АО «НАЦИОНАЛЬНАЯ АТОМНАЯ КОМПАНИЯ «КАЗАТОМПРОМ»
АО «КАЗАХСТАНСКО-БРИТАНСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

СБОРНИК ТРУДОВ

X ЮБИЛЕЙНОЙ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ, ПОСВЯЩЕННОЙ 25-ЛЕТИЮ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ» И 20-ЛЕТИЮ ТОО «ИНСТИТУТ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ»

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ УРАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

24–26 ноября 2022 г.

Часть 1

Алматы 2022

УДК 622.34
ББК 33.2
С 23

Редакционная коллегия:

Муканов Е.Ж. (главный редактор), Габдуллин М.Т., Айдарова С.Б., Буркурманов Б.Б., Омиргали А.К., Батрышев Д.Г., Дуйсебаев Б.О., Горкун В. И.

https://uranconference.kz

С 23 Актуальные проблемы урановой промышленности: сборник трудов X юбилейной Международной научно-практической конференции, посвященной 25-летию АО «НАК «Казатомпром» и 20-летию ТОО «Институт высоких технологий». Часть 1. 24–26 ноября 2022 г. – Алматы: КБТУ, 2022. – 436 с.

ISBN 978-601-269-502-1

В сборнике представлены доклады по актуальным проблемам атомной отрасли и урановой промышленности, связанным с геологией, геотехнологией и горно-подготовительными работами; технологией добычи и переработки урана; технологией и актуальными проблемами дореакторного ядерно-топливного цикла – конверсией, производством ядерного топлива; ресурсами и эффективными технологиями производства редких, редкоземельных металлов и высокотехнологичной продукции на их основе; безопасным функционированием предприятий атомной отрасли и управлением техногенными отходами; цифровизацией, автоматизацией и роботизацией в атомной отрасли, а также по вопросам устойчивого развития (ESG), связанным с правовыми, макроэкономическими и образовательными аспектами функционирования атомной отрасли. Сборник рекомендуется для специалистов атомной отрасли и урановой промышленности.

УДК 622.34
ББК 33.2

ISBN 978-601-269-502-1

© АО «НАК «Казатомпром», 2022

Құрметті конференцияға қатысушылар!

Сіздерді «Уран өнеркәсібінің өзекті мәселелері» атты X халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференцияда қарсы алып отырғаныма қуаныштымын.

Биылғы жылы конференциямыз «Қазатомөнеркәсіп» ҰАК» АҚ-тың 25 жылдығына және еншілес кәсіпорынымыз — «Жоғары технологиялар институты» ЖШС-ның 20 жылдығына орайластырылған.

Осы жылдар бойы Қазатомөнеркәсіп Қазақстанның тек бейбіт атомды дамыту саясатын ұстана отырып, әлемнің түкпір-түкпіріндегі әріптестерімен атом энергетикасын, білімді, ғылым және өндірісті қауіпсіз дамыту саласындағы ынтымақтастықты қолдау бойынша жұмысты жүргізіп келеді.

Конференцияның негізгі мақсаты — халықаралық қоғамдастыққа, озық материалдарды, техника мен жабдықтарды әзірлеушілер мен өндірушілерге атом саласындағы компаниялардың ғылыми-техникалық интеграциясына жәрдемдесу мақсатында - өзекті ғылыми-технологиялық мақсаттарды талқылау және оларды шешу үшін алаң ұсыну.

«Қазатомөнеркәсіп» ұлттық атом компаниясы саланың қолда бар минералдық-шикізаттық, технологиялық, зияткерлік және экономикалық әлеуетін тиімді пайдалану және ұлғайту жөніндегі жұмыстардың ауқымды бағдарламасын іске асырып жатыр.

Уран өнеркәсібінің маңызды міндеттерін шешуді ғылым мен технологиялар саласындағы белсенді халықаралық ынтымақтастықсыз елестету мүмкін емес. Атом индустриясын дамытудың жалпы жаһандық үрдісі әлемдік компанияларды, ғалымдарды және ғылыми-техникалық саладағы атом саласының жоғары білікті мамандарын кеңірек біріктіруді талап етеді.

