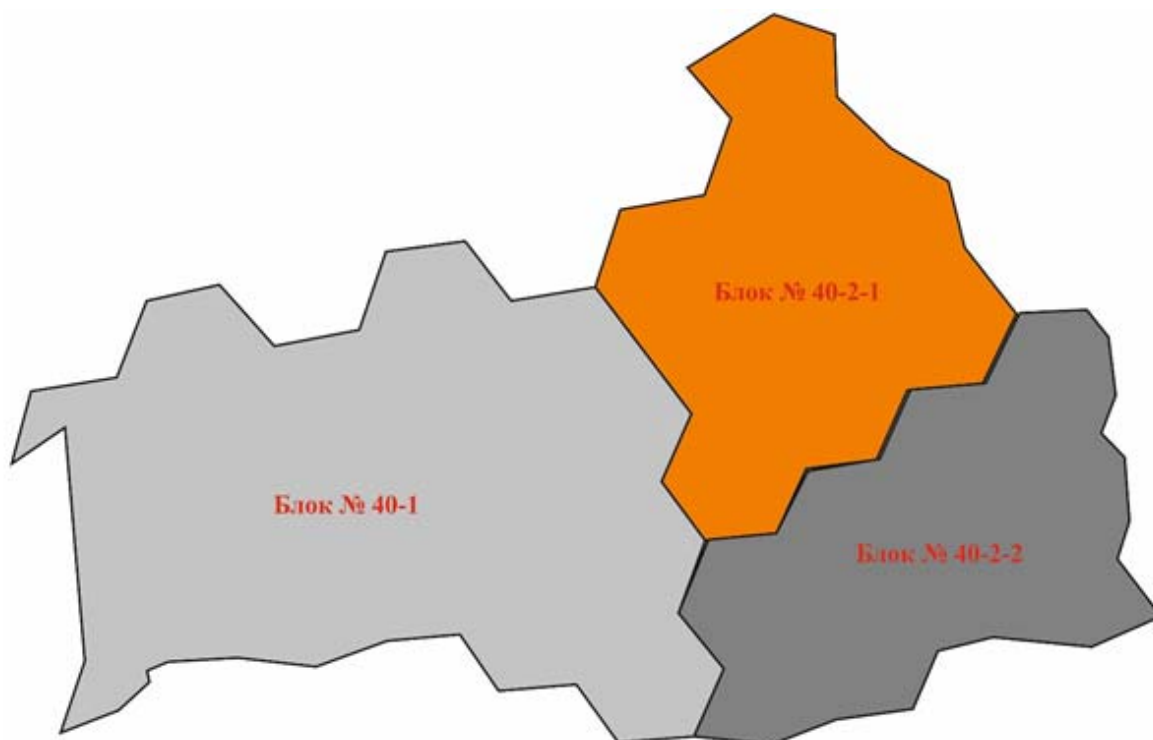


Рисунок 8 – Схема расположения геотехнологических блоков

При проведении ОПИ на блоке № 40-2-1 функционировало 28 закачных и 10 откачных скважин, блок № 40-2-2 включал 22 закачных и 10 откачных скважин.

С целью аналитического контроля выщелачивающих растворов на технологической магистрали блока № 40-2-1 были смонтированы капельные пробоотборники. Забор пробы исходного выщелачивающего раствора (ВР-1, капельница № 1), производился непосредственно в ТУЗе, сразу после подвода серной кислоты. Пробоотборник активированных выщелачивающих растворов (АВР-2, капельница № 2), располагался на удалении 50 м от узла закисления и характеризовал пробу после смешения активированной (насыщенной нитритным реагентом, озоном и пузырьками воздуха) жидкости с общим потоком поступающих на блок выщелачивающих растворов, рисунок - 9.

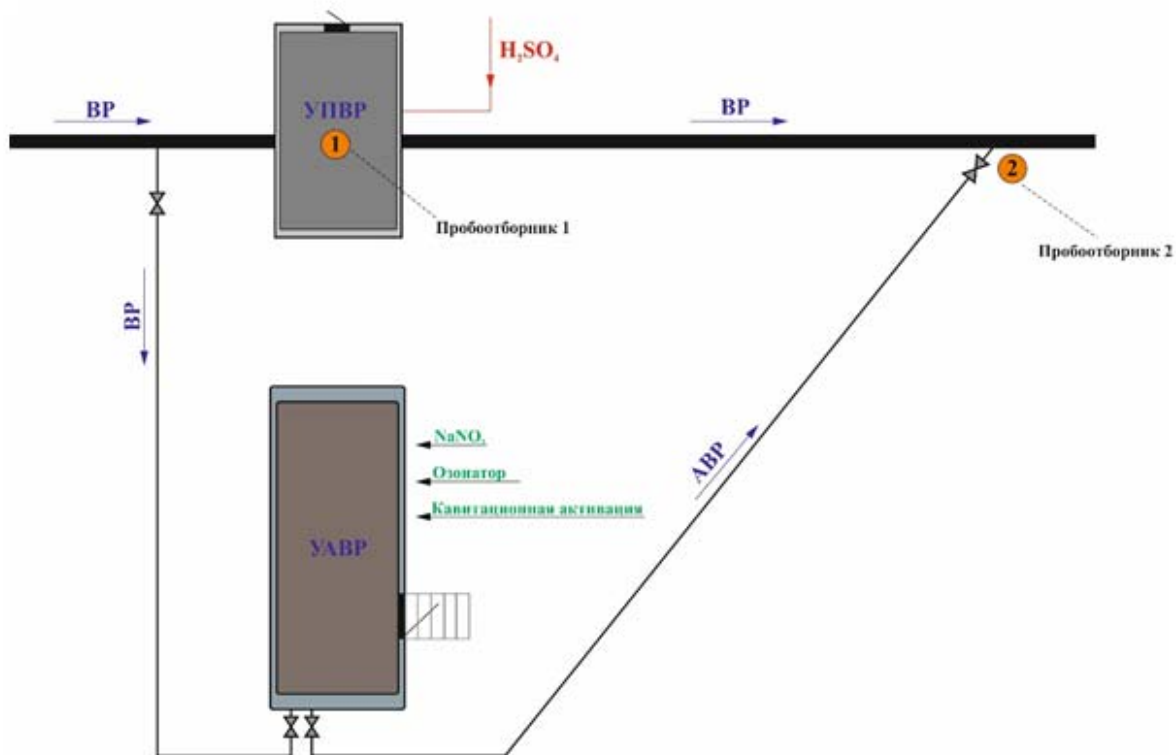


Рисунок 9 – Принципиальная схема движения растворов на блоке № 40-2-1 и расположения пробоотборников



а)

б)

Рисунок 10 – Пробоотбор технологических растворов на блоке № 40-2-1, а) капельница 1, б) капельница 2

Состав выщелачивающих растворов блока № 40-2-1 до (ВР-1) и после (АВР-2) активации, в период проведения промышленных испытаний показан в таблице - 2.

Таблица 2 – Химический состав выщелачивающих растворов блока № 40-2-1 до и после активации

Дата	ВР до активации						ВР после активации					
	pH	Eh, мВ	H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Fe ²⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ /Fe ²⁺	pH	Eh, мВ	H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Fe ²⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ /Fe ²⁺
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
29.сен	1,95	420		1,18	0,44	0,37	1,28	455		0,59	0,5	0,85
01.окт	1,98	434		0,77	0,23	0,30	1,08	457		0,59	0,48	0,81
06.окт	1,89	424		0,21	0,1	0,48	1,08	459		0,43	0,62	1,44
12.окт	2,07	422		0,89	0,21	0,24	1,38	458		0,68	0,49	0,72
13.окт	2,02	422		0,87	0,21	0,24	1,28	452		0,68	0,48	0,71
14.окт	2,08	425		0,93	0,21	0,23	1,33	459		0,66	0,51	0,77
15.окт	2,07	342		0,87	0,22	0,25	1,27	352		0,7	0,42	0,60
16.окт	2,08	424		0,9	0,22	0,24	1,36	441		0,77	0,39	0,51
17.окт	2,05	421		0,95	0,2	0,21	1,3	445		0,82	0,38	0,46
18.окт	1,19	424	7,6	0,95	0,22	0,23	1,24	459	6,7	0,66	0,48	0,73
19.окт	1,1	434	9,3	0,83	0,28	0,34	1,15	448	8,8	0,72	0,39	0,54
20.окт	1,09	418	9,9	0,93	0,22	0,24	1,21	445	9,4	0,88	0,36	0,41
21.окт	1,38	425	5,76	0,68	0,23	0,34	1,39	448	5,38	0,71	0,37	0,52
22.окт	1,35	426	5,66	0,72	0,2	0,28	1,36	439	5,17	0,69	0,31	0,45
23.окт	1,26	425	6,82	0,89	0,23	0,26	1,33	456	7	0,78	0,45	0,58
24.окт	1,14	418	6,23	0,72	0,42	0,58	1,15	459	6,12	0,7	0,39	0,56
25.окт	1,28	425	5,6	0,91	0,2	0,22	1,39	457	5	0,7	0,47	0,67
26.окт	1,31	424	5,43	0,91	0,2	0,22	1,32	456	4,67	0,7	0,43	0,61
27.окт	1,49	425	4,74	0,96	0,24	0,25	1,7	451	4,74	0,71	0,4	0,56
28.окт	1,34	423	4,9	0,89	0,26	0,29	1,41	449	4,31	0,67	0,31	0,46
29.окт	1,28	420	5,5	0,97	0,2	0,21	1,58	440	4,86	0,81	0,36	0,44
30.окт	1,24	419	6,07	0,97	0,2	0,21	1,27	438	6	0,85	0,28	0,33
31.окт	1,33	427	5,85	0,91	0,22	0,24	1,36	441	5,79	0,83	0,34	0,41
01.ноя	1,4	421	4,6	0,89	0,2	0,22	1,46	443	4,2	0,8	0,33	0,41
02.ноя	1,27	426	5,2	0,69	0,19	0,28	1,23	444	5,25	0,62	0,32	0,52
03.ноя	1,77	423	6,85	0,76	0,21	0,28	1,32	450	6,2	0,69	0,39	0,57
04.ноя	1,35	426	5,4	0,57	0,23	0,40						
Сред. Значен.	1,55	420,8	6,19	0,84	0,23	0,28	1,32	446,2	5,86	0,71	0,41	0,6

*Примечание: в период с 29 сентября до 18 октября исходный ВР отбирался на анализ до технологического узла закисления.

Внешний вид закачных растворов до и после обработки в установки кавитационно-струйной и химической активации представлен на рисунке 11.

Графические величины ОВП и соотношения Fe³⁺/Fe²⁺ опытного блока представлены на рисунках – 12 и 13.

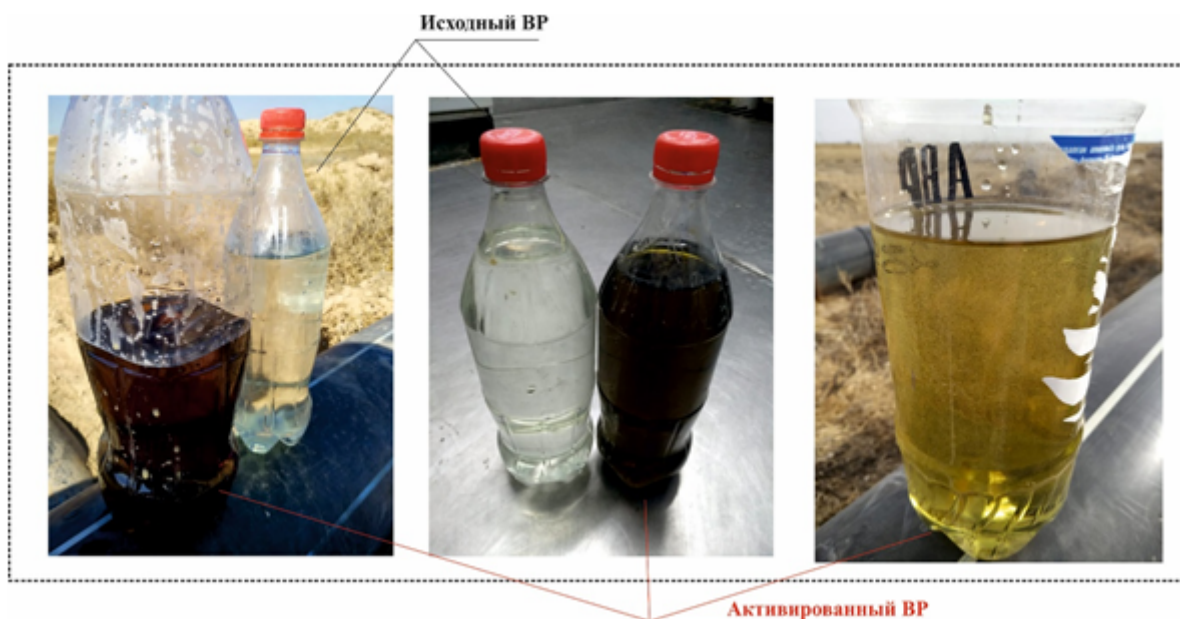


Рисунок 11 – Внешний вид закачных растворов блока № 40-2-1

Общая длительность проведения опытно-промышленных испытаний и соответственно эксплуатация пилотной установки составила 37 календарных дня или 892 часа. За это время потребление нитрита натрия достигло 5000 кг, количество выщелачивающего раствора прошедшего (активированного) через установку превысило 4480 м³. Суммарный объем выщелачивающих растворов с измененными редокс-свойствами закаченными в блок № 40-2-1 в период с 23 сентября по 3 ноября составил более 84,2 тыс. м³.

Исходя из общего расхода химического реагента, средняя концентрация NaNO₂ в активированной жидкости равна 700-750 мг/дм³, в усредненном выщелачивающем растворе составила 60-65 мг/дм³.

В ходе проведения натуральных экспериментов прослеживался рост окислительно-восстановительного потенциала, таблица 2, на всем промежутке активации растворов, в целом на 8-10 %, до 450-460 мВ. Следует отметить, что выщелачивающие растворы анализируемых блоков характеризуются изначально достаточно высоким значением данного показателя, средняя величина Eh закачных растворов находится на уровне 400-430 мВ, что свидетельствует о большей окислительной способности геотехнологической системы.

Однако, в окислительно-восстановительных реакциях протекающих ступенчато, в том числе стадийное окисление двухвалентного железа, скорость и полнота протекания реакции определяется более высоким потенциалом и если он существенно выше общего потенциала реакционной среды, окислительный процесс без применения дополнительных окислителей протекать не будет.

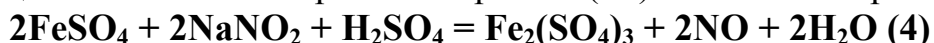
Анализируя результаты химического состава закачных растворов на блоке, где проводились испытания, можно так же отметить значительное увеличение концентрации ионов трехвалентного железа, рисунок 2 Приложение Г. Значение соотношения Fe^{3+}/Fe^{2+} в активированных ВР возросло более, чем в 2,1 раза по сравнению с этой величиной в стандартных закачных жидкостях и составило 0,6 вместо 0,28.

Каталитическая роль ионов железа при окислении урана (IV) общеизвестна. Потенциал системы $Fe^{3+} - Fe^{2+} - H_2SO_4$ зависит от общего содержания железа и соотношения концентраций его валентных форм.

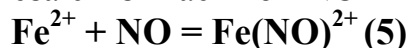
Эмпирически установлено, что началу протекания процесса окисления диоксида урана отвечает отношение Fe^{3+}/Fe^{2+} равное приблизительно 1:4, в случае применения на этапе выщелачивания обычных ВР данный показатель на варьируется в интервале 1: 4,0÷5,0, активация этих растворов тестируемым пилотным устройством способствует увеличению соотношения до значения 1: 1,5-2,0, что положительным образом должно отразится на интенсификации операции ПСВ.

В свою очередь наличие ионов Fe^{2+} , содержание которых в активированном растворе достигает 0,5-0,7 г/дм³, в условиях окисления железа солью азотистой кислоты, играет позитивную роль в удельном расходе химического реагента.

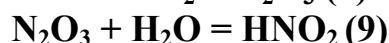
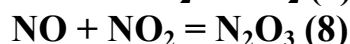
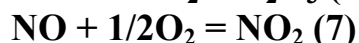
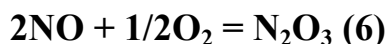
Процесс окисления нитритом натрия $Fe(3+)$ описывается реакцией:



Образующийся оксид азота при отсутствии избыточного количества двухвалентного железа просто покидает сферу реакционной области, не принимая дальнейшего участия химическом реакции. Напротив, наличие ионов двухвалентного железа связывает ион NO в комплекс по реакции:



тем самым предотвращая потери химического агента. В присутствии кислорода воздуха, его существование обеспечивает компрессор пилотной установки, а интенсификация перемешивания происходит за счет кавитационно-струйного активатора, этот комплекс окисляется согласно уравнению:



Формирование комплекса происходит в течение нескольких часов, в дальнейшем наблюдается его медленное разрушение. С учетом длительности цикла окисления можно с уверенностью утверждать, что при использовании данного способа в условиях процесса подземного скважинного выщелачивания разрушение комплекса произойдет в рудоносном пласте, а выделившийся газ NO, будет далее участвовать в процессе окисления, при условии подачи кислорода воздуха.

Выделение монооксида азота из реакционной системы в атмосферу можно легко избежать, не доводя степень окисления железа (II) процессе до 100 %.

Таким образом, конечный продукт восстановления – оксид азота, согласно вышеупомянутым реакциям, окисляется кислородом воздуха с образованием триоксида азота, а последний в водных растворах вновь образует азотистую кислоту или нитрит натрия реактива выполняющего роль катализатора в редокс – процессах с участием ионов железа.

Дебет закачных растворов блоков № 40-2-1 и 40-2-2, а так же концентрация в них кислоты показаны на рисунках – 3 и 4 Приложение Г.

В таблице - 1 Приложение Г представлены технологические показатели блоков № 40-1, 40-2-1 и 40-2-2.

Кривые зависимости концентрации урана и коэффициента извлечения от величины Ж:Т поблочно приведены на рисунках 5-7 Приложение Г.

Данные содержания металла в продуктивном растворе за весь период эксплуатации блоков продемонстрированы на рисунках 8-10 Приложение Г.

Анализируя представленные эмпирические данные можно предположить следующее:

- по блоку № 40-1 прослеживается стабилизация содержания целевого металла в ПР на этапе проведения ОПИ. Концентрация урана за данный промежуток времени в откачных растворах составляет 24-25 мг/дм³;

- блок № 40-2-1 с 29 сентября характеризуется ростом содержания урана с явно выраженным пиком, наблюдавшимся с 7 по 12 ноября, с 7 до 35 мг/дм³, в дальнейшем концентрация металла в продуктивном растворе несколько снижается и составляет 23-25 мг/дм³ в ноябре месяце текущего года;

- блок № 40-2-2 в период проведения опытно-промышленных испытаний так же отличается небольшим повышением концентрации урана, количественно значение этого элемента возросло с 20 (август месяц) до 30-32 мг/дм³ за октябрь-ноябрь месяцы.