Мәселелерді қамтудың кең ауқымы және конференциядағы өкілдіктің жоғары деңгейі оған Қазақстан және басқа елдер үшін стратегиялық маңызды сала ретінде жаһандық уран индустриясы үшін маңызды оқиға мәртебесін беретіні сөзсіз.

Сіздерге атом саласын дамыту жолында жемісті еңбек және жаңа кәсіби жетістіктер тілеймін!

Құрметпен,
«Қазатомөнеркәсіп» ҰАК» АҚ Басқарма төрағасы
Е.Ж. Муканов

Уважаемые участники конференции!

Рад приветствовать вас на X Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности».

В этом году наша конференция приурочена к 25-летию АО «НАК «Казатомпром» и 20-летию нашего дочернего предприятия — ТОО «Институт высоких технологий».

На протяжении всех этих лет Казатомпром, придерживаясь политики Казахстана по развитию исключительно мирного атома, ведет работу по поддержанию сотрудничества в области безопасного развития атомной энергетики, образования, науки и производства с партнерами из разных стран мира.

Главная задача конференции — предоставить международному сообществу, разработчикам и производителям передовых материалов, техники и оборудования площадку для обсуждения и решения актуальных научно-технических задач в целях содействия научно-технической интеграции компаний атомной отрасли.

Национальная атомная компания «Казатомпром» реализует обширную программу работ по эффективному использованию и наращиванию имеющегося минерально-сырьевого, технологического, интеллектуального и экономического потенциала отрасли.

Решение важных задач урановой промышленности немыслимо без активного международного сотрудничества в сферах науки и технологий. Общемировая тенденция развития атомной индустрии требует более широкой интеграции мировых компаний, учёных и высококвалифицированных специалистов атомной индустрии в научно-технической сфере.

Несомненно, широкий масштаб охвата проблем и высокий уровень представительности на конференции придаёт ей статус значимого события для мировой урановой индустрии как стратегически важной отрасли для Казахстана и других стран.

Желаю вам плодотворной работы и новых профессиональных достижений для развития атомной отрасли!

С уважением,
Председатель Правления АО «НАК «Казатомпром»
Е.Ж. Муканов

Dear participants of the conference!

I am glad to welcome you to the IX International Conference "Actual Problems of the Uranium Industry".

This year our conference is timed to the 25th anniversary of NAC Kazatomprom JSC and the 20th anniversary of our subsidiary - Institute of High Technologies LLP.

Throughout all these years, Kazatomprom, adhering to Kazakhstan's policy of exclusively peaceful atom development, has been working to maintain cooperation in the field of safe development of nuclear energy, education, science and production with partners from around the world.

The main objective of the conference is to provide the international community, developers and manufacturers of advanced materials, machinery and equipment with a platform for discussing and solving current scientific and technical problems in order to promote the scientific and technical integration of nuclear industry companies.

Kazatomprom is implementing an extensive program of work on the effective use and enhancement of the existing mineral, technological, intellectual and economic potential of the industry.

The solution of important tasks of the uranium industry is unthinkable without active international cooperation in the fields of science and technology. The global trend in the development of the nuclear industry requires a broader integration of global companies, scientists and highly qualified specialists of the nuclear industry in the scientific and technical field.

Undoubtedly, the wide scope of the problems and the high level of representativity at the conference gives it the status of a significant event for the global uranium industry as a strategically important industry for Kazakhstan and other countries.

I wish you fruitful work and new professional achievements for the development of the nuclear industry!

Best regards,
Chair of the Management Board of NAC Kazatomprom JSC
Ye. Mukanov

МИРОВАЯ УРАНОВАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ: СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

Ульянин Ю.А., Бойцов А.В.
АО «Техснабэкспорт», г. Москва, Россия

К 2040 году прогнозируется 80% рост потребностей в уране мировой атомной энергетики. Разрыв между установленными источниками производства урана и потребностями может составить около 55 тыс. т урана. Низкие цены на уран сдерживают развитие геологоразведки и освоение новых месторождений. Мировые ресурсы урана низких стоимостных категорий недостаточны для обеспечения долгосрочных потребностей мировой атомной энергетики.

Прогноз обеспечения сырьевых потребностей мировой атомной энергетики

Всемирная ядерная ассоциация (World Nuclear Association, WNA) в аналитическом отчете по ядерному топливному циклу 2021 года [1] представила оптимистичные прогнозы по развитию мировой атомной энергетики. Базовый сценарий предполагает, что мощность АЭС во всем мире вырастет с нынешних 375 ГВт до 615 ГВт к 2040 году, то есть более чем в полтора раза. Наибольший рост атомной энергетики ожидается в Китае – более чем в четыре раза с 47 до 206 ГВт. Согласно высокому сценарию мощности вырастут уже до 776 ГВт к 2040 году.

По сравнению с предшествующим отчетом 2019 года в целом отмечается положительная динамика развития. Ожидается, что генерирующие мощности будут расти на 2,6% в год по сравнению с 2,0% в отчете за 2019 год. При этом до 2035 года происходит снижение мощностей в связи с пересмотром планов ряда стран, а затем значительный рост, вызванный строительством АЭС в новых странах и развитием «зеленой» низкоуглеродной энергетики. Рост спроса на электроэнергию в целом обусловлен такими факторами, как рост населения, урбанизация, электрификация производств и быта. Кроме того, он напрямую коррелирует с неуклонным ростом населения Земли. Сейчас более миллиарда людей по всему миру не имеют доступа к электроэнергии, поэтому усилия крупных развивающихся стран в этом направлении в будущем станут важным драйвером роста спроса на электроэнергию.

Пропорционально мощностям на 80% должны увеличиться и потребности атомной энергетики в уране: в базовом сценарии с текущих 62,5 до 112,3 тыс. т в год в 2040 году (рисунок 1). В настоящее время значительная часть потребностей ядерного топливного цикла обеспечивается за счет так называемых вторичных источников. К ним относятся государственные и коммерческие складские запасы различных урансодержащих продуктов, дообогащение отвалов обогатительных производств, высокообогащенный уран и регенерированный уран из отработавшего ядерного топлива. По оценкам WNA, в 2021 году из вторичных источников извлекали около 10,5 тыс. т урана в год, а к 2040 году его количество сократится до 6,6 тыс. т. Таким образом, основной рост должен быть обеспечен первичной добычей природного урана, который не имеет альтернативы на этом горизонте. Добыча урана должна увеличиться с нынешних 53 до 92 тыс. т, причем на действующих рудниках она сократится более чем в 2 раза – с 45,8 до 21,3 тыс. т, а планируемые новые рудники не смогут компенсировать выбывающие мощности. Прогнозируется, что начиная с 2028 года спрос на уран будет превышать предложение из известных источников. Разрыв между выявленными источниками поставок и потребностями может достичь 55 тыс. т урана к 2040 году, что сопоставимо с текущей мировой добычей урана. Он может быть заполнен поставками из так называемых неопределенных источников, которые включают коммерческие запасы, неучтенный потенциал существующих рудников, дополнительную добычу на простаивающих рудниках, освоение резервных или новых месторождений. Эти мощности сложно спрогнозировать из-за коммерческой чувствительности, политической неопределенности и нестабильности рынка.