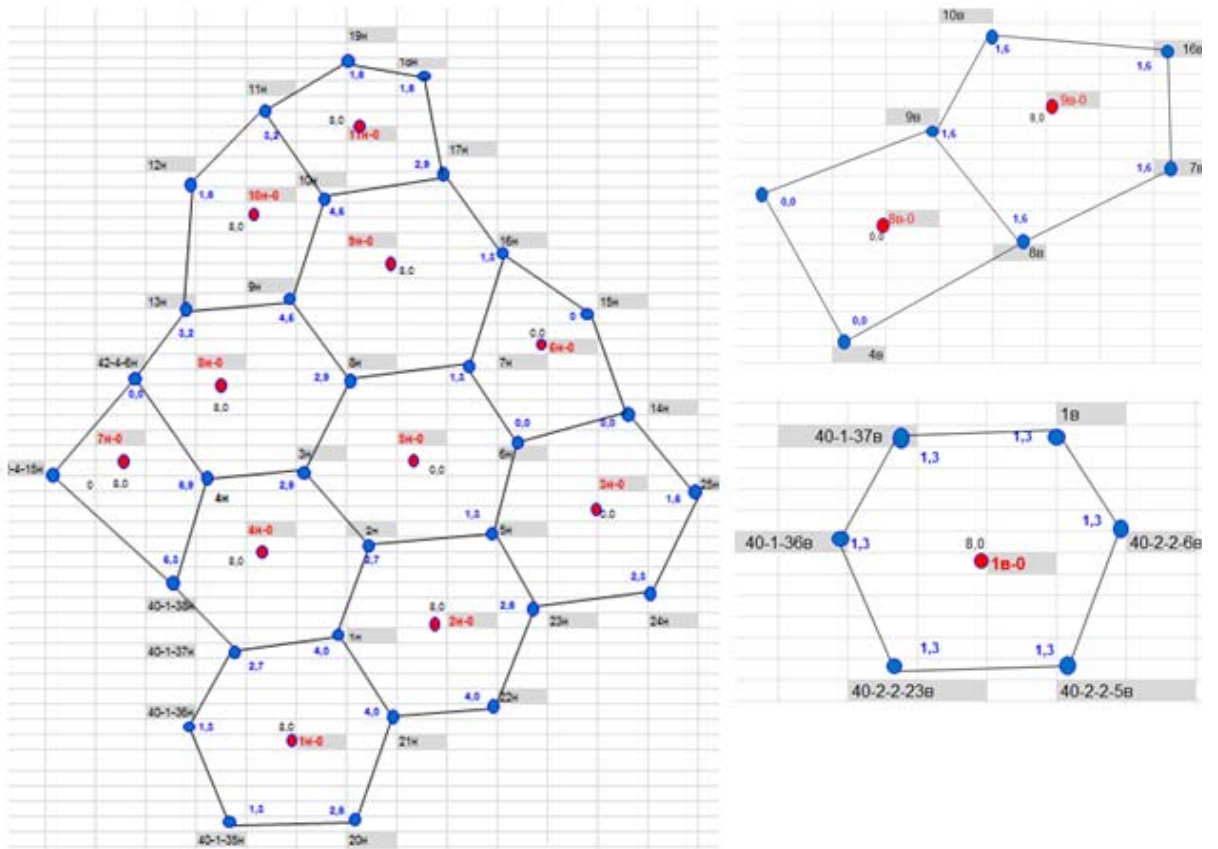


Рисунок 12 – Рабочий регламент технологического блока 40-2-1н/в

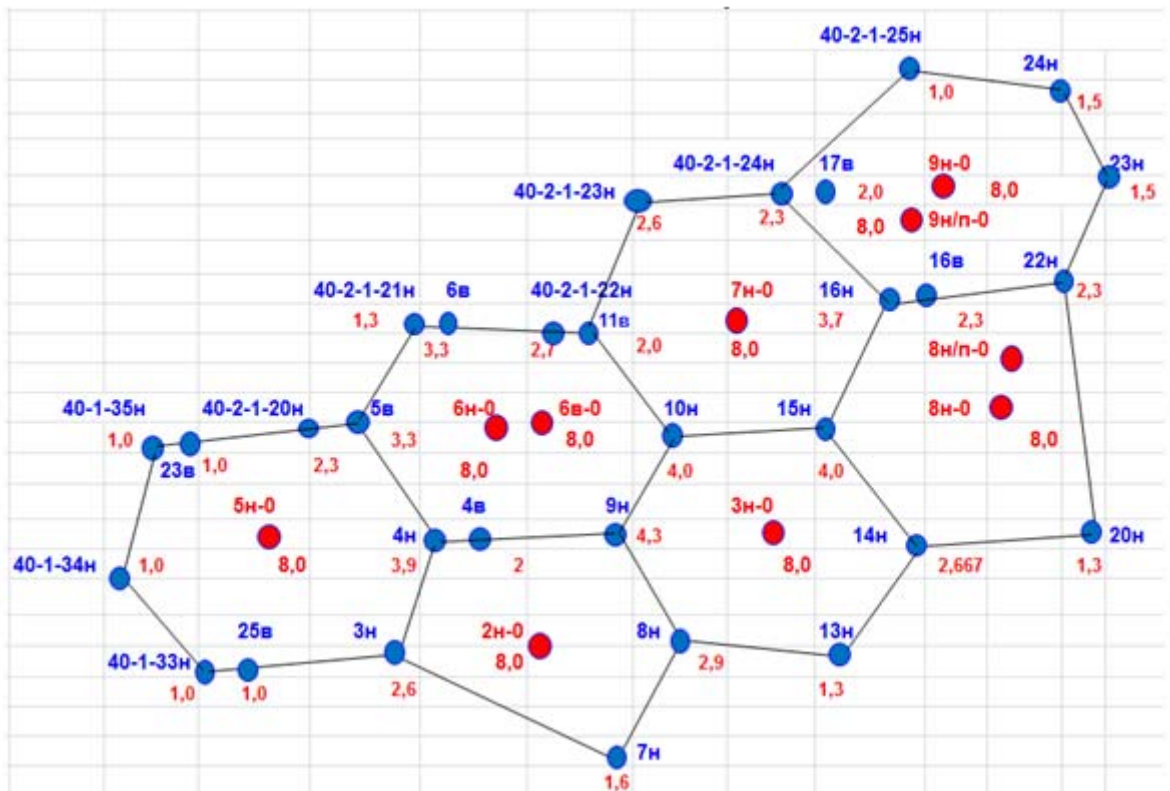


Рисунок 13 – Рабочий регламент технологического блока 40-2-2н/в

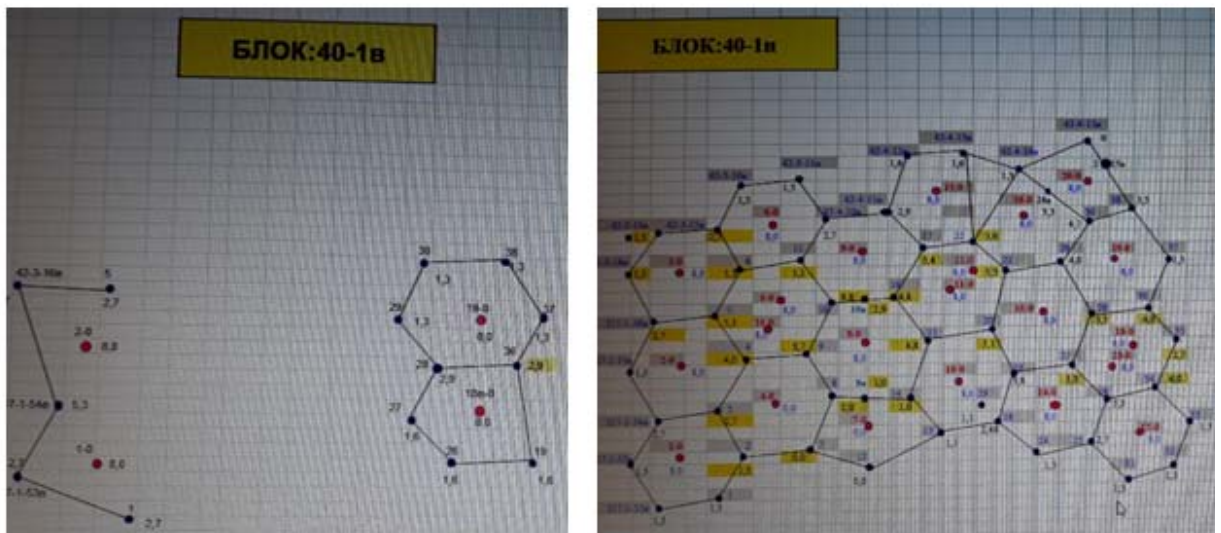


Рисунок 14 – Рабочий регламент технологического блока 40-1

Результаты содержания целевого металла, железа и значения окислительно-восстановительного потенциала в откачных скважинах опытного блока № 40-2-1 и блока сравнения № 40-2-2 показаны в таблицах 2-3 Приложение Г. В таблице - 4 Приложение Г приведены данные по урану смежного блока № 40-1.

Распределение урана, по скважинам, в анализируемых технологических блоках графически приведено на рисунках 11-17 Приложение Г.

Разница по металлу (Δ) до и в период проведения ОПИ показана на рисунках 18-20 Приложение Г. Оценивая результаты работы геотехнологического блока № 40-2-1 в период проведения опытно-промышленных испытаний можно отметить следующее: содержание урана в ПР за отчетный промежуток времени (с 20 октября по 15 ноября) в среднем возросло в 1,5 раза, с 15-20 до 27-30 мг/дм³.

Анализ изменения концентрации целевого металла по скважинно характеризуется экспериментальными данными:

- скважина № 40-2-1-1н-о на начальном этапе организации ОПИ имела содержание 20-23 мг/дм³. С начала ноября прослеживался стабильный рост урана до 36-37 мг/дм³ с максимумом 45,0 мг/дм³ – полученным 7 октября. На период до 15 ноября концентрация урана в ПР данной скважины соответствовала 34-36 мг/дм³, рН - 2,1 2,2, ОВП снизился с 430 до 410 мВ. Таким образом, прирост металла составил 1,5 кратное значение;

- скважина № 40-2-1-2н-о не отличалась сколь-нибудь значительным изменением технологических параметров, количественное значение урана до активной фазы испытаний находилось на уровне 23-26 мг/дм³, в процессе проведения ОПИ содержание урана соответствовало 21-22 мг/дм³. Величина активности ионов водорода на заключительном этапе равнялась 1,9-2,0, потенциал 415-420 мВ;

– скважина № 40-2-1-4н-о является технологически не рабочей, концентрация урана до проведения и в период натуральных экспериментов не превышала 2-3 мг/дм³;

– скважина № 40-2-1-7н-о характеризовалась увеличением содержания металла в продуктивном растворе более чем в 2 раза, с 12 до 28-30 мг/дм³, при этом концентрационная кривая урана не имела ярко выраженного пика и носила стабильный пологий вид, значение рН соответствовало области 1,6-1,8, ОВП – 400 - 390 мВ;

– скважина № 40-2-1-8н-о прослеживалась выраженная зависимость снижения целевого элемента в ПР до испытаний 20-21 мг/дм³ и после 14 мг/дм³, водородный показатель отвечал значению 1,8-2,0, потенциал – 400-410 мВ;

– скважина № 40-2-1-9н-о имела небольшой рост урана в растворе на завершающем этапе ОПИ с 16 до 18-20 мг/дм³, рН варьировался в диапазоне – 2,3-2,5, ОВП – соответствовал 400 мВ;

– скважина № 40-2-1-10н-о характеризовалась в начальный временной промежуток ростом металла в ПР, с четко выраженным пиком, пришедшим на 7 октября, концентрация в котором достигла 50 мг/дм³, в дальнейшем наблюдалось постепенное снижение металла, к концу испытаний среднее значение составило 18-19 мг/дм³. Величина активности ионов водорода в растворах соответствовало 2,0-2,1, потенциал не превышал 410-420 мВ;

– скважина № 40-2-1-11н-о по распределению металла на этапе ОПИ аналогична скважине 10н, существенное увеличение металла с 8 до 50-55 мг/дм³ с максимумом в 60 мг/дм³ наблюдалось в первой половине ноября, в последующем концентрация снижалась и стабилизировалась в диапазоне 26-28 мг/дм³ к концу натуральных экспериментов, рН ПР соответствовал 2,0-2,1, ОВП – 395-405 мВ;

– скважина № 40-2-1-1в-о является самой продуктивной скважиной блока, концентрация металла в начальный промежуток находилась на уровне 50-55 мг/дм³ и возросла до 80-85 мг/дм³ в период активных испытаний (пик 86 мг/дм³ получен 18 октября), на завершающем этапе содержание урана составило 65-69 мг/дм³, значение рН рабочей среды варьировалось на уровне 1,7-1,9, потенциал варьировался в диапазоне 405-425 мВ;

– скважина № 40-2-1-9в-о не отличалось изменением количественной величины металла, содержание урана за весь исследуемый промежуток времени соответствовало диапазону 18-20 мг/дм³. Десятичный логарифм активности ионов водорода и ОВП так же отвечали стабильностью текущих показателей и составляли 2,1 и 405 мВ.

При этом кислотность выщелачивающих растворов на начальном этапе находилась на уровне 8-10 г/дм³, и в течении времени ОПИ снижалась до 4,5-5,5 г/дм³.

Таким образом, положительный прирост урана в продуктивном растворе опытного блока наблюдался в половине работающих скважин, одна

скважина носила явно выраженный отрицательный рост, остальные характеризовались относительно постоянным значением урана в откачных растворах. Опытная эксплуатация блока осуществлялась в условиях сокращения потребления кислоты в 2 раза.

Необходимо отметить, что в работе была задействована откачная скважина (№ 40-2-1-4н-о) содержание металла в которой не превышало 2-3 мг/дм³, при этом дебет по растворам составлял более 250 м³/сутки, т.е. данная скважина являлась одной из самых производительных (по откачке) на опытном блоке.

Важным моментом, в условиях экспериментальной работы блока оказавшим значительное влияние на конечные показатели, стало увеличение его производительности, более чем на 30 %, с 60 (стандартный режим) до 80-90 (период ОПИ) м³/час.

Рассматривая показатели эксплуатации смежного блока № 40-2-2 по скважинно можно констатировать:

– *не смежные (с блоком № 40-2-1) скважины:*

№ 40-2-2-2н-о, № 40-2-2-3н-о, характеризовались концентрацией металла, в период проведения ОПИ, 13-19 мг/дм³, аналогичная величина наблюдалась до организации пилотных исследований, значением рН – 2,1-2,2, потенциалом в диапазоне 420-435 мВ;

№ 40-2-2-8н-о, № 40-2-2-8нп-о соответствовали значению урана в ПР в области 38-41 мг/дм³, при этом содержание металла до проведения ОПИ находилось на данном уровне. Величина рН скважины № 40-2-2-8н-о достигала 2,3-2,4, ОВП – 400-410, рН № 40-2-2-8нп-о соответствовал 1,6-1,65 потенциал возрастал до 440 мВ;

– *смежные (с блоком № 40-2-1) скважины:*

№ 40-2-2-6н-о, № 40-2-2-9н-о, № 40-2-2-6в-о отличались ростом в анализируемый промежуток времени, содержания урана с 22-29 до 30-45 мг/дм³, концентрация активности ионов водорода составляла 2,1-2,3, ОВП соответствовал 400-415 мВ;

№ 40-2-2-7н-о, № 40-2-2-9нп-о, № 40-2-2-6нп-о характеризовались относительной стабильностью значения урана до в исследуемый интервал испытаний, 19-22 мг/дм³ – скважина 7н, 44-49 мг/дм³ – скважина 9нп, 23-26 мг/дм³ – скважина 6нп.

Среднее содержание урана по блоку до организации опытно-промышленных испытаний соответствовало 29-30 мг/дм³, в период их проведения составило 30-33 мг/дм³. Кислотность выщелачивающих растворов данного блока, в первой половине отчетного периода, достигала 8-10 г/дм³, в дальнейшем наблюдалось снижение до 5,5-6,0 г/дм³, т.е. мониторинг работы обоих блоков по этому показателю характеризовался сравнительной аналогичностью и постоянством концентрационных значений закачных растворов.

Анализируя рабочие показатели блока № 40-1 можно отметить, что в граничных с опытным участком № 40-2-1, скважинах № 40-1-18в-о, № 40-1-

19в-о, № 40-1-17н-о, № 40-1-18н-о, № 40-1-19н-о, № 40-1-20н-о, № 40-1-23н-о в подавляющем большинстве прослеживается рост концентрации урана в период активной фазы ОПИ. Так содержание металла возросло в скважинах №:

- 18в – с 28 до 32 мг/дм³;
- 19в – с 24 до 29 мг/дм³;
- 18н – с 25 до 33 мг/дм³;
- 19н – с 35 до 42 мг/дм³;
- 20н – с 22 до 26 мг/дм³;

Из графических диаграмм, приведенных на рисунках 18-23 Приложение Г видно, что разница по металлу в скважинах с положительным ростом, варьируется от 48,0 % (минимальное значение) до 611,0 % (максимальная величина), в скважинах со снижением содержания урана до и в период ОПИ изменения составляют 15,5 – 33,0 %, опытный блок № 40-2-1.

Скважины блока № 40-2-2 где прослеживалось увеличение извлечения урана характеризуются разницей в 9,0 – 36,5 %, с уменьшением общего содержания диапазоном 4,6-31,0 %

По заверению специалистов ТОО Степного РУ увеличение концентрации целевого металла в продуктивном растворе пилотного блока связано с организацией на нем с 24 августа по 20 сентября схемы подачи кислоты в откачные скважины. Наличие кислоты в откачных растворах и контакт с рудным телом позволили повысить пиковую концентрацию урана в промежуток с 7 по 18 октября.

Тем не менее, хотелось бы заметить, что согласно выводам множества работ, на основной стадии процесса ПСВ (стадия активного выщелачивания) наиболее эффективным индивидуальным окислителем урана является трехвалентное железо, выполняющего роль регулятора величины окислительно-восстановительного потенциала и принимающего участие в непосредственном окислении урана (IV). В технологии урана эмпирически установлена необходимость поддержания при выщелачивании рудного сырья определенного редокс-потенциала. Как было отмечено ранее ОВП соответствующий началу протекания процесса, отвечает соотношению Fe^{3+}/Fe^{2+} , равному приблизительно 1:4. С ростом редокс-потенциала процесс окисления при увеличении доли ионов железа резко и существенно ускоряется. Т.е. интенсификация процесса ПСВ сводится к поддержанию в закачных растворах необходимого соотношения величины трех и двух валентного железа.

Действительно, как показывают исследования, введение нитрита натрия в выщелачивающие растворы способствует быстрому окислению железа (II) по следующей схеме: $HNO_2 + Fe(II) \rightarrow NO + Fe(III)$. Кроме того, важным фактором является возможность регенерации окислителя непосредственно в продуктивном горизонте за счет окисления оксида азота (II), образующегося в результате реакции, кислородом, наработанным установкой и растворенным в выщелачивающем растворе.

Из этого следует, что работа пилотного оборудования направленного на повышение редокс-потенциала и концентрации ионов трехвалентного железа так же положительным образом отразилась на процессе выщелачивания урана.

Таким образом, представленные выше результаты опытно-промышленных испытаний технологии кавитационно-струйной, в сочетании с химическими реагентами, обработки закачных растворов подтверждают принципиальную возможность интенсификации процесса подземного скважинного выщелачивания урана. Увеличение ОВП на 8-10 %, численного соотношения ионов Fe^{3+}/Fe^{2+} более, чем в 2 раза, за счет ведения в выщелачивающий раствор нитрит-ионов, в концентрации 50-70 мг/дм³ и обработки озоновоздушной смесью способствует повышению извлечения металла и его росту в продуктивном растворе.

Тем не менее, открытым остается вопрос об отсутствии положительной динамики на ряде откачных скважин опытного блока, что может быть обусловлено техническими или технологическими условиями эксплуатации. Кроме того, срок проведения промышленных испытаний, 40 календарных дней, а так же вынужденные периодические остановки, для процессов с достаточно длительным циклом протекания технологических операций является явно недостаточным.

3. Техничко-экономический расчет эффективности применения технологии активации ВР

Расчет экономической эффективности использования нитрита натрия в качестве дополнительного окислителя при подземном выщелачивании урана на месторождении «Восточный Мынкудук» основан на следующих исходных данных, предоставленных заказчиком:

1. Плановые производственные показатели на 2019 г.
2. Усредненные геотехнологические показатели по участкам.
3. Результаты опытов по применению нитрита натрия.

На основе предоставленных данных были рассчитаны удельные эксплуатационные затраты и средние показатели по участкам. При расчетах использовались следующие допущения:

Таблица 3 – Основные исходные показатели для модельных расчетов

Наименование	Ед.изм.	Среднее по участкам
Средний дебит откачной скважины	м ³ /ч	8,2
Плотность растворов	кг/м ³	1,02 - 1,03
Усредненная мощность рудного горизонта	м	9
Плотность руды в месте залегания	кг/м ³	1700
Пиковая концентрация полезного компонента в начале процесса выщелачивания (без нитрита/ с нитритом)	кг/м ³	0,2/0,3
Содержание полезного компонента в руде	%	0.085
Годовая производительность рудника по полезному компоненту	т	1000
Цена урана за кг	\$	60,9
Годовой интерес (ставка дисконтирования)	%	10%
Концентрация нитрита натрия в ВР	г/л	0,07
Цена нитрита натрия	тг/кг	350
Снижение расхода кислоты при использовании нитрита натрия	%	50
Курс доллара США, принятый для расчетов	тг/\$	385
Эксплуатационные затраты для откачной скважины, выщелачивающие перекачку растворов, их переработку и обслуживание закачных скважин, выраженные исходя из годовой производительности скважины по раствору (без нитрита/ с нитритом)	\$/м ³	2,00/ 2,25
Непрямые эксплуатационные затраты скважины	\$/год	22600
Стоимость сооружения одной скважины	\$	20000
Стоимость установки дозирования нитрита натрия (на 1 откачную скважину)	\$	12900
Доступность скважины по времени в год	%	95%

На основе исходных показателей были проведены модельные расчеты экономической эффективности ПВ, основанные на моделировании изменения во времени концентрации урана в растворе в процессе выщелачивания блока и определении оптимального срока выщелачивания по максимизации чистой современной стоимости накопленного дохода.

Расчеты по моделированию представлены в приложениях Б и В. Результаты расчетов приведены в таблице - 4.

Таблица 4– Результаты модельного расчета экономической эффективности

Показатель	Ед. изм.	Без окислителя	С окислителем
Годовой дебит скважины по раствору (ПР)	м ³	66240	66240
Годовые эксплуатационные затраты	\$	155080	171640
Оптимальный срок эксплуатации скважины	лет	3.71	2.93
Средняя концентрация урана в продуктивном растворе за весь период эксплуатации	мг/дм ³	100	140
Средняя годовая продуктивность скважины по урану	кг	7090	9540
Извлечение урана за оптимальный срок эксплуатации	%	80.9	85.9
Чистая современная стоимость дохода одной скважины за оптимальный срок эксплуатации	тыс. \$	841	1020
Чистая современная стоимость дохода одной скважины за оптимальный срок эксплуатации в расчете на 1 кг добытого урана	\$	32.0	36.0

Таким образом, чистая выгода компании от использования окислителя составит примерно 4 \$ на каждый кг добытого урана. При мощности производства 1000 т в год, суммарный дополнительный доход составит около 4 млн. долларов США в год.

Также снижается оптимальный срок выщелачивания примерно на 8 месяцев, что позволит уменьшить ежегодные инвестиции в ГПР.

Заключение

Основной целью внедрения малореагентного варианта сернокислотного способа ПСВ является снижение расхода реагентов. Именно введение дополнительного окислителя позволяет снизить расход серной кислоты на ПСВ. При этом особенности урановой минерализации (преобладание настурана или коффинита) должны обязательно учитываться при выборе вида окислителя и интервала рН для его применения. На месторождении Восточный Мынкудук в общем балансе коффинит составляет 50 % и настуран -50%. В зоне окисления месторождения настуран присутствует в виде U_3O_8 .

При ПСВ степень извлечения урана (4+) пренебрежимо мала, поэтому в отсутствие окислителей максимальная степень извлечения урана из U_3O_8 составляет $\approx 67\%$, а в присутствии окислителей – 100%. В присутствии окислителя скорость выщелачивания многократно возрастает даже для высокоокисленного настурана. Таким образом, при наличии эффективного окислителя высокоокисленный настуран выщелачивается даже в слабокислой (рН ≈ 5) среде, тогда как в отсутствие окислителя – только в среде с рН ≈ 2 .

Для эффективного выщелачивания коффинита требуется значительно более высокая кислотность (рН=1,5÷3), но при этом значительно более низкое значение ОВП, чем для эффективного выщелачивания настурана.

В качестве окислителя на месторождении Восточный Мынкудук используется железо (3+) которое интенсивно расходуется на окисление четырехвалентного урана до шестивалентного состояния, восстанавливаясь при этом до Fe^{2+} . В связи с чем возникает необходимость в непрерывной регенерации Fe^{3+} путем окисления Fe^{2+} реагентами окислителями.

При ПСВ урана из пласта выщелачивается как железо (2+) (преимущественно из сидерита, анкерита, хлоритов), так и железо (3+) (преимущественно из лимонита). Кроме того, железо (3+) частично восстанавливается содержащейся в пласте органикой, вследствие чего при ПСВ урана в продуктивных растворах (ПР) соотношение Fe^{3+}/Fe^{2+} стабилизируется на уровне 0,05÷0,20. При данном соотношении Fe^{3+}/Fe^{2+} коффинит выщелачивается достаточно быстро, а настуран – весьма медленно.

На месторождении Восточный Мынкудук содержание U в четырехвалентной форме составляет более 10 %, а как было отмечено выше для извлечения соединений четырехвалентного урана требуется предварительное его окисление до шестивалентного состояния и только после этого проводить его выщелачивание. Содержание катионов трехвалентного железа на месторождении минимально, в то время как катионы Fe^{2+} находятся в достаточно большом количестве. В связи с этим для окисления находящегося в ВР Fe^{2+} до Fe^{3+} необходимо применение специальных реагентов окислителей.

Для повышения окислительно-восстановительного потенциала выщелачивающих растворов, увеличения эффективности извлечения урана и снижения расход кислоты на выщелачивание была разработана технология малореагентного выщелачивания урана с использованием ВР, активированных нитритом натрия в сочетании с озоном. По разработанной технологии была спроектирована и изготовлена опытная мобильная установка активации выщелачивающих растворов нитритом натрия в сочетании с озоном.

▪ Опытно-промышленная апробация пилотной установки активации ВР нитритом натрия в сочетании с озоном организована на участке “Восточный” месторождения “Мынкудук” в условиях эксплуатации блока № 40-2-1, в период с 23 сентября по 4 ноября текущего года. Параллельно осуществлялся мониторинг работы геотехнологического участка № 40-2-2, расположенного рядом и характеризующегося аналогичными исходными условиями.

Общая длительность проведения опытно-промышленных испытаний и соответственно эксплуатация пилотной установки составила 37 календарных дня или 892 часа. Суммарный объем выщелачивающих растворов, с измененными редокс-свойствами закаченными в блок № 40-2-1 в период с 22 сентября по 3 ноября составил более 84,2 тыс. м³. Исходя из общего расхода химического реагента, средняя концентрация NaNO₂ в активированной жидкости равнялась 700-750 мг/дм³, в усредненном выщелачивающем растворе составила 60-65 мг/дм³.

В ходе проведения натурных экспериментов прослеживался рост окислительно-восстановительного потенциала, на всем промежутке активации растворов, в целом на 8-10 %, до 450-460 мВ. Следует отметить, что выщелачивающие растворы анализируемых блоков характеризуются изначально достаточно высоким значением данного показателя, средняя величина Eh закачных растворов находится на уровне 400-430 мВ, что свидетельствует о большей окислительной способности геотехнологической системы.

Анализируя данные химического состава закачных растворов на блоке, где проводились испытания, можно так же увидеть значительное увеличение концентрации ионов трехвалентного железа. Значение соотношения Fe³⁺/Fe²⁺ в активированных ВР возросло более чем в 2,1 раза по сравнению с этой величиной в стандартных закачных жидкостях и достигло 0,6 вместо 0,28.

Оценивая результаты работы геотехнологического блока № 40-2-1 в период проведения опытно-промышленных испытаний можно отметить следующее:

- положительный прирост урана в продуктивном растворе опытного блока наблюдался в половине работающих скважин;
- одна скважина носила явно выраженный отрицательный рост,
- остальные характеризовались относительно постоянным значением урана в откачных растворах.

Опытная эксплуатация блока осуществлялась в условиях сокращения потребления кислоты в 2 раза.

Среднее содержание урана по блоку № 40-2-2 до организации опытно-промышленных испытаний соответствовало 29-30 мг/дм³, в период их проведения составило 30-33 мг/дм³.

На основе исходных показателей были проведены модельные расчеты экономической эффективности ПВ, основанные на моделировании изменения во времени концентрации урана в растворе в процессе выщелачивания блока и определении оптимального срока выщелачивания по максимизации чистой современной стоимости накопленного дохода.

Согласно представленным расчетам, чистая выгода компании от использования окислителя составит примерно 4 \$ на каждый кг. добытого урана. При мощности производства 1000 т в год, суммарный дополнительный доход составит около 4 млн. долларов США в год.

Также снижается оптимальный срок выщелачивания примерно на 8 месяцев, что позволит уменьшить ежегодные инвестиции в ГПР.

Таким образом, представленные выше результаты опытно-промышленных испытаний малореагентной технологии кавитационно-струйной, в сочетании с химическими реагентами, обработки закачных растворов подтверждают принципиальную возможность интенсификации процесса подземного скважинного выщелачивания урана как на месторождении Восточный Мынкудук, так и на других уранодобывающих предприятиях южного Казахстана.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Отчёт ЛПВ ИВТ о научно-исследовательской работе по теме: «Разработка углекислотного и малореагентного метода ПСВ урана», Алматы, 2005 г. (договор с НАК «Казатомпром» № 205 от 24.05.2005 года)
2. «Основные черты геохимии урана», М., 1963 г.
3. Евсеева Л.С. «Геохимия урана в зоне гипергенеза», М., 1974 г.
4. Мамилев В.А. «Добыча урана методом подземного выщелачивания», М., 1980 г.
5. Черепнин В.К. «Геохимия и типы месторождений урана» Томск, 1966 г.
6. Манская С.М. «Геохимия органического вещества», М., 1964 г.
7. Евсеева Л.С. «Окислительно-восстановительные свойства осадочных пород», М., 1965 г.
8. Отчет ВНИИХТ (предприятие п/я А-1997) по теме № 270-А-2 «Изучение месторождений Уванас, Канжуган, Мынкудук и Карамурун с целью получения исходных данных для проектирования участков подземного выщелачивания и оказания технической помощи предприятию п/я Г- 4312», Москва, 1978 г.
9. Экспериментальные исследования процессов минералообразования», М., 1970 г.
10. Салтыков А.С. «Влияние вещественного состава руд гидрогенных месторождений на процесс ПВ урана» (ФГУП ВНИИХТ, Москва, РФ)// Из материалов III-й Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности», Алматы, 07-09.07.2004 г., сс.83-94.
11. Шилов В.П. и др., «Окисление урана (IV) кислородом в слабокислых и близких к нейтральным растворах» // ж. «Радиохимия», т.49, 2007 г., №5/07, сс.412-416.
12. Лурье Ю.Ю., «Справочник по аналитической химии», М., 1989 г.
13. Орлов Д.С., «Гумусовые кислоты почв и общая теория гумификации» М., 1990 г.
14. Бейсембаев Б.Б., «Теория и практика кучного выщелачивания меди», Алматы, 1998 г.
15. Филиппов А. П., Нестеров Ю. В., «Лигносульфонат аммония – добавка, интенсифицирующая серноокислотное выщелачивание урана из руд» // ж. «Химическая технология», 2001, №8. сс. 21-25.
16. Шаталов В. В., Филиппов А. П. и др., «Полевые испытания серноокислотного подземного выщелачивания урана с использованием лигносульфоната аммония»// ж. «Химическая технология», 2001 г., №11, сс. 27–30.
17. Филиппов А.П. и др., «Лигносульфонаты – интенсификаторы серноокислотного выщелачивания урана из руд» (ОАО «Атомредметзолото», Москва, РФ)// Из материалов III-й Международной научно-практической

конференции «Актуальные вопросы урановой промышленности», Алматы, 07-09.07.2004 г., сс.77-83.

18. Батыршаева Г.С., Полиновский К.Д. и др., «К вопросу о механизме интенсифицирующего воздействия лигносульфоната и фульвенновых кислот на процесс подземного скважинного и кучного выщелачивания урана» // Сборник докладов IV-й Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности», Алматы, 19-21 сентября 2006 г., сс.193-197.

19. СТ КазНИТУ 09-2017 Требования к оформлению ДП и МД.

20. СТ КазНИТУ 10-2016 Общие требования к оформлению и содержанию текстового и графического материала учебно-методической документации.

Приложение А – Акт полупромышленных испытаний

Утверждаю:

Зам. генерального директора

ИПР ТОО «ИВТ»



Копбаева М.П.

2019г.

Согласовано:

Главный инженер зам. директора

Филиала «Степное-РУ» ТОО

«Казатомпром-SaUran»



Татаринцев В.Ю

2019 года

АКТ

полупромышленных испытаний технологии и установки активации выщелачивающих растворов химическими реагентами специального назначения

В соответствии с техническим заданием и календарным планом работ по договору № 79/НАК-19 от 12.02. 2019 года на геотехнологическом блоке № 40-2-1 рудника “Восточный Мынкудук” были проведены полупромышленные испытания технологии и установки активации выщелачивающих растворов (ВР) химическими реагентами специального назначения – нитритом натрия в сочетании с озоновоздушной смесью.

Для проведения испытаний ТОО «ИВТ» была разработана и изготовлена опытная установка кавитационно струйной активации закачных растворов химическими реагентами специального назначения, пригодная для эксплуатации на блоке производительностью 80-120 м³/час.

Пилотная установка 5 сентября текущего года была доставлена на рудник, смонтирована и подключена к трубопроводу выщелачивающих растворов на геотехнологическом блоке № 40-2-1.

Полупромышленные испытания технологии и установки были организованы в период с 23 сентября по 4 ноября 2019 года.

Испытания технологии и установки активации проводились следующим образом:

- из трубопровода выщелачивающие растворы по смонтированной магистрали подавались на установку активации, в гидроэжектор. Забор растворов производился перед узлом приготовления ВР. Количество поступающих на активацию растворов контролировалось по расходомеру и устанавливалось на уровне 6,0-7,5 м³/час;
- ВР в гидроэжекторе насыщались озоновоздушной смесью поступающей из озонатора и направлялись при помощи перистальтического насоса в смеситель;
- в смесителе насыщенные озоном растворы смешивались с нитритом натрия до концентрации 0,65-0,75 г/дм³ и далее уже активированные ВР возвращались обратно в трубопровод ВР. Дозировка нитрита натрия велась с учетом его заданного содержания в общих закачных растворах.

Содержание нитрита натрия в объединенных ВР в процессе испытаний поддерживалось на уровне 50,0 – 60,0 мг/дм³. Кислотность закачных растворов за время испытаний варьировалась в диапазоне 5,0-7,0 г/дм³.

Общая длительность проведения полупромышленных испытаний и соответственно эксплуатация пилотной установки составила 41 календарный день или 892 часов. За это время переработано более 5000 кг нитрита натрия, количество выщелачивающего раствора прошедшего (активированного) через установку превысило 4480 м³. Суммарный объем выщелачивающих растворов с измененными редокс-свойствами закаченными в блок № 40-2-1 в период с 23 сентября по 4 ноября составил более 84,2 тыс. м³.

1

Продолжение приложения А

В технологическом блоке 40-2-1 проводились реанимационные работы (дозакисления) с 01 августа по 09 сентября с подачей ВР с концентрацией серной кислоты 15 г/л. На 24 сентября было отобрано проба с общего коллектора ВР (Таблица 1).
Таблица 1 – Химический состав выщелачивающих растворов блока № 40-2-1 до начала проведения экспериментальных работ.

Дата	ВР				
	рН	Е _h , мВ	H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Fe ²⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ , г/дм ³
24.09.2019	1,02	460	10,28	0,59	0,57

В ходе проведения натурных экспериментов прослеживался рост окислительно-восстановительного потенциала, на всем промежутке активации растворов, в целом на 8-10 %, с 420-430 до 450-460 мВ.

Таблица 1 – Химический состав выщелачивающих растворов блока № 40-2-1 до и после активации

Дата	ВР до активации						ВР после активации					
	рН	Е _h , мВ	H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Fe ²⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ , г/дм ³	Fe ²⁺ /Fe ³⁺	рН	Е _h , мВ	H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Fe ²⁺ , г/дм ³	Fe ³⁺ , г/дм ³	Fe ²⁺ /Fe ³⁺
Сред. значение	1,55	420,8	6,19	0,84	0,23	0,28	1,32	446,2	5,86	0,71	0,41	0,6

Результаты химического состава закачных растворов характеризуются увеличением концентрации ионов трехвалентного железа с 0,2-0,3 до 0,5-0,7 г/дм³. Значение соотношения Fe³⁺/Fe²⁺ в активированных ВР возросло более, чем в 2,1 раза по сравнению с этой величиной в стандартных закачных жидкостях и составило 0,6 вместо 0,28.

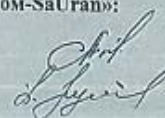
Условия работы пилотной установки продемонстрировали стабильность ее эксплуатации, а автоматизация технологических процессов позволила достаточно легко контролировать и регулировать выбранные режимы, даже на удаленном расстоянии от объекта.

Таким образом, полученные результаты полупромышленных испытаний технологии кавитационно-струйной, в сочетании с химическими реагентами, обработки закачных растворов подтверждают принципиальную возможность интенсификации процесса подземного скважинного выщелачивания урана.

От филиала «Степное-РУ» ТОО «Казатомпром-SaUran»:

Начальник рудника "Мынкудук"

Начальник ГТП рудника "Мынкудук"



Тастайбеков Т.О.

Мурахан Б.М.

От ТОО «ИВТ»:

Начальник ЛНМОиН

СНС ЛНМОиН

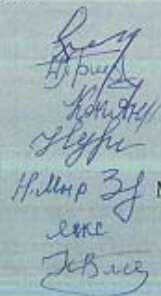
СНС ЛНМОиН

НС ЛНМОиН

Ведущий инженер исследователь ЛНМОиН

Инженер исследователь ЛНМОиН

МНС ЛНМОиН



Лексин М.О.

Принзин Н.А.

Кононов А.В.

Нурманов К.К.

Мырзакулов Н.Д.

Лексин А.М.

Карпенко В.Ю.

Приложение Б - ТЭР без применения окислителя

Модельный расчет базовых экономических характеристик ПВ урана месторождения “Восточный Мынкудук” (без применения окислителя - нитрита натрия)

Исходные данные:

- Средний дебит откачной скважины (по исх. данным), $\text{м}^3/\text{с}$ $Q = 0.0023$;
- Приблизительные вязкость ($\text{Па}\cdot\text{с}$) и плотность ($\text{кг}/\text{м}^3$) растворов $\mu = 0.001$ $\rho = 1000$;
 - Усредненная мощность рудного горизонта, м $b = 9$;
 - Расстояние между откачными скважинами, м $S_5 = 50$;
 - Плотность руды в месте залегания, $\text{кг}/\text{м}^3$ $\rho_0 = 1700$;
 - Пиковая концентрация U в начале процесса выщелачивания, $\text{кг}/\text{м}^3$ $c_p = 0.2$;
 - Содержание U в руде, % (масс.) $G_r = 0.085$;
 - Цена U за кг , \$ $P_m = 60.9$;
 - Годовой финансовый интерес $i = 0.10$;
 - Эксплуатационные затраты для откачной скважины, включающие перекачку растворов, их переработку и обслуживание закачных скважин, выраженные исходя из годовой производительности скважины по раствору, $\$/\text{м}^3\cdot\text{год}$ $C_w = 2$;
 - Непрямые эксплуатационные затраты скважины, $\$/\text{год}$ $C_{fix} = 22600$;
 - Стоимость сооружения одной скважины, \$ $C_W = 20000$;
 - Доступность скважины по времени в год, % $W_a = 95 := g := 9.81$.
 - Доступность скважины по времени в год, % $W_a = 95 := g := 9.81$.