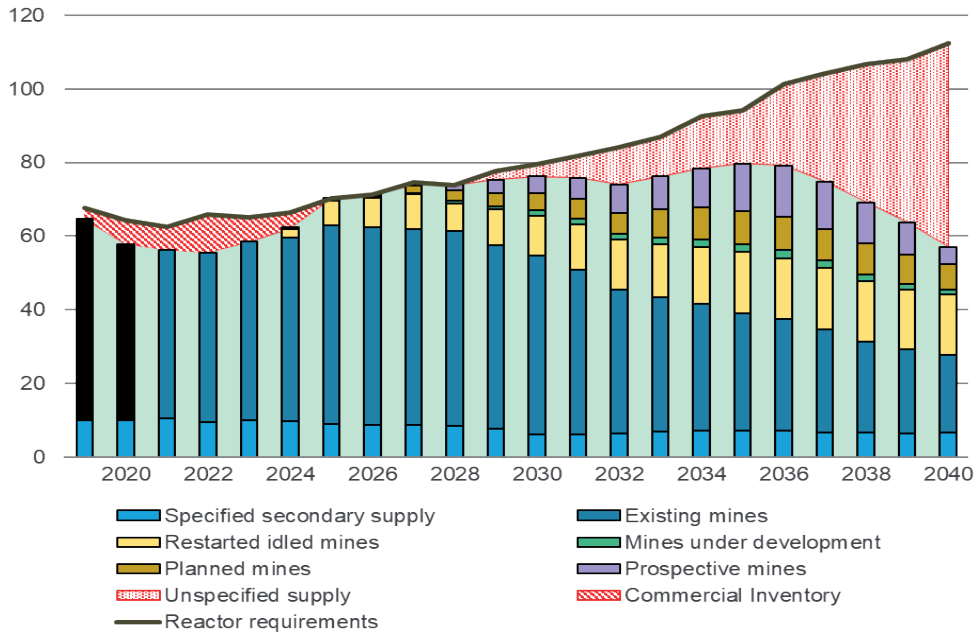


Рисунок 1 – Базовый сценарий обеспечения сырьевых потребностей атомной энергетики до 2040 года [1]

Росту производства урана должна способствовать благоприятная рыночная конъюнктура. В последние пять лет спотовые цены на уран находились на рекордно низком уровне в пределах 25–30 долл. за фунт, лишь незначительно и кратковременно повышаясь в ответ на снижение объемов добычи или приостановку некоторых урановых рудников. Определяющим фактором влияния на низкую цену являлось излишнее количество урана на спотовом рынке, вызывающее превышение предложения над спросом. Кроме того, на реализацию планов производителей урана влияли политические, социальные, экологические, технические факторы. Снижение добычи в 2019 и особенно в 2020 году во многом обусловлено пандемией COVID–19, повлиявшей в той или иной степени почти на всех производителей. В столь непростых условиях выживали компании с низкой себестоимостью добычи и с выгодными долгосрочными контрактами.

Рост спотовых цен на уран во второй половине 2021 года с 30 до 50 долларов за фунт дал положительный импульс для развития урановой промышленности. Вместе с тем он был вызван не фундаментальными факторами, а серией разовых закупок значительных количеств на споте трастовым фондом Sprott Physical Uranium Trust (SPUT). В 2022 году цены варьировались в диапазоне 46–54 долларов за фунт, достигнув пика в 64 доллара в апреле.

Производство урана

Несмотря на глобальные вызовы, урановый рынок продолжает лихорадить, а низкие цены на уран долгое время не отвечали ожиданиям производителей, многие из которых сдерживали или вовсе останавливали действующие рудники.