Продолжение приложения Б

Расчеты:

Для наглядности пересчитываем дебит в л/мин

$$Q1 := Q \cdot 1000 \cdot 60 \quad Q1 = 138$$

Рассчитываем общее содержание U в выщелачиваемом рудном горизонте (для одной ячейки), кг

$$W0 := S5^2 \cdot b \cdot \rho_o \cdot \frac{Gr}{100} \quad W0 = 3.25 \times 10^4$$

Исходя из модельного представления о том, что реакция выщелачивания по кинетике близка к реакциям первого порядка и продуктивность скважины падает со временем в логарифмической зависимости, рассчитываем константу скорости, год⁽⁻¹⁾

$$Km := \frac{cp \cdot Q \cdot 3600 \cdot 24 \cdot 365}{W0} \quad Km = 0.45$$

Рассчитываем годовую производительность скважины по раствору, м3

$$Qy := Q \cdot 3600 \cdot 24 \cdot 365 \cdot \frac{Wa}{100} \quad Qy = 6.89 \times 10^4$$

Рассчитываем годовые эксплуатационные затраты исходя из производительности, \$

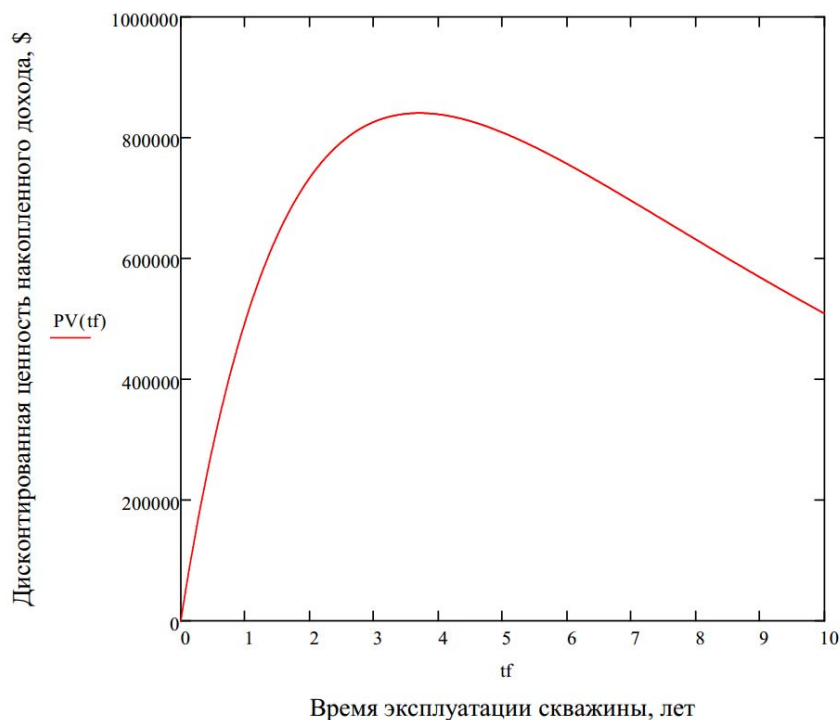
$$Cop := Cfix + Cw \cdot Qy \quad Cop = 1.6 \times 10^5$$

Задаем функциональную зависимость дисконтированной ценности ожидаемого дохода в зависимости от времени эксплуатации откачной скважины

$$PV(tf) := \frac{Pm \cdot Qy \cdot cp}{Km + \ln(1+i)} \cdot \left[1 - e^{-(Km + \ln(1+i)) \cdot tf} \right] - Cop \cdot \left[\frac{1 - (1+i)^{-tf}}{\ln(1+i)} \right]$$

Строим график зависимости дисконтированной ценности ожидаемого дохода в зависимости от времени эксплуатации откачной скважины

Продолжение приложения Б



Рассчитываем оптимальную продолжительность эксплуатации откачной скважины исходя из пикового значения дисконтированной стоимости накопленного дохода, используя уравнение производной. Результат (N) представлен в годах.

$$PV'(tf) := \frac{d}{dtf} \left[\frac{P_m \cdot Q_y \cdot c_p}{K_m + \ln(1+i)} \cdot \left[1 - e^{-(K_m + \ln(1+i)) \cdot tf} \right] - C_{op} \cdot \left[\frac{1 - (1+i)^{-tf}}{\ln(1+i)} \right] \right]$$

$$tf := 0$$

$$N := \text{root}(PV'(tf), tf) \quad N = 3.71$$

Рассчитываем значение дисконтированной стоимости накопленного дохода при оптимальной продолжительности эксплуатации скважины, \$

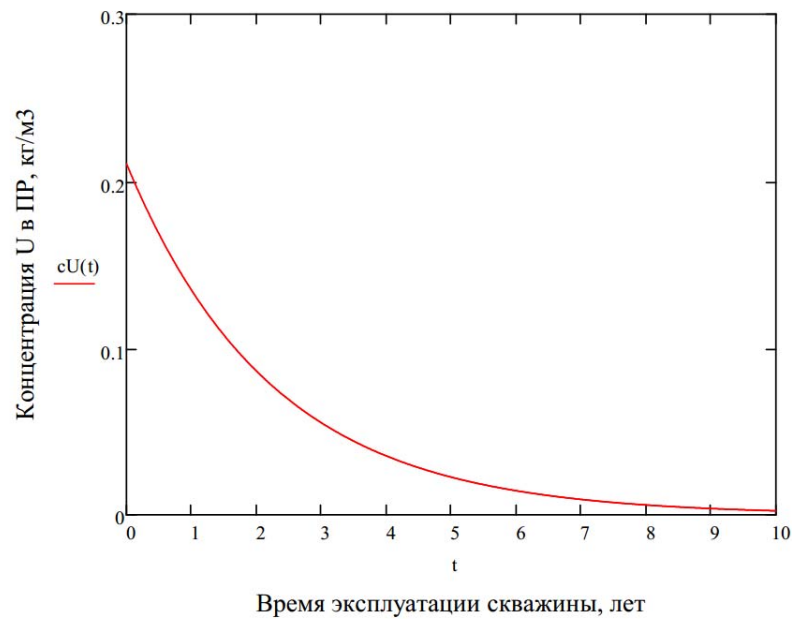
$$PV_{\max} := PV(N) \quad PV_{\max} = 8.41 \times 10^5$$

Задаем функциональную зависимость концентрации U в продуктивном растворе скважины в зависимости от времени, основываясь на модельном кинетическом представлении о первом порядке реакции выщелачивания

$$cU(t) := \left(W_0 \cdot \frac{K_m}{Q_y} \right) \cdot e^{-K_m \cdot t}$$

Строим график зависимости концентрации U в продуктивном растворе скважины от времени

Продолжение приложения Б



Рассчитываем среднюю концентрацию U в растворе за рассчитанный оптимальный период эксплуатации скважины, кг/м³

$$C_{av} := \frac{\left(\int_0^N cU(t) dt \right)}{N} \quad C_{av} = 0.1$$

Рассчитываем среднюю годовую продуктивность откачной скважины по U , кг

$$W_{py} := C_{av} \cdot Q_y \quad W_{py} = 7.09 \times 10^3$$

Рассчитываем коэффициент извлечения U , достигаемый за рассчитанное оптимальное время эксплуатации откачной скважины, %

$$K_{rec} := \frac{W_{py} \cdot N}{W_0} \cdot 100 \quad K_{rec} = 80.89$$

Рассчитываем чистую современную стоимость дохода одной скважины на 1 кг U , \$/кг U

$$\frac{(PV_{max} - C_w)}{W_{py} \cdot N} = 31.97$$

Приложение В - ТЭР с применением окислителя NaNO_2

Модельный расчет базовых экономических характеристик ПВ урана месторождения “Восточный Мынкудук” (с применением окислителя - нитрита натрия)

Исходные данные:

- Средний дебит откачной скважины (по исх. данным), $\text{м}^3/\text{с}$ $Q = 0.0023$;
- Приблизительные вязкость ($\text{Па}\cdot\text{с}$) и плотность ($\text{кг}/\text{м}^3$) растворов $\mu = 0.001$ $\rho = 1000$;
- Усредненная мощность рудного горизонта, м $b = 9$;
- Расстояние между откачными скважинами, м $S_5 = 50$;
- Плотность руды в месте залегания, $\text{кг}/\text{м}^3$ $\rho_0 = 1700$;
- Пиковая концентрация U в начале процесса выщелачивания, $\text{кг}/\text{м}^3$ $c_p = 0.3$;
- Содержание U в руде, % (масс.) $G_r = 0.085$;
- Цена U за кг , \$ $P_m = 60.9$;
- Годовой финансовый интерес $i = 0.10$;
- Эксплуатационные затраты для откачной скважины, включающие перекачку растворов, их переработку и обслуживание закачных скважин, выраженные исходя из годовой производительности скважины по раствору, $\$/\text{м}^3\cdot\text{год}$ $C_w = 2,25$;
- Накладные эксплуатационные затраты скважины, $\$/\text{год}$ $C_{\text{fix}} = 22600$;
- Стоимость сооружения одной скважины, \$ $C_W = 20000$;
- Стоимость оборудования для дозирования нитрита натрия для одной скважины, \$ $C_{\text{dos}} = 12900$;
- Доступность скважины по времени в год, % $W_a = 95 := g := 9.81$.

Продолжение приложения В

Расчеты:

Для наглядности пересчитываем дебит в л/мин

$$Q1 := Q \cdot 1000 \cdot 60 \quad Q1 = 138$$

Рассчитываем общее содержание U в выщелачиваемом рудном горизонте (для одной ячейки), кг

$$W0 := S5^2 \cdot b \cdot \rho_0 \cdot \frac{Gr}{100} \quad W0 = 3.25 \times 10^4$$

Исходя из модельного представления о том, что реакция выщелачивания по кинетике близка к реакциям первого порядка и продуктивность скважины падает со временем в логарифмической зависимости, рассчитываем константу скорости, год⁽⁻¹⁾

$$Km := \frac{cp \cdot Q \cdot 3600 \cdot 24 \cdot 365}{W0} \quad Km = 0.67$$

Рассчитываем годовую производительность скважины по раствору, м³

$$Qy := Q \cdot 3600 \cdot 24 \cdot 365 \cdot \frac{Wa}{100} \quad Qy = 6.89 \times 10^4$$

Рассчитываем годовые эксплуатационные затраты исходя из производительности, \$

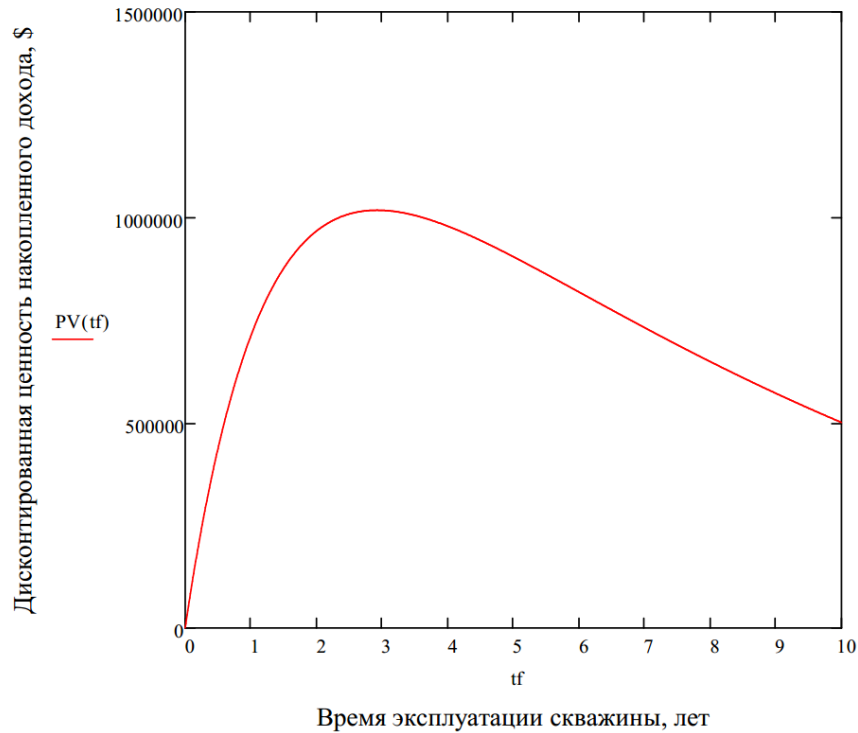
$$Cop := Cfix + Cw \cdot Qy \quad Cop = 1.78 \times 10^5$$

Задаем функциональную зависимость дисконтированной ценности ожидаемого дохода в зависимости от времени эксплуатации откачной скважины

$$PV(tf) := \frac{Pm \cdot Qy \cdot cp}{Km + \ln(1+i)} \cdot \left[1 - e^{-(Km + \ln(1+i)) \cdot tf} \right] - Cop \cdot \left[\frac{1 - (1+i)^{-tf}}{\ln(1+i)} \right]$$

Строим график зависимости дисконтированной ценности ожидаемого дохода в зависимости от времени эксплуатации откачной скважины

Продолжение приложения В



Рассчитываем оптимальную продолжительность эксплуатации откачной скважины исходя из пикового значения дисконтированной ценности накопленного дохода, используя уравнение производной. Результат (N) представлен в годах.

$$PV'(tf) := \frac{d}{dtf} \left[\frac{Pm \cdot Qy \cdot cp}{Km + \ln(1+i)} \cdot \left[1 - e^{-(Km + \ln(1+i)) \cdot tf} \right] - Cop \cdot \left[\frac{1 - (1+i)^{-tf}}{\ln(1+i)} \right] \right]$$

$$tf := 0$$

$$N := \text{root}(PV'(tf), tf) \quad N = 2.93$$

Продолжение приложения В

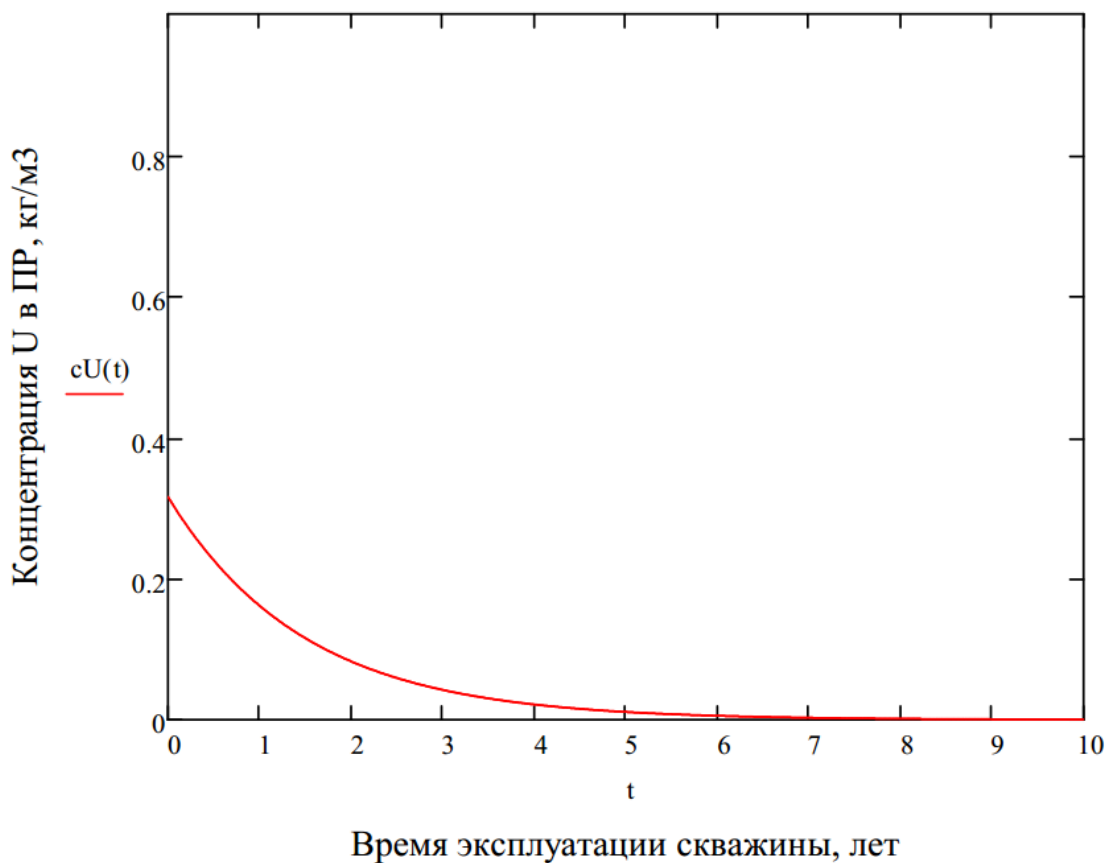
Рассчитываем значение дисконтированной ценности накопленного дохода при оптимальной продолжительности эксплуатации скважины, \$

$$PV_{\max} := PV(N) \quad PV_{\max} = 1.02 \times 10^6$$

Задаем функциональную зависимость концентрации U в продуктивном растворе скважины в зависимости от времени, основываясь на модельном кинетическом представлении о первом порядке реакции выщелачивания

$$cU(t) := \left(W_0 \cdot \frac{K_m}{Q_y} \right) \cdot e^{-K_m \cdot t}$$

Строим график зависимости концентрации U в продуктивном растворе скважины от времени



Продолжение приложения В

Рассчитываем среднюю концентрацию U в растворе за рассчитанный оптимальный период эксплуатации скважины, кг/м³

$$C_{av} := \frac{\left(\int_0^N cU(t) dt \right)}{N} \quad C_{av} = 0.14$$

Рассчитываем среднюю годовую продуктивность откачной скважины по U , кг

$$W_{py} := C_{av} \cdot Q_y \quad W_{py} = 9.54 \times 10^3$$

Рассчитываем коэффициент извлечения U , достигаемый за рассчитанное оптимальное время эксплуатации откачной скважины, %

$$K_{rec} := \frac{W_{py} \cdot N}{W_0} \cdot 100 \quad K_{rec} = 85.89$$

Рассчитываем чистую современную стоимость дохода одной скважины на 1 кг урана, \$/кгU

$$\frac{PV_{max} - C_w - C_{dos}}{W_{py} \cdot N} = 35.96$$

Приложение Г – Графики и таблицы

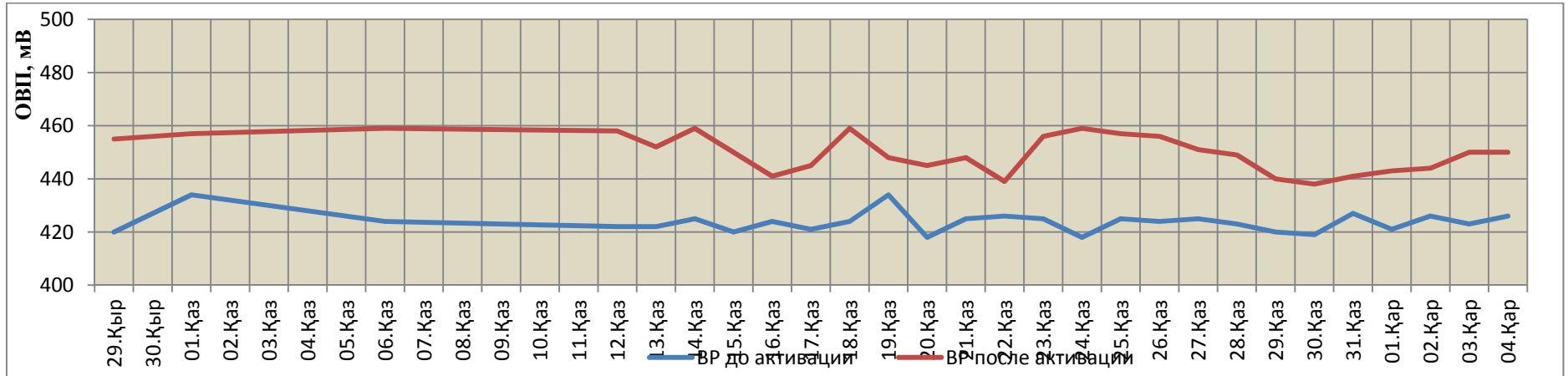


Рисунок 1 – Значение окислительно-восстановительного потенциала выщелачивающего раствора блока № 40-2-1 до и после активации в пилотной установке

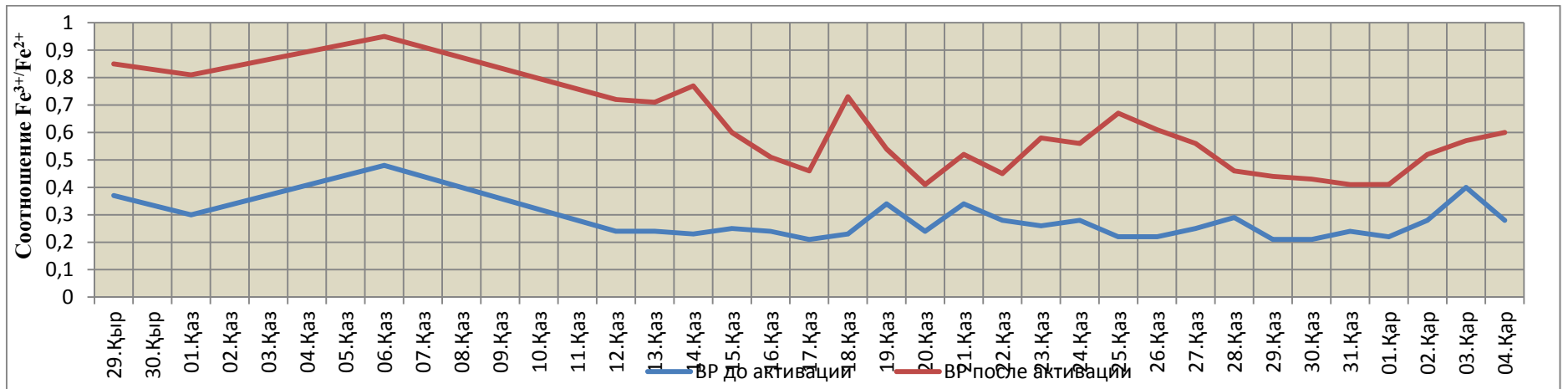


Рисунок 2 – Количественное соотношение Fe^{3+}/Fe^{2+} в ВР блока № 40-2-1 до и после активации в пилотной установке

Продолжение приложения Г

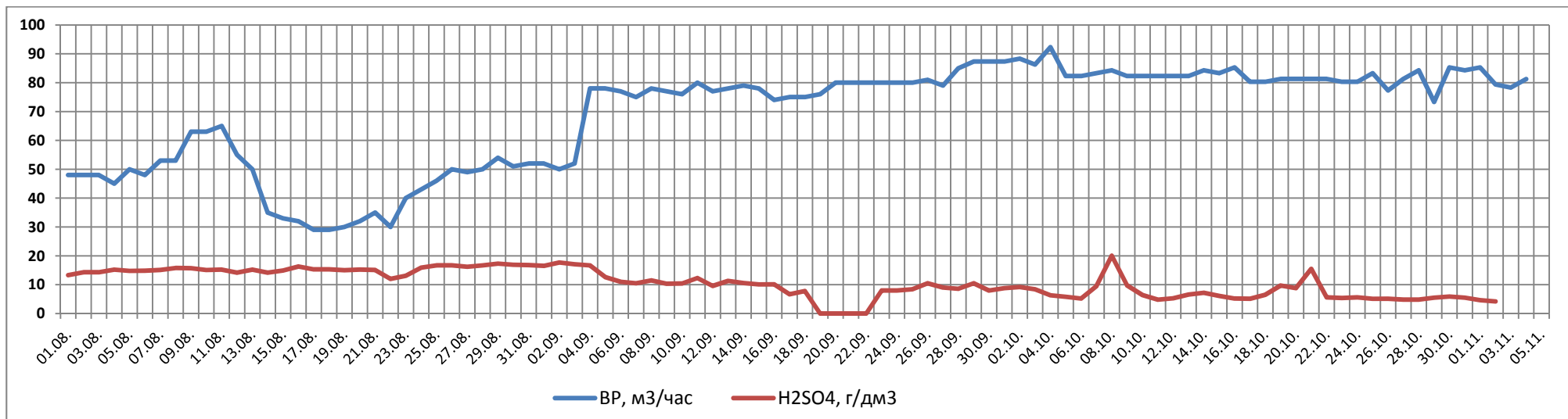


Рисунок 3 – Дебет закачных растворов и концентрация кислоты, блок № 40-2-1

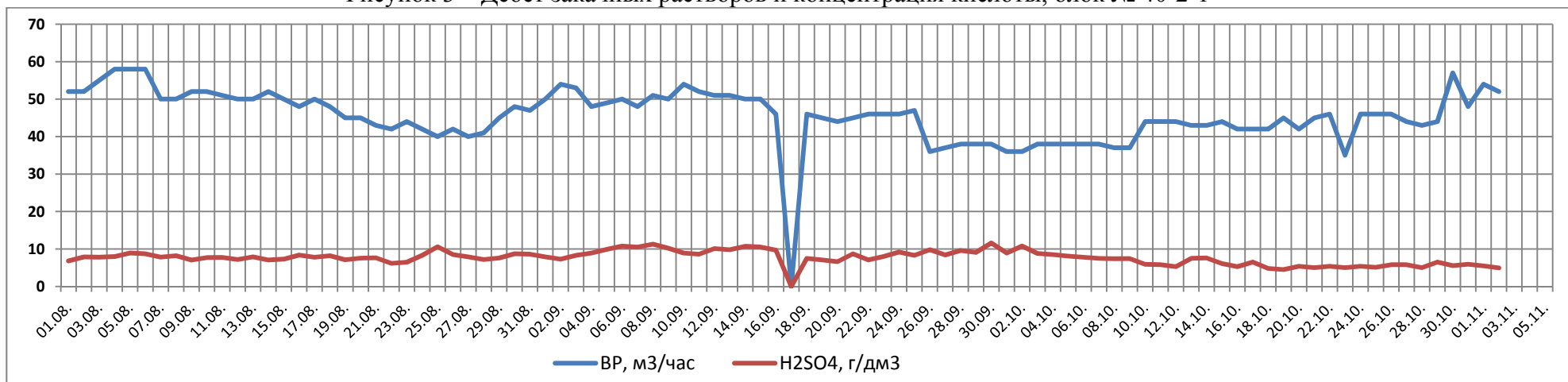


Рисунок 4 – Дебет закачных растворов и концентрация кислоты, блок № 40-2-2

Продолжение приложения Г

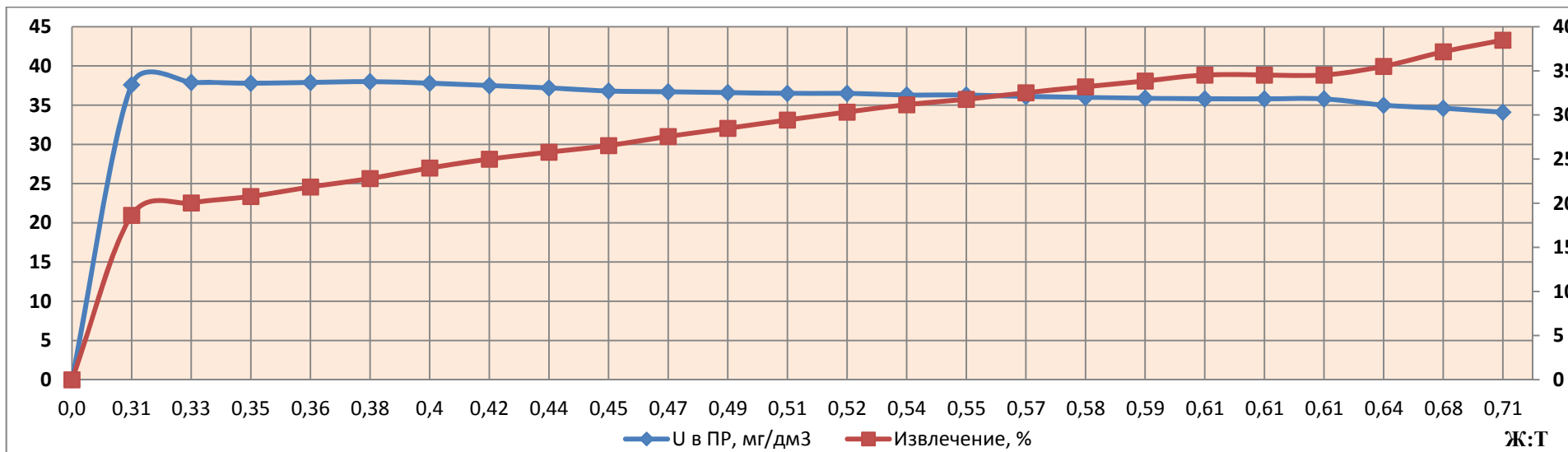


Рисунок 5 – Выходные кривые содержания урана в ПР и коэффициента извлечения блока № 40-1

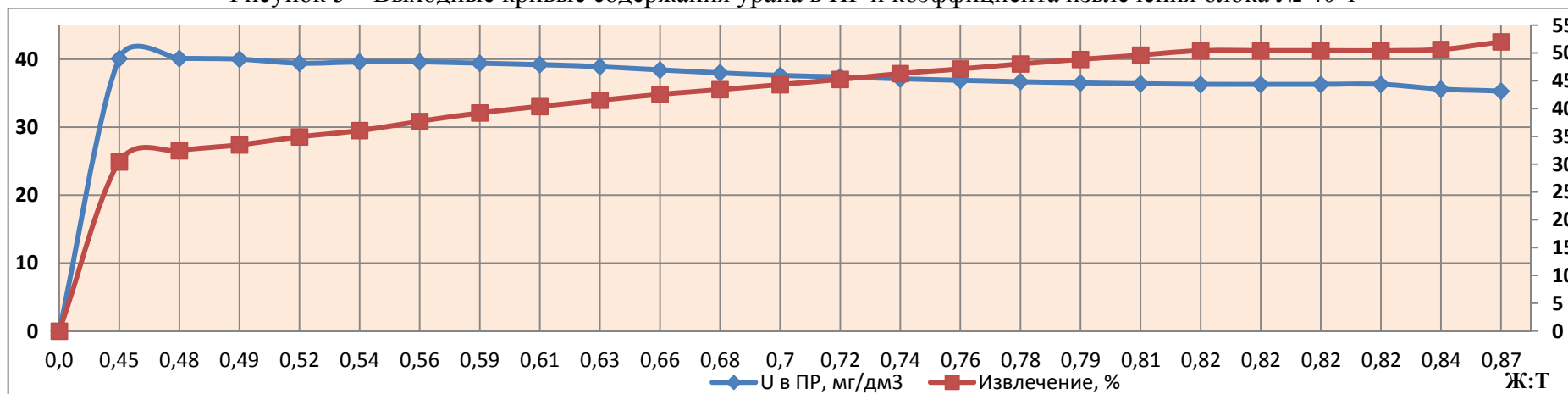


Рисунок 6 – Выходные кривые содержания урана в ПР и коэффициента извлечения блока № 40-2-1

Продолжение приложения Г

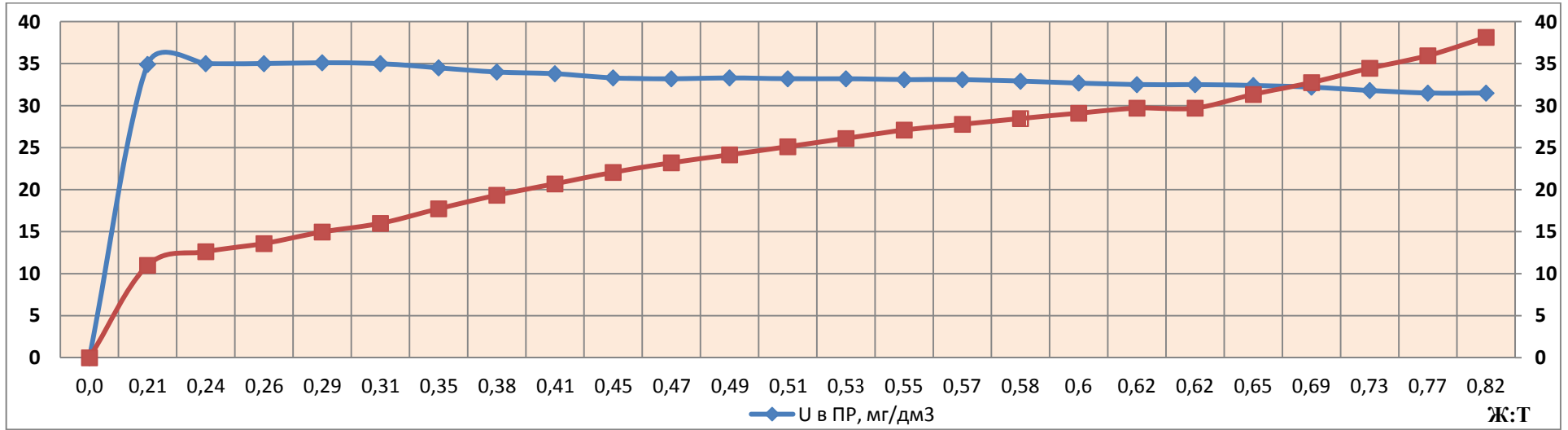


Рисунок 7 – Выходные кривые содержания урана в ПР и коэффициента извлечения блока № 40-2-2

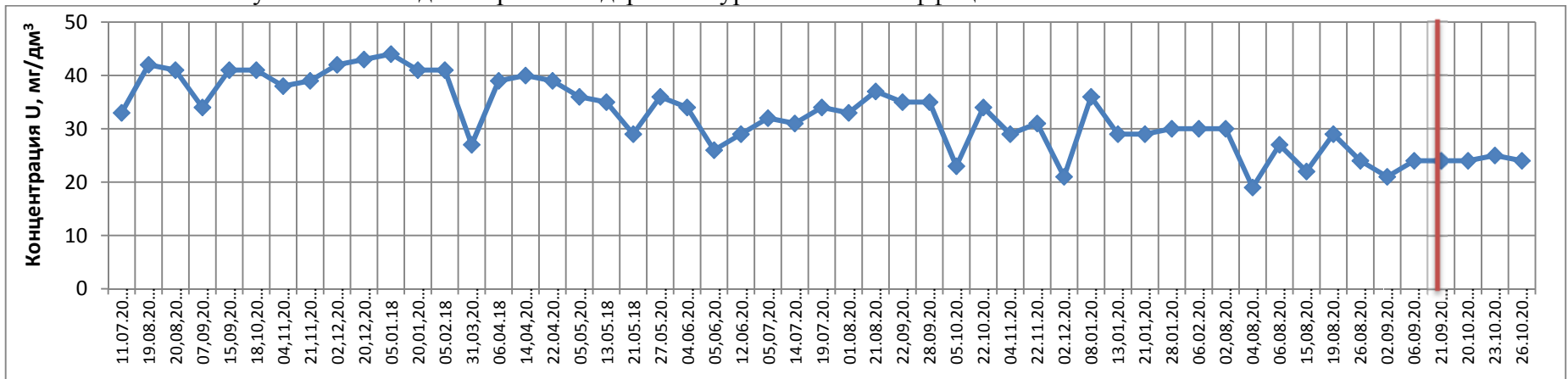


Рисунок 8 – Данные концентрации урана в ПР блока № 40-1

Продолжение приложения Г

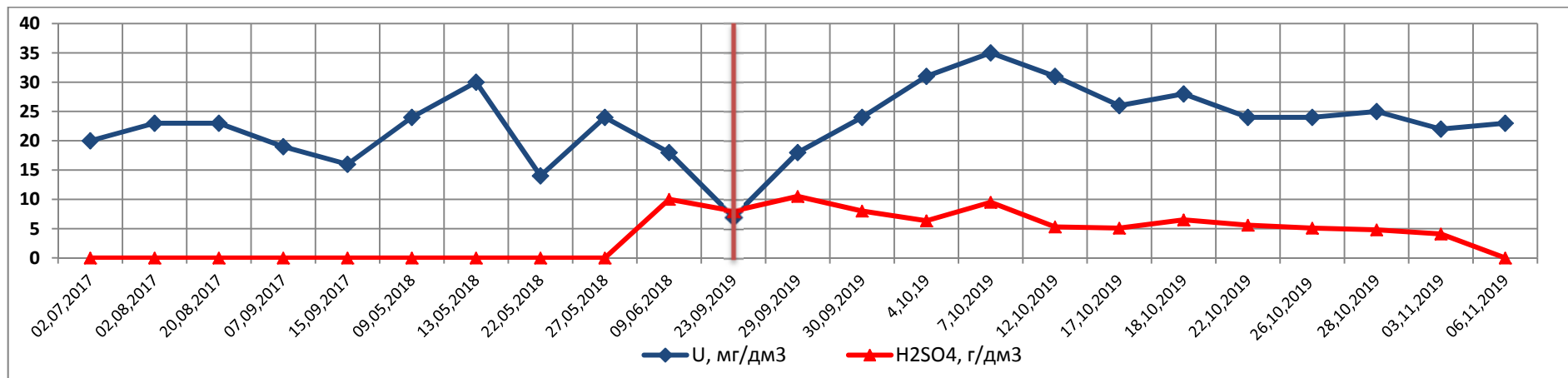


Рисунок 9 – Данные концентрации урана в ПР и кислоты в ВР по блоку 40-2-1.

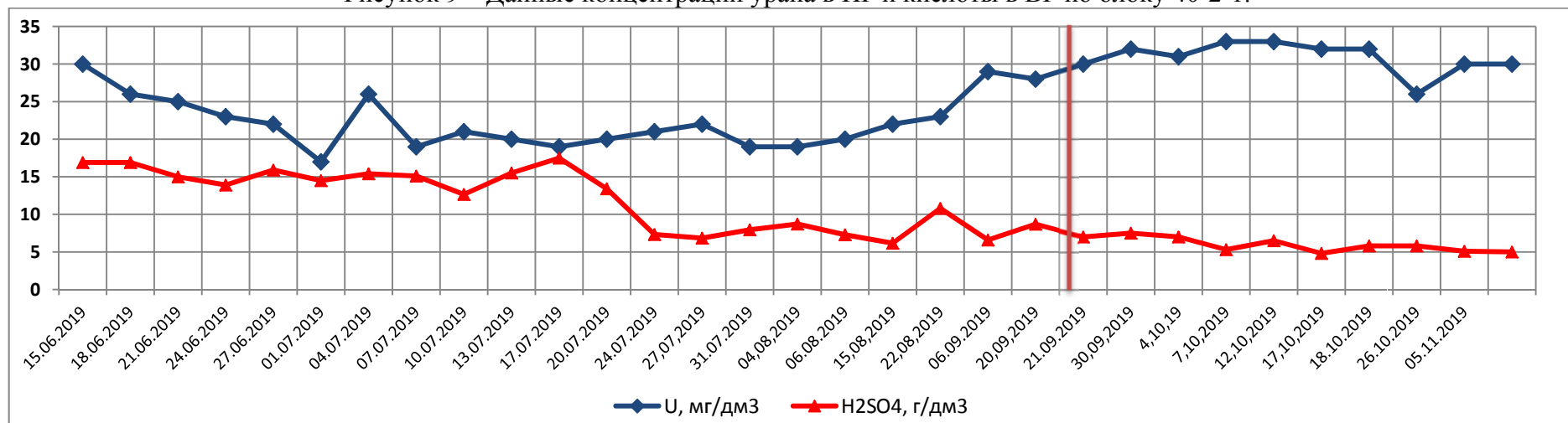


Рисунок 10 – Данные концентрации урана в ПР и кислоты в ВР по блоку № 40-2-2

Продолжение приложения Г

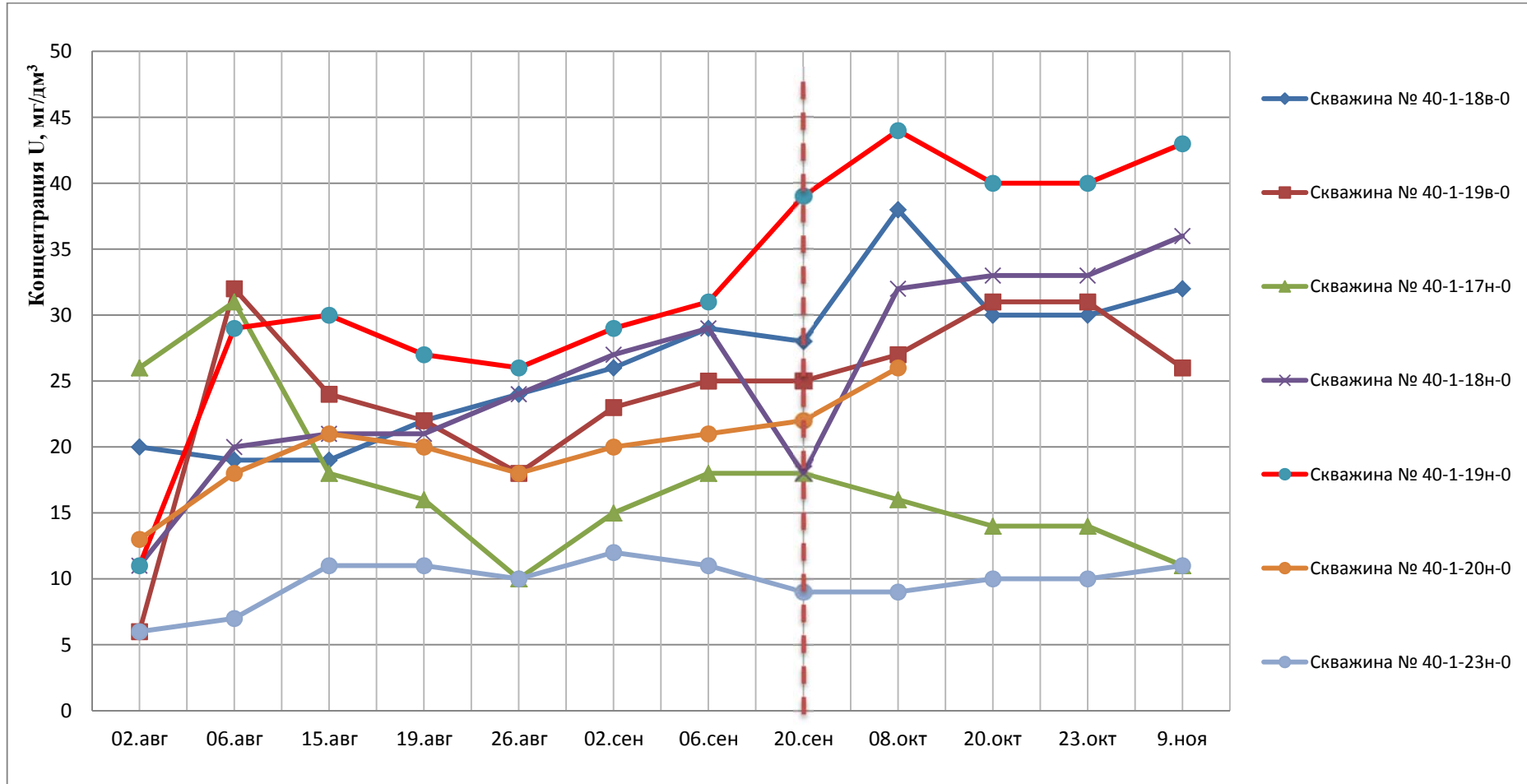


Рисунок 11 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-1 (границные с опытным блоком № 40-2-1 скважины)

Продолжение приложения Г

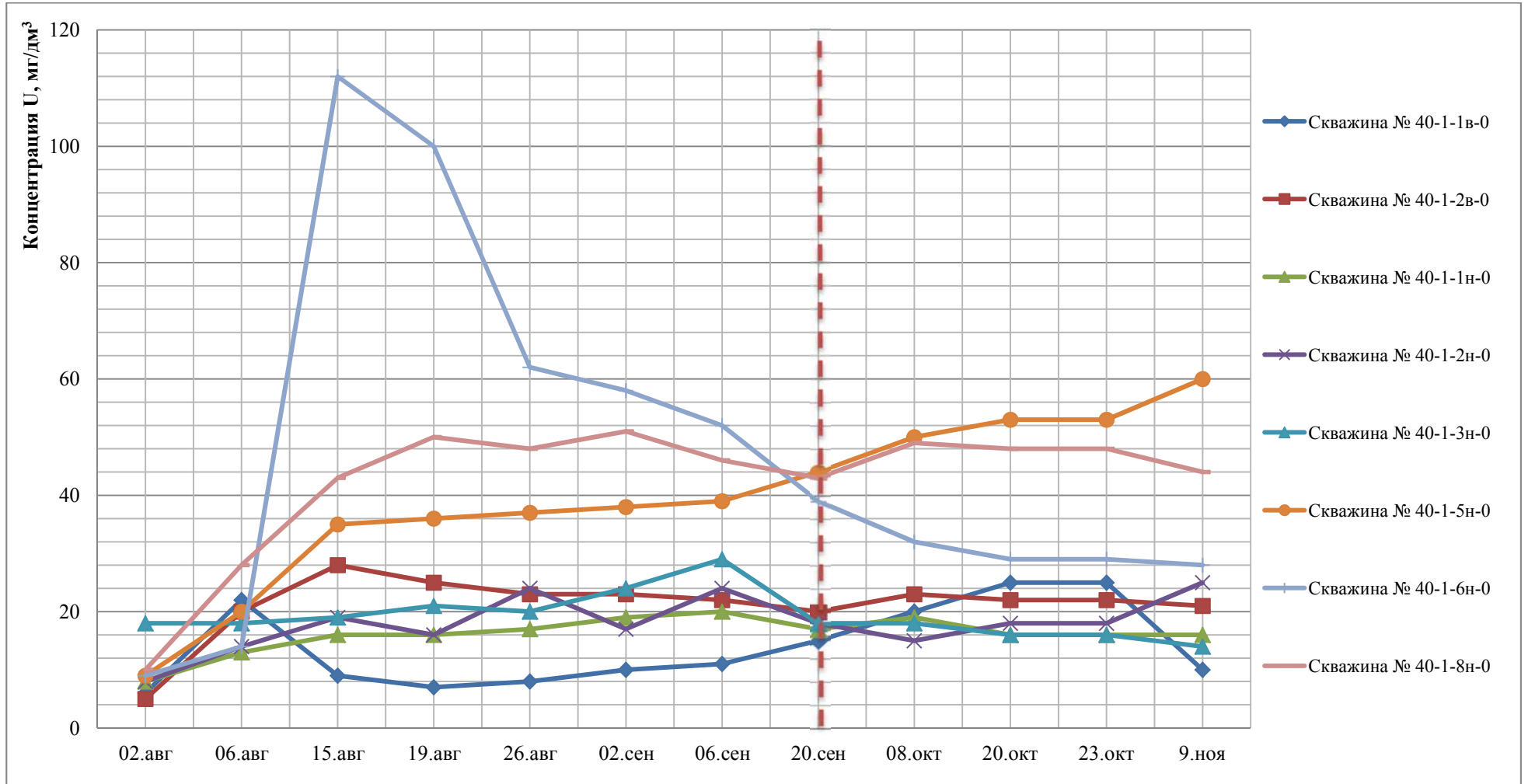


Рисунок 12 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-1.

Продолжение приложения Г

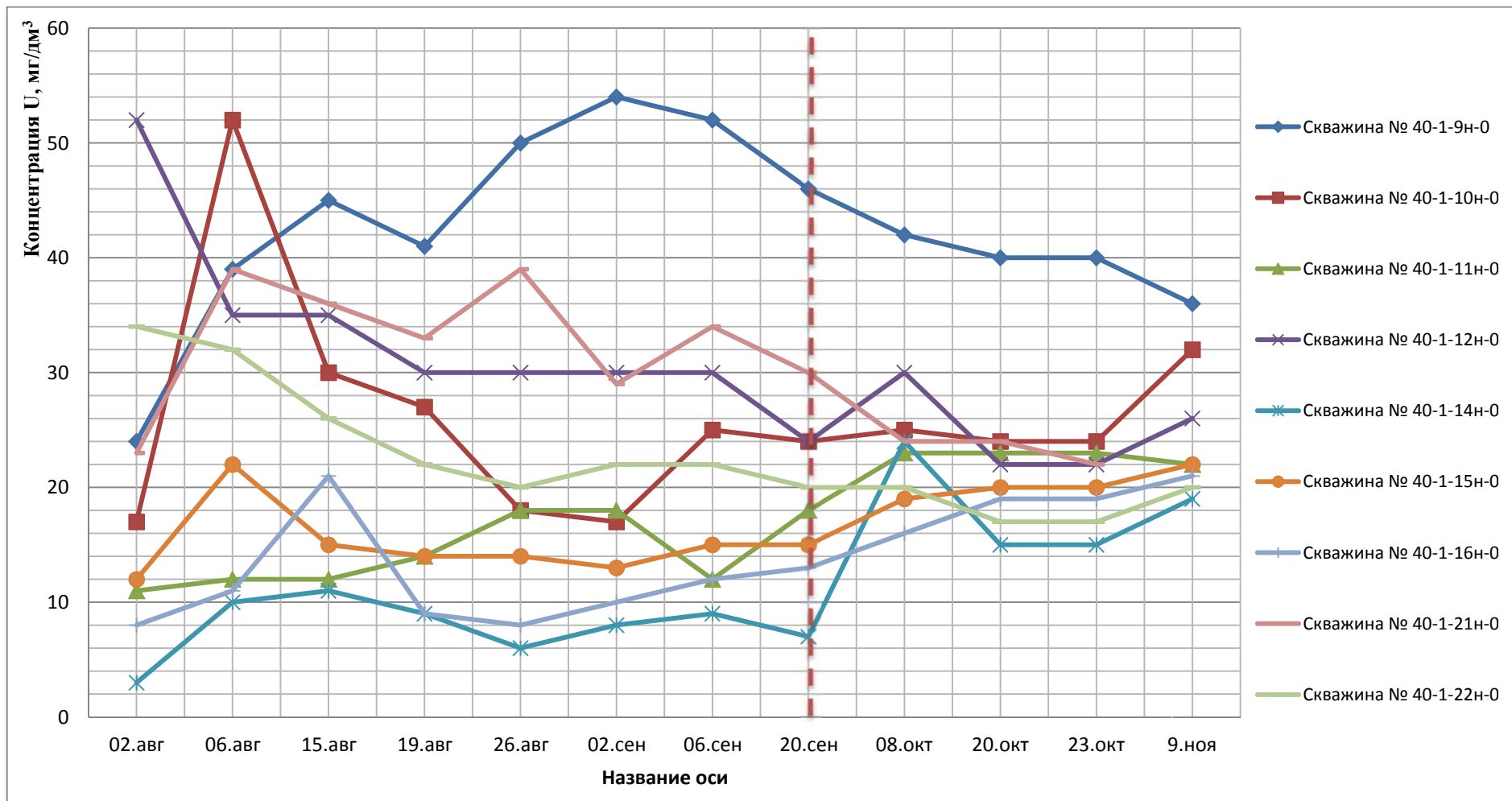


Рисунок 13 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-1

Продолжение приложения Г

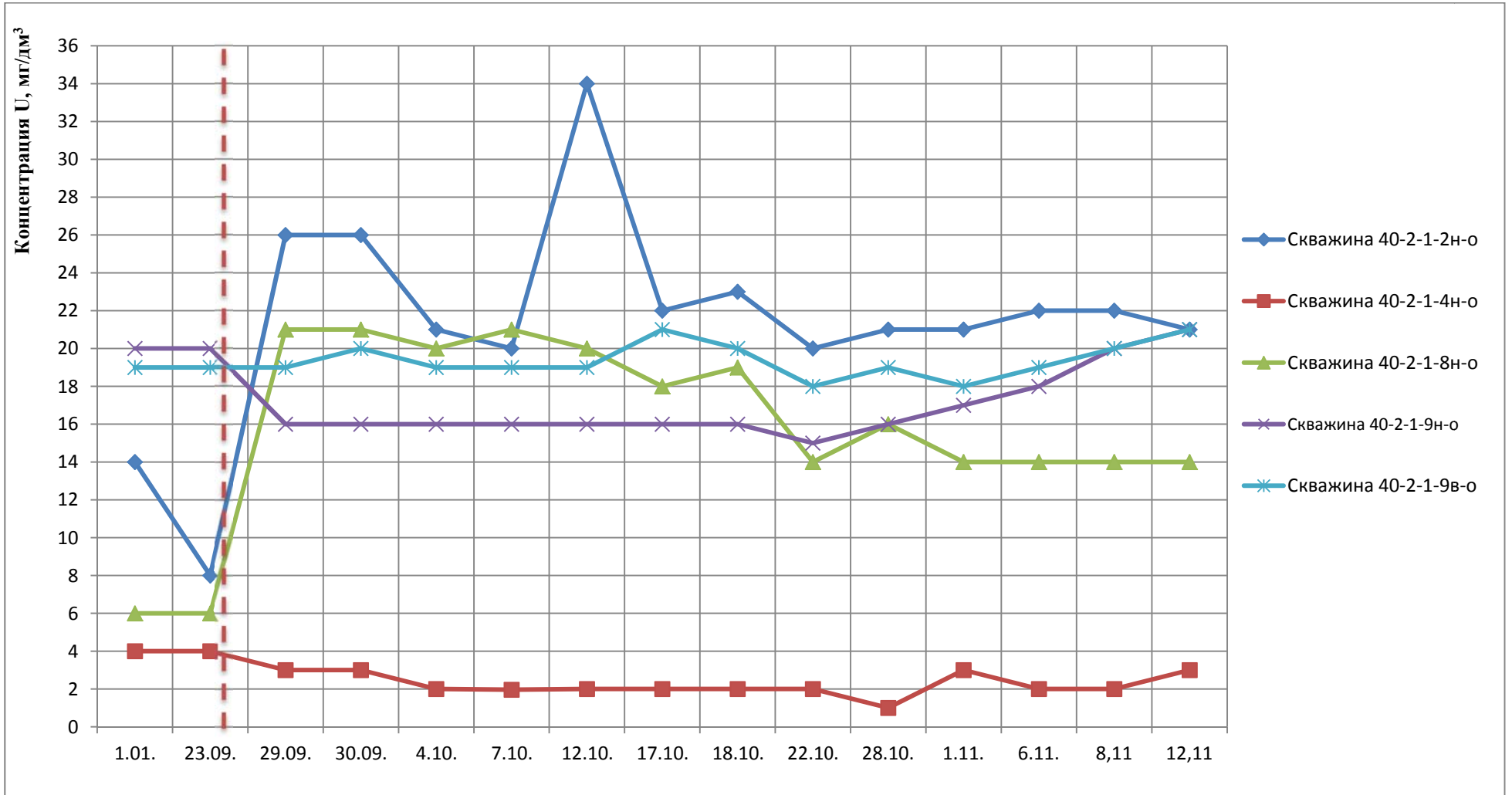


Рисунок 14 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-2-1

Продолжение приложения Г

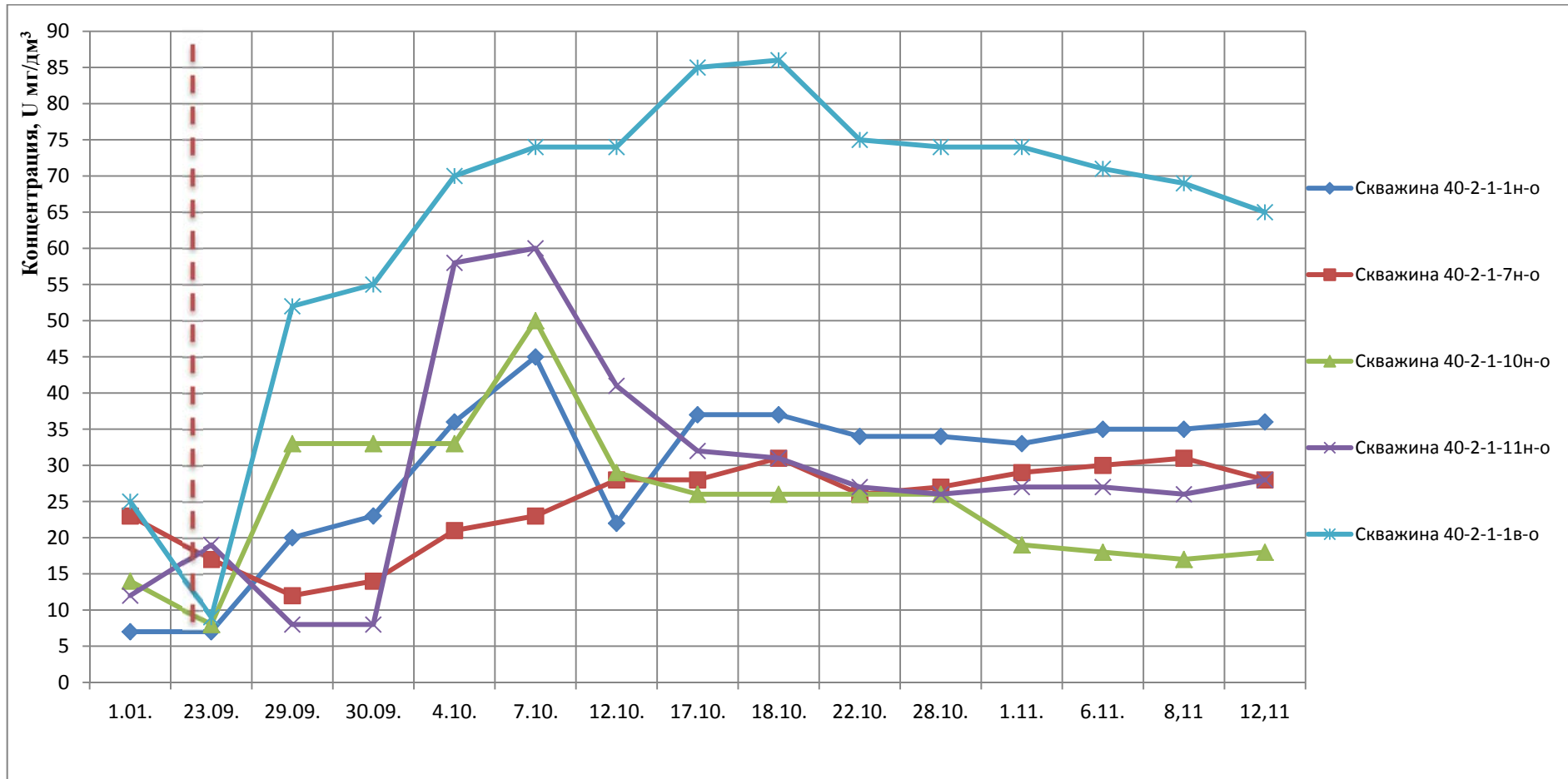


Рисунок 15 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-2-1, в которых наблюдался прирост

Продолжение приложения Г

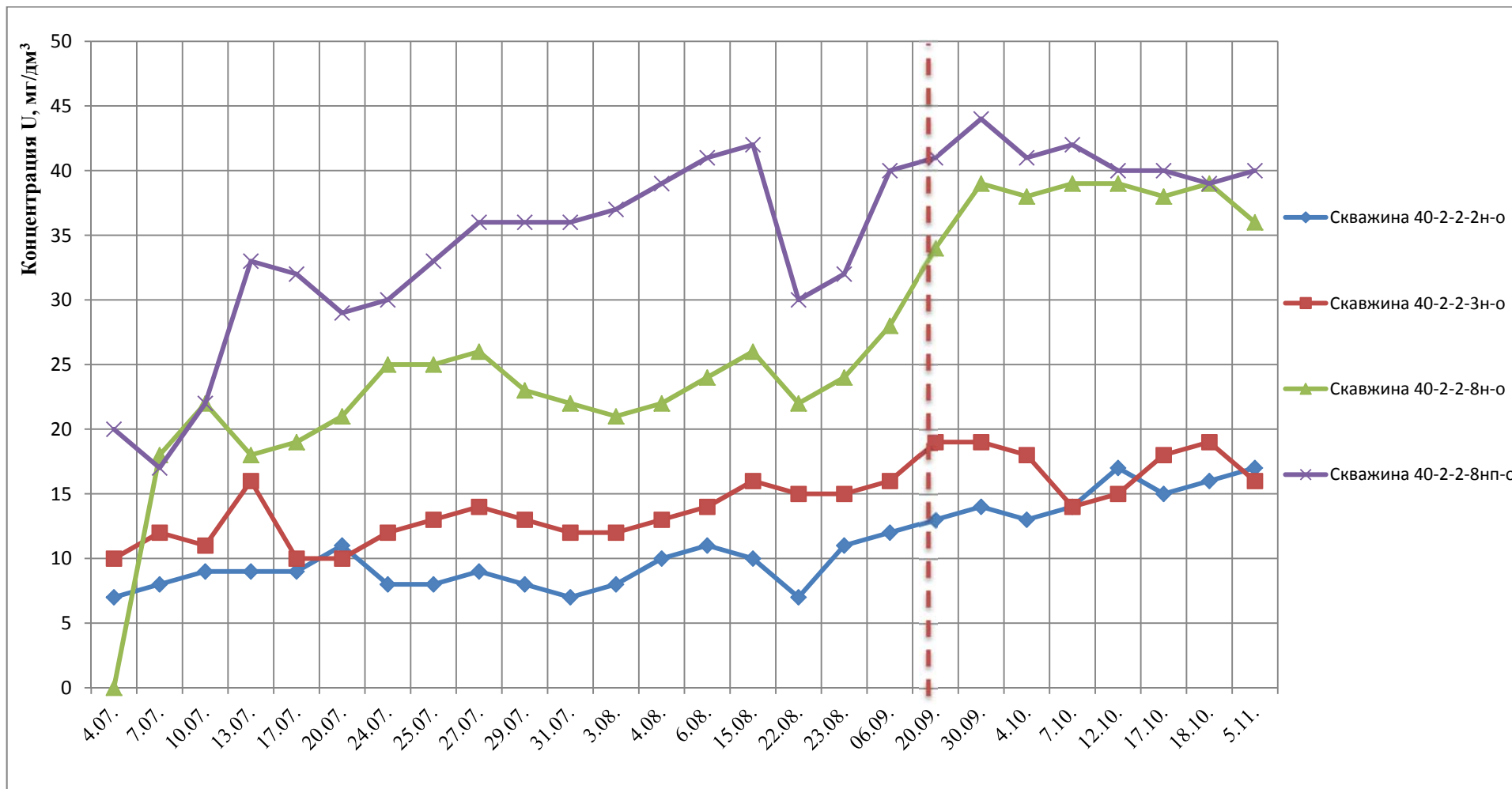


Рисунок 16 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-2-2

Продолжение приложения Г

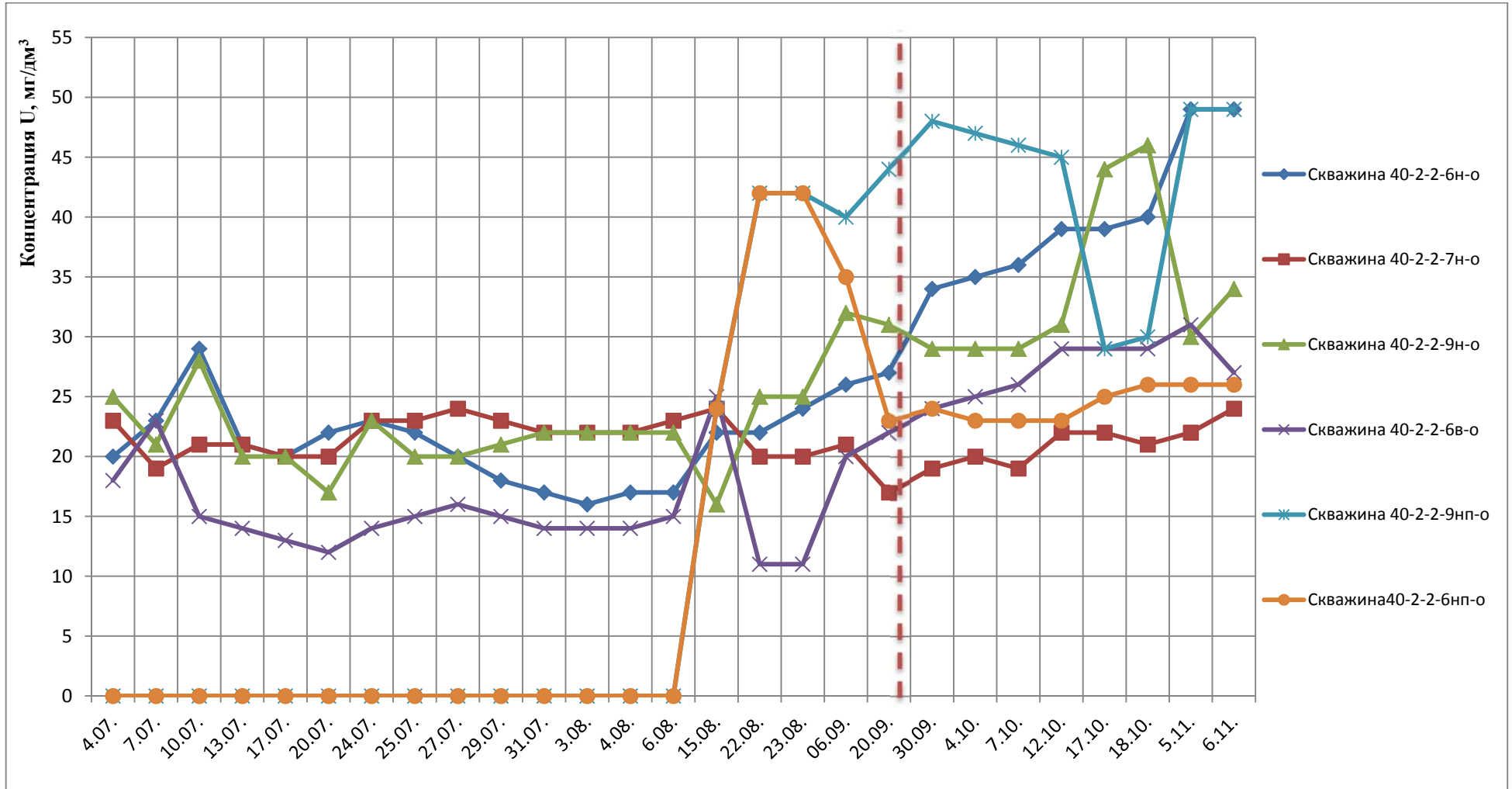


Рисунок 17 – Данные концентрации урана в ПР по скважинно, блок № 40-2-2. (границные с опытным блоком № 40-2-1 скважины)

Продолжение приложения Г

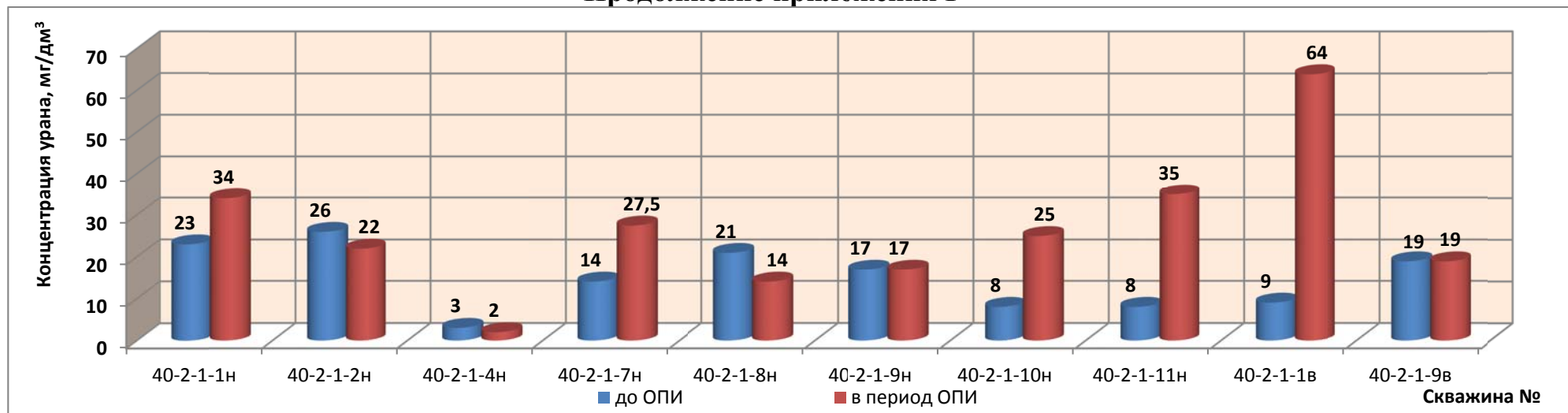


Рисунок 18 – Концентрация урана в откачных скважинах блока № 40-2-1, до и в период проведения опытно-промышленных испытаний.

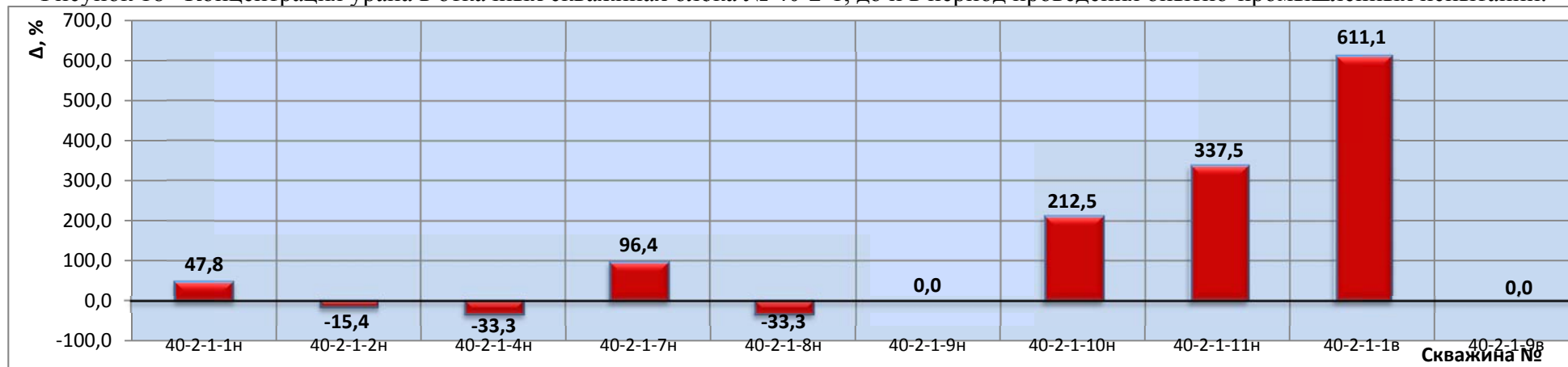


Рисунок 19 – Разница в концентрации (Δ) урана в откачных скважинах блока № 40-2-1, до и в период ОПИ.

Продолжение приложения Г

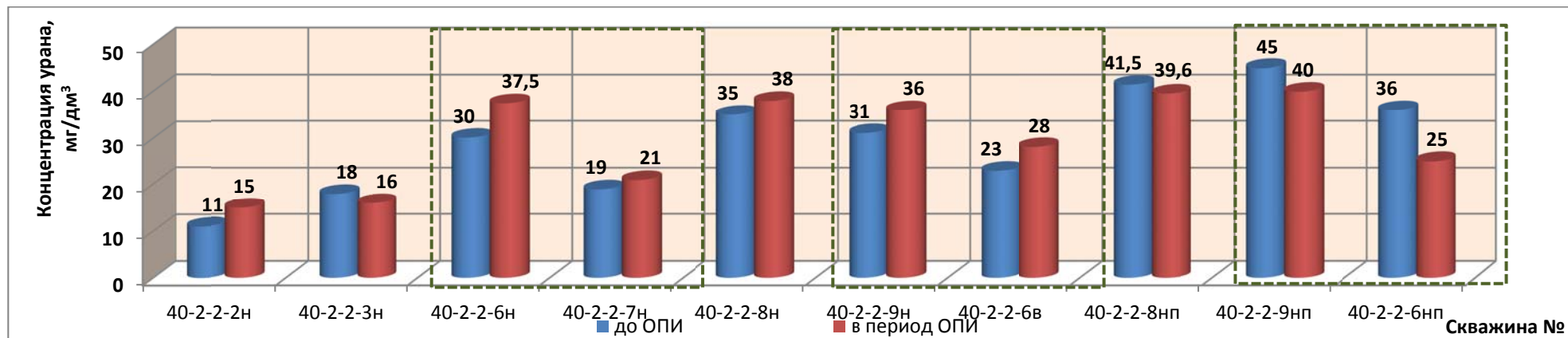


Рисунок 20 – Концентрация урана в откачных скважинах блока № 40-2-2, до и в период проведения опытно-промышленных испытаний, пунктирной линией выделены граничные скважины

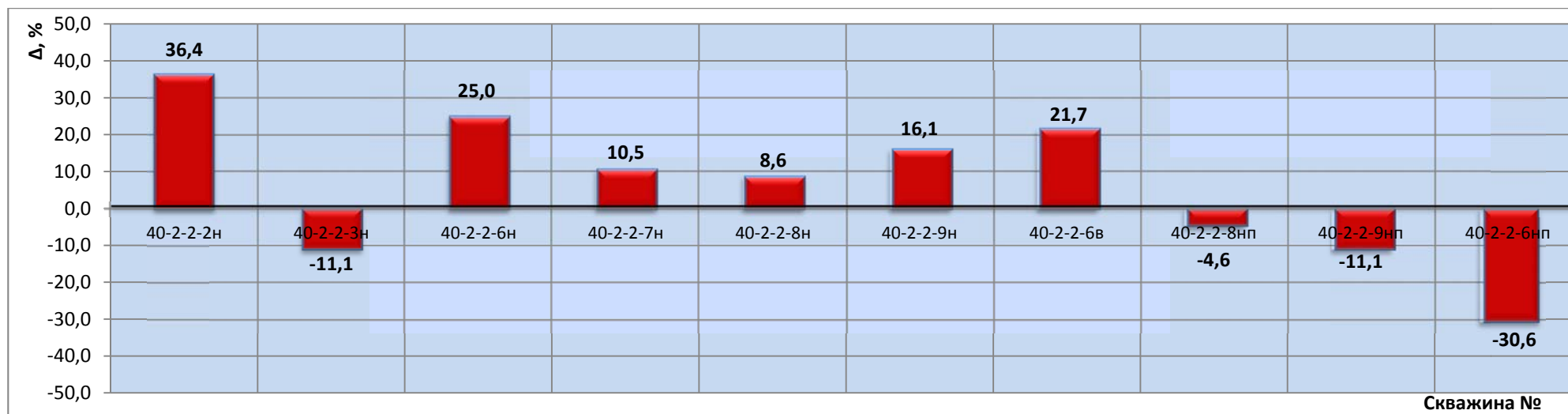


Рисунок 21 – Разница в концентрации (Δ) урана в откачных скважинах блока № 40-2-2, до и в период ОПИ

Продолжение приложения Г

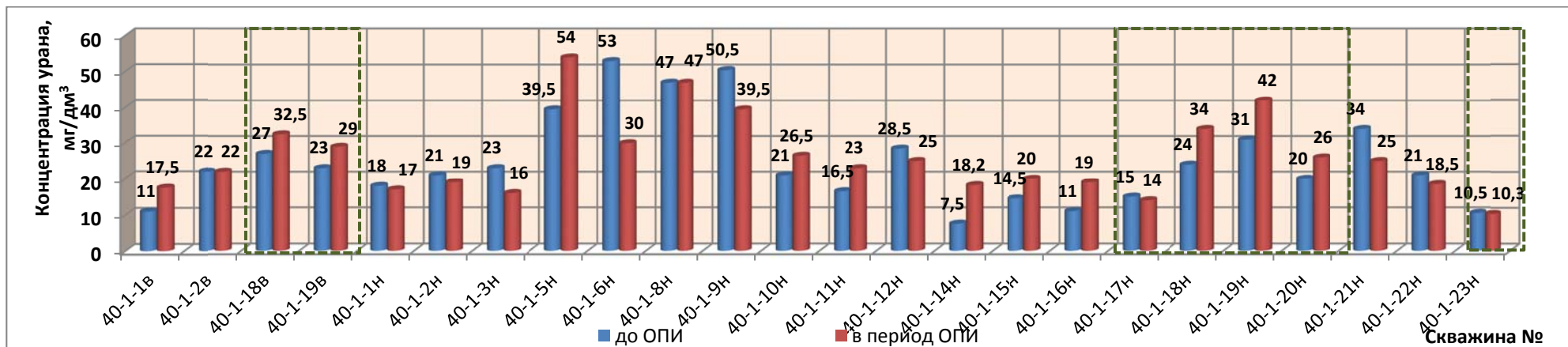


Рисунок 22 – Концентрация урана в откачных скважинах блока № 40-1, до и в период проведения опытно-промышленных испытаний, пунктирной линией выделены граничные скважины

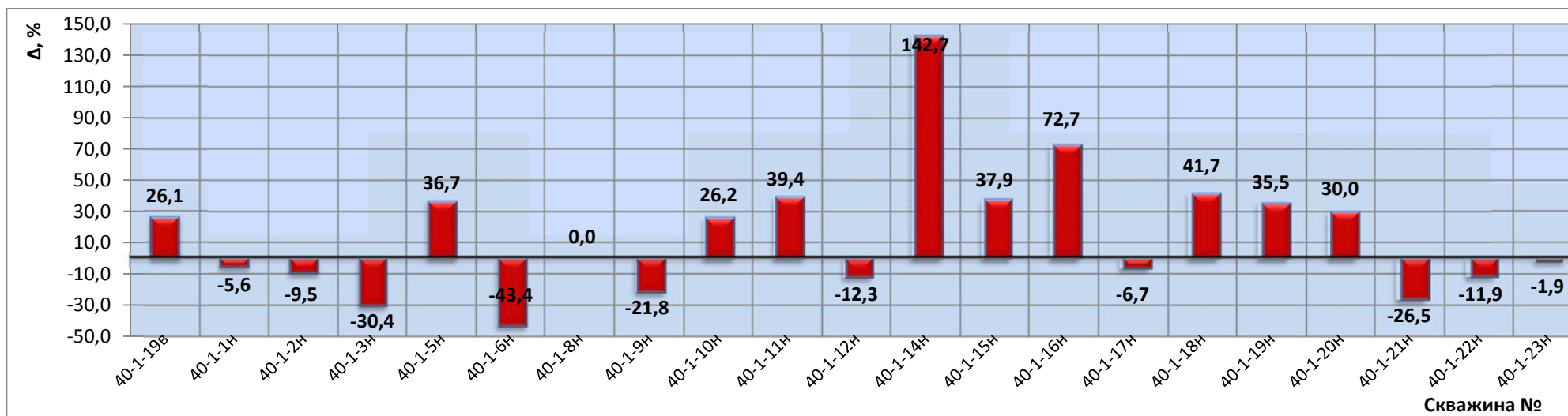


Рисунок 23 – Разница в концентрации (Δ) урана в откачных скважинах блока № 40-2-1, до и в период ОПИ

Продолжение приложения Г

Таблица 2 – Данные аналитического контроля ПР блока № 40-2-1 (поскважинно), в период проведения ОПИ

Дата отбора проб	U, мг/дм ³	pH	ОВП, мВ	Fe ²⁺ , мг/дм ³	Fe ³⁺ , мг/дм ³	U, мг/дм ³	pH	ОВП, мВ	Fe ²⁺ , мг/дм ³	Fe ³⁺ , мг/дм ³
	Скважина № 40-2-1-1н-0					Скважина № 40-2-1-2н-0				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
29.09	20,0	1,07	432	0,75	0,74	26,0	1,48	422	0,77	0,18
30.09	23,0	1,02	436	1,18	0,33	26,0	1,41	423	0,85	0,22
4.10	36,0	1,35	423			21,0	1,74	416		
7.10	45,0	1,36	427			20,0	1,7	420		
12.10	22,0	1,73	411	0,11	0,62	34,0	1,37	419	0,78	0,09
17.10	37,0	1,88	409			22,0	1,98	417		
18.10	37,0	1,88	410	0,76	0,12	23,0	1,97	420	0,56	0,15
22.10	34,0	1,86	407			20,0	1,88	418		
28.10	34,0	2,12	404			21,0	2,03	419		
1.11	33,0	2,11	402			21,0	2,02	413		
6.11	35,0	2,3	411			22,0	2,22	412		
8.11	35,0	2,05	411			22,0	2,03	415		
12.11	36,0	2,18	409			21,0	2,12	414		
17.11						21,0	2,26	415		
19.11						23,0	2,16	412		
Скважина № 40-2-1-4н-0					Скважина № 40-2-1-7н-0					
29.09	3,0	1,82	442	0,18	0,15	12,0	1,12	409	0,8	0,25
30.09	20,0	1,25	425	1,0	0,17	14,0	1,03	414	1,0	0,22
4.10	2,0	2,0	427			21,0	1,32	401		
7.10	1,96	2,0	427			23,0	1,26	403		
12.10	2,0	2,0	414	1,1	0,12	28,0	1,47	392	1,0	0,11
17.10	2,0	2,73	401			28,0	1,57	394		
18.10	2,0	3,0	400	0,22	0,44	31,0	1,58	392	1,16	0,12
22.10	2,0	2,88	400			26,0	1,55	392		
28.10	1,0	3,5	383			27,0	1,73	392		
1.11	3,0	3,59	367			29,0	1,71	388		
6.11	2,0	4,42	375			30,0	1,91	387		
8.11	2,0	3,87	348			31,0	1,77	387		
12.11	3,0	4,39	373			28,0	1,8	390		
17.11	4,0	3,89	375			25,0	1,93	392		
19.11	3,0	3,91	381			24,0	1,83	391		
Скважина № 40-2-1-8н-0					Скважина № 40-2-1-9н-0					
29.09	21,0	1,36	421	0,81	0,23					
30.09	21,0	1,34	412	0,92	0,14					
4.10	20,0	1,6	410							
7.10	21,0	1,57	409							
12.10	20,0	1,81	399	0,73	0,13					
17.10	18,0	1,85	395			16,0	2,34	396		
18.10	19,0	1,85	397	1,04	0,11	16,0	2,35	398		
22.10	14,0	1,82	399			15,0	2,33	395		
28.10	16,0	1,93	410							
1.11	14,0	1,89	404			17,0	2,37	400		
6.11	14,0	2,0	450			18,0	2,57	401		
8.11	14,0	1,9	404			20,0	2,43	399		
12.11	14,0	2,4	396			21,0	2,47	398		
17.11	13,0	2,1	413			22,0	2,58	405		
19.11	12,0	1,98	412			23,0	2,44	402		

Продолжение приложения Г

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Скважина № 40-2-1-10н-0					Скважина № 40-2-1-11н-0				
29.09						8,0	0,9	430	0,89	0,31
30.09						8,0	0,9	430	0,88	0,39
4.10	33,0	1,35	432			58,0	1,44	412		
7.10	50,0	1,4	431			60,0	1,55	403		
12.10	29,0	1,85	409			41,0	1,94	392	0,8	0,17
17.10	26,0	2,01	402			32,0	1,97	395		
18.10	26,0	2,02	403			31,0	1,96	398	0,8	0,11
22.10	26,0	2,1	405	2,1	405	27,0	1,89	400		
28.10	26,0	2,1	400			26,0	1,08	407		
1.11	19,0	2,06	400			27,0	1,93	403		
6.11	18,0	2,22	401			27,0	2,08	402		
8.11	17,0	2,09	405			26,0	1,93	409		
12.11	18,0	2,12	406			28,0	1,8	390		
17.11	18,0	2,24	411			26,0	2,09	412		
19.11	18,0	2,14	408			20,0	2,1	405		
	Скважина № 40-2-1-1в-0					Скважина № 40-2-1-9в-0				
29.09	52,0	1,26	430	0,83	0,39					
30.09	55,0	1,22	432	0,92	0,14	20,0	1,52	412	0,92	0,14
4.10	70,0	1,54	415							
7.10	74,0	1,45	426			19,0	1,88	425		
12.10	30,0	1,71	413	1,02	0,14	19,0	1,88	405	0,95	0,12
17.10	85,0	1,77	411			21,0	2,13	404		
18.10	86,0	1,27	414	0,87	0,22	20,0	2,13	406	0,73	0,11
22.10	75,0	1,64	414			18,0	2,08	402		
28.10	74,0	1,81	404			19,0	2,16	409		
1.11	34,0	2,13	404			18,0	2,13	403		
6.11	71,0	1,95	417			19,0	2,29	404		
8.11	69,0	2,08	422			20,0	2,15	404		
12.11	65,0	1,37	423			21,0	2,17	412		
17.11	58,0	1,95	422			21,0	2,32	407		
19.11	59,0	1,84	424			22,0	2,21	408		

Продолжение приложения Г

Таблица 3 – Данные аналитического контроля ПР блока № 40-2-2 (поскважинно), в период проведения ОПИ

Дата отбора проб	U, мг/дм ³	pH	ОВП, мВ	Fe ²⁺ , мг/дм ³	Fe ³⁺ , мг/дм ³	U, мг/дм ³	pH	ОВП, мВ	Fe ²⁺ , мг/дм ³	Fe ³⁺ , мг/дм ³
	Скважина № 40-2-2-2н-0					Скважина № 40-2-2-3н-0				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
20.09	13,0	2,22				19,0	2,21			
30.09	14,0	1,88	437	0,62	0,25	19,0	1,89	427	0,87	0,22
4.10	13,0	2,17	436			18,0	2,18	424		
7.10	14,0	2,08	432			14,0	2,1	432		
12.10	17,0	2,19	435	1,29	0,22	15,0	2,2	420	1,15	0,22
17.10	15,0	2,16	434			18,0	2,21	417		
18.10	16,0	2,16	434	0,59	0,2	19,0	2,2	418	0,87	0,17
5.11	17,0	2,22	433			16,0	2,29	418		
19.11	17,0	2,13	430			17,0	2,21	417		
20.11	19,0	2,17	432			17,0	2,22	416		
	Скважина № 40-2-2-6н-0					Скважина № 40-2-2-7н-0				
20.09	27,0	2,35				17,0	2,12			
30.09	34,0	2,07	399	1,18	0,11	19,0	1,89	417	1,12	0,22
4.10	35,0	2,33	398			20,0	2,12	415		
7.10	36,0	2,3	402			19,0	2,05	416		
12.10	39,0	2,3	399	1,16	0,29	22,0	2,1	417	1,15	0,34
15.10	23,0	1,72	434							
17.10	39,0	2,26	400			21,0	2,08	417		
18.10	40,0	2,23	403			22,0	2,06	418	1,24	0,25
5.11	49,0	2,27	406			24,0	2,11	420		
19.11	40,0	1,91	421			28,0	1,92	425		
20.11	40,0	1,91	423			28,0	1,95	426		
	Скважина № 40-2-2-8н-0					Скважина № 40-2-2-9н-0				
20.09	34,0	2,41				31,0	2,11			
30.09	39,0	2,18	405	1,04	0,14	29,0	1,85	424	1,36	0,2
4.10	38,0	2,41	404							
7.10	39,0	2,31				29,0	2,08	410		
12.10	39,0	2,36	401	0,31	0,27	31,0	2,13	414	1,19	0,28
17.10	38,0	2,33	408			44,0	1,54	433		
18.10	39,0	2,32	407	1,15	0,2	46,0	1,54	429	1,06	0,15
5.11	36,0	2,35	410			30,0	2,21	406		
6.11						34,0	1,74	409		
19.11	40,0	2,22	408			36,0	2,1	418		
27.11						38,0	2,69			
	Скважина № 40-2-2-6в-0					Скважина № 40-2-2-8нп-0				
20.09	22,0	1,73				41,0	1,62			
30.09	24,0	1,53	408	1,04	0,13	44,0	1,42	440	1,34	0,67
4.10	25,0	1,81	405			41,0	1,67	435		
7.10	26,0	1,7	410			42,0	1,58	441		
12.10	29,0	1,75	411	0,94	0,2	40,0	1,63	440	1,2	0,27
15.10										
17.10	29,0	1,69	408			39,0	1,63	438		
18.10	31,0	1,68	410	1,32	0,48	40,0	1,64	437	1,07	0,62
5.11	27,0	1,79	425			37,0	1,8	432		
19.11	27,0	1,72	407			37,0	1,75	427		
20.11	35,0	1,76	410			39,0	2,08	408		

Продолжение приложения Г

Таблица 4 – Данные аналитического контроля ПР блока № 40-1 (поскважинно), в период проведения ОПИ.

Дата отбора проб	U, мг/дм ³		рН	
	Скважина № 40-1-1в-0		Скважина № 40-1-2в-0	
1	2	3	4	5
6.09	11,0	1,96	22,0	1,97
20.09	15,0	2,08	20,0	1,89
8.10			23,0	1,83
20.10	25,0	1,94	22,0	1,92
23.10	25,0	1,94	22,0	1,93
9.11	10,0	2,1	21,0	2,07
11.11	10,0	2,1		
20.11	10,0	2,05		
	Скважина № 40-1-18в-0		Скважина № 40-1-19в-0	
6.09	29,0	1,87	25,0	2,44
20.09	28,0	1,86	25,0	2,73
8.10	38,0	1,83	27,0	2,68
20.10	30,0	1,92	31,0	2,59
23.10	30,0	1,93	31,0	2,59
9.11	32,0	1,92	26,0	2,82
20.11	35,0	1,89	32,0	2,78
	Скважина № 40-1-1н-0		Скважина № 40-1-2н-0	
6.09	20,0	1,95	24,0	2,27
20.09	17,0	2,01	18,0	2,16
8.10	19,0	2,23	15,0	2,36
20.10	16,0	2,37	18,0	2,45
23.10	16,0	2,37	18,0	2,42
9.11	16,0	2,33	25,0	2,42
20.11	13,0	2,39	24,0	2,43
	Скважина № 40-1-3н-0		Скважина № 40-1-5н-0	
6.09	29,0	2,65	39,0	2,28
20.09	18,0	2,74	44,0	1,93
8.10	18,0	2,68	50,0	1,95
20.10	16,0	2,87	53,0	1,95
23.10	16,0	2,84	53,0	1,96
9.11	14,0	2,86	60,0	1,86
20.11	15,0	2,81	64,0	2,36
	Скважина № 40-1-6н-0		Скважина № 40-1-8н-0	
6.09	52,0	2,29	46,0	2,28
20.09	39,0	2,15	43,0	2,15
8.10	32,0	2,29	49,0	2,03
20.10	29,0	2,35	48,0	2,02
23.10	29,0	2,33	48,0	2,04
9.11	28,0	2,35	44,0	1,81
20.11	27,0	2,36	44,0	1,78
	Скважина № 40-1-9н-0		Скважина № 40-1-10н-0	
6.09	52,0	1,79	25,0	1,4
20.09	46,0	1,65	24,0	1,36
8.10	42,0	1,74	25,0	1,55
20.10	40,0	1,77	24,0	1,55
23.10	40,0	1,74	24,0	1,56
9.11	36,0	1,67	32,0	1,56
20.11	38,0	1,65	34,0	1,61
	Скважина № 40-1-11н-0		Скважина № 40-1-12н-0	
1	2	3	4	5
6.09	12,0	1,4	30,0	1,92
20.09	18,0	2,59	24,0	1,89
8.10	23,0	2,54	30,0	1,95

Продолжение приложения Г

20.10	23,0	2,52	22,0	1,95
23.10	23,0	2,52	22,0	1,98
9.11	22,0	2,67	26,0	2,06
20.11	25,0	2,64	25,0	1,98
Скважина № 40-1-14н-0		Скважина № 40-1-15н-0		
6.09	9,0	2,25	15,0	2,52
20.09	7,0	2,07	15,0	2,52
8.10	24,0	1,9	19,0	2,56
20.10	15,0	2,13	20,0	2,53
23.10	15,0	2,14	20,0	2,54
9.11	19,0	2,06	22,0	2,25
20.11	23,0	2,09	22,0	2,21
Скважина № 40-1-16н-0		Скважина № 40-1-17н-0		
6.09	12,0	1,76	18,0	2,11
20.09	13,0	1,76	18,0	1,89
8.10	16,0	1,88	16,0	1,78
20.10	19,0	1,94	14,0	1,78
23.10	19,0	1,96	14,0	1,8
9.11	21,0	1,92	11,0	1,83
20.11	22,0	1,92	12,0	1,91
Скважина № 40-1-18н-0		Скважина № 40-1-19н-0		
6.09	29,0	1,77	31,0	1,76
20.09	18,0	1,75	39,0	1,72
8.10	32,0	1,8	44,0	1,73
1	2	3	4	5
20.10	33,0	1,92	40,0	1,78
23.10	33,0	1,96	40,0	1,79
9.11	36,0	2,08	43,0	1,75
20.11	38,0	2,01	48,0	1,78
Скважина № 40-1-20н-0		Скважина № 40-1-21н-0		
6.09	21,0	1,58	29,0	1,53
20.09	22,0	1,55	34,0	1,52
8.10	26,0	1,53	30,0	1,72
20.10			24,0	1,89
23.10			24,0	1,88
9.11			22,0	1,95
20.11			22,0	2,02
Скважина № 40-1-22н-0		Скважина № 40-1-23н-0		
6.09	22,0	1,68	11,0	1,36
20.09	20,0	1,53	9,0	1,35
8.10	20,0	1,6		
20.10	17,0	1,62	10,0	1,53
23.10	17,0	1,69	10,0	1,56
9.11	20,0	1,55	11,0	1,53
20.11	25,0	1,61	11,0	1,5

*Примечание: фиолетовым цветом выделены смежные (граничные) с опытным блоком № 40-2-1 скважины.

Отзыв

Научного руководителя

на магистерскую диссертацию

Лексина Алексея Михайловича

**7М07206- Геология и разведка месторождений твердых полезных
ископаемых.**

**На тему: «Геологические предпосылки использования малореагентного
выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук»**

Диссертационная работа Лексина А.М посвящена изучению геологических предпосылок использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук и определению практической возможности и целесообразности применения малореагентного выщелачивания. В основу диссертации положен материал из проводимых ранее исследований ТОО Института Высоких Технологий, собранный и проанализированный магистрантом. В разработке технологии и установки малореагентного выщелачивания, которые применялись при проведении промышленных испытаний на месторождении Восточный Мынкудук, магистрант принимал непосредственное участие.

Содержание работы состоит из трех основных глав. Во введении приведены актуальность темы исследования, поставлена цель работы, указаны объекты и предметы исследования, определены задачи.

В первом разделе диссертации описаны общие геологические сведения месторождения Восточный Мынкудук и предпосылки использования малореагентного выщелачивания.

Во второй главе описан опыт использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук. Описаны результаты проведенных промышленных испытаний технологии малореагентного выщелачивания на технологическом блоке месторождения Восточный Мынкудук.

В третьей главе показаны модельные расчеты экономической эффективности ПВ, основанные на моделировании изменения во времени концентрации урана в растворе в процессе выщелачивания блока и определении оптимального срока выщелачивания по максимизации чистой современной стоимости накопленного дохода.

Диссертация заканчивается заключением и списком использованных источников.

Научная и практическая значимость диссертации заключается в разработке технологии и установки малореагентного выщелачивания с применением кавитационно-струйных технологий в сочетании с химическими реагентами специального назначения для использования в геологических условиях месторождения Восточный Мынкудук.

Уровень научной разработки достаточно высокий и соответствует требованиям магистерской диссертации.

Диссертационная работа выполнена на должном техническом уровне.

В целом, в процессе работы над магистерской диссертацией повысился уровень теоретической подготовки магистранта и работа отвечает всем требованиям, предъявляемым к магистерским диссертациям.

Магистерская диссертация заслуживает хорошей оценки, а автор-академической степени магистра технических наук по специальности 7М07206 – Геология и разведка месторождений твердых полезных ископаемых.

Научный руководитель

Канд.геол.-мин.наук, СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ



Р.А. Мусаев.

« » _____ 2021 г.

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: Лексин А.М.

Название: Геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук.doc

Координатор: Рустем Мусаев

Коэффициент подобия 1: 9

Коэффициент подобия 2: 4.9

Замена букв: 11

Интервалы: 0

Микропробелы: 6

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:

.....Заимствования добросовестные не обладают признаками плагиата.....

..10.06.2021.....

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: Лексин А.М.

Название: Геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук.doc

Координатор: Рустем Мусаев

Коэффициент подобия 1:9

Коэффициент подобия 2:4.9

Замена букв:11

Интервалы:0

Микропробелы:6

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:

.....
Диссертация подготовлена самостоятельно, признаков плагиата не обнаружено.....
Работа допускается к защите.....
.....
.....
.....

Дата

15.06.2021



Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

.....
Диссертация допущена к защите.....
.....
.....
.....
.....
.....

Дата

15.06.2021



Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию

Лексина Алексея Михайловича

Специальность 7М07206- «Геология и разведка месторождений твердых
полезных ископаемых».

Магистерская диссертация на тему: «Геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук»

Рассматриваемая диссертационная работа Лексина А.М посвящена изучению использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук и определению практической возможности и целесообразности применения малореагентного выщелачивания с учетом некоторых геологических особенностей месторождения. В основу диссертации положен материал из проводимых ранее исследований ТОО «Института Высоких Технологий», собранный и проанализированный магистрантом.

Вообще, совершенствование уранодобывающего производства в свете современных требований природоохранного, социального и экономического характера возможно только на основе преобразования технологии добычи этого металла. Технологические решения должны предусматривать возможность изменения состава и концентрации подаваемого в скважины растворителя при производстве работ с учетом того, что к настоящему времени разведанные запасы большинства рудных месторождений с высоким содержанием металла уже в значительной степени отработаны.

Разработанная и предлагаемая к практическому использованию ТОО «Институтом высоких технологий» и описанная в диссертации малореагентная технология кавитационно-струйной активации выщелачивающих растворов (ВР) нитритом натрия в сочетании с озоном позволяет существенно повысить эффективность процесса подземного скважинного выщелачивания урана за счёт увеличения его окислительно-восстановительного потенциала. При этом, использование технологии малореагентного выщелачивания должно учитывать геологические особенности месторождения.

Из изложенного в диссертации материала видно, что для практического подтверждения принципиальной возможности использования малореагентного выщелачивания в геологических условиях рудника

«Восточный Мынкудук» ТОО «Казатомпром-SaUran» проводились промышленные испытания с использованием специально разработанной и изготовленной пилотной установки. В ходе проведения натуральных экспериментов отмечен рост окислительно-восстановительного потенциала на всем промежутке активации растворов, увеличение концентрации ионов трехвалентного железа в закачных растворах, возросло значение соотношения Fe^{3+}/Fe^{2+} в активированных ВР.

Диссертация имеет последовательную структуру, соответствует требованиям, предъявляемым к диссертациям для получения магистерской степени, и рекомендуется к защите.

Выполнено:

- А) Графическая часть на 23 листах
- Б) Пояснительная записка на 45 страницах

Оценка работы

Диссертационная работа оценивается с баллом « 90 » ___%

Рецензент

Старший научный сотрудник Института геологических наук им. К. И. Сатпаева,

Доктор PhD



_____ Д.О. Даутбеков

_____ 2021 г.

СПИСОК НАУЧНЫХ ТРУДОВ
ФИО ЛЕКСИН АЛЕКСЕЙ МИХАЙЛОВИЧ

Магистранта специальности «Геология и разведка месторождений твердых 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	Геологические предпосылки использования малореагентного выщелачивания на месторождении Восточный Мынкудук	Статья	«Сатпаевские чтения – 2020» Секция: «Интеллектуальные системы и цифровые технологии- основа конкурентоспособности предприятий по добыче твердых полезных ископаемых»	3 страницы	Научный рук.- Р.А. Мусаев, к.г.-м.н, СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ

«24» мая 2021 года

Автор

к.г.-м.н., СНС ЛМиП ГТП ТОО ИВТ



Лексин А.М.

Мусаев Р.А.

Зав.кафедрой ГСПиРМПИ,

доктор PhD ассоц.профессор

Бекботаева А.А.