Неблагоприятные рыночные условия, усугубленные пандемией COVID–19, привели к снижению добычи урана на 25% за прошедшие пять лет – до 47,6 тыс. т в 2020 году (рисунок 2). Расходы на разведку и разработку месторождений сократились на 77%. Даже мировой лидер Казахстан, обладающий самой высокорентабельной сырьевой базой и продемонстрировавший шестикратный рост добычи урана за 10 лет, вынужден был сократить производство на 21% – с 24,7 до 19,5 тыс. т. Канада, державшая лидерство в 90-х – 2000-х годах, снизила в этот период добычу на 72% – с 14 до 4 тыс. т. Была приостановлена работа крупнейшего в мире канадского рудника «Сигар Лейк», который совсем недавно производил 7 тыс. т. Одна из крупнейших горнодобывающих компаний мира Rio Tinto практически полностью вышла из уранового бизнеса. В 2019 году она продала свои акции в крупном намибийском руднике «Россинг», который работал с 1976 года, китайской государственной компании CNUC. Вслед за этим Rio Tinto в 2020 году остановила добычу, а в 2021 приступила к ликвидации крупного рудника Ranger в Австралии. Кроме того, в связи с исчерпанием запасов французская компания ORANO закрыла крупный урановый рудник «Акута» в Нигере. Только на руднике «Хусаб» в Намибии, принадлежащем китайской компании CGN, отмечался рост добычи урана.

В целом на урановом рынке сложилась не типичная для добывающих проектов ситуация, когда

главным резервом отрасли для будущего производства стали не разведанные и готовые к отработке месторождения, а остановленные законсервированные из-за низких цен предприятия. Всего с 2015 года было законсервировано 15 урановых рудников суммарной мощностью 20 тыс. т [1].

Вышеперечисленные события привели к тому, что после более чем десятилетнего периода избыточного предложения урана на рынке баланс начал выравниваться. В 2021 году мировое производство урана стабилизировалось на уровне 47,5 тыс. т и есть все основания предполагать, что в последующие годы последует рост производства, связанный с запуском законсервированных и новых рудников, возвращением на контрактные показатели в Казахстане. Это должно позволить поддерживать баланс спроса и предложения ядерного топливного цикла на последующие пять-семь лет.

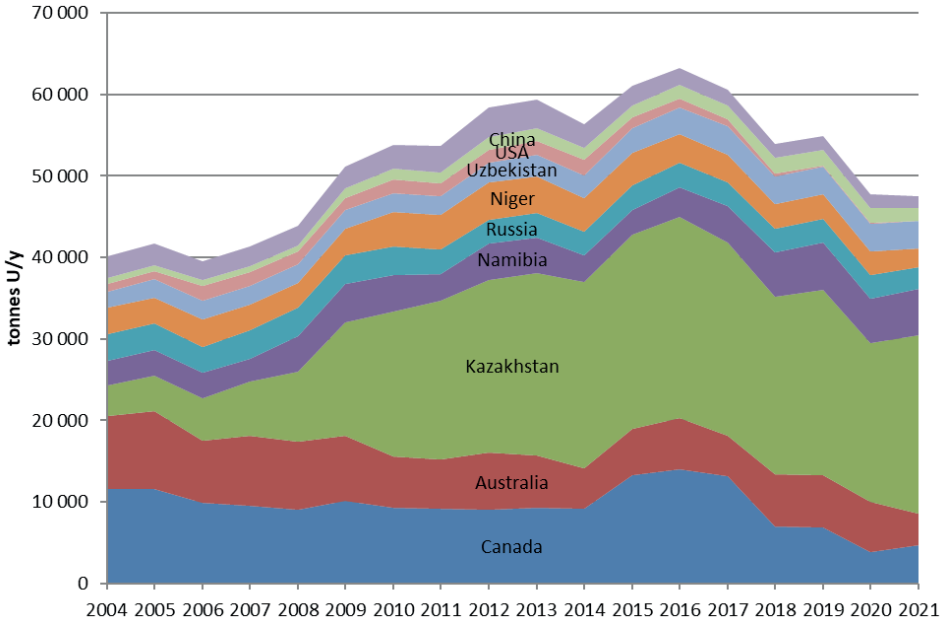


Рисунок 2 – Историческая добыча урана по странам

Среди компаний – производителей урана Казатомпром уже давно прочно удерживает лидерство с 26% от общемировой добычи урана в 2021 году. Росатом (Атомредметзолото и Uranium One) с 2019 года на втором месте с долей 15%, преследуемый китайскими компаниями CGN и CNNC (рисунок 3).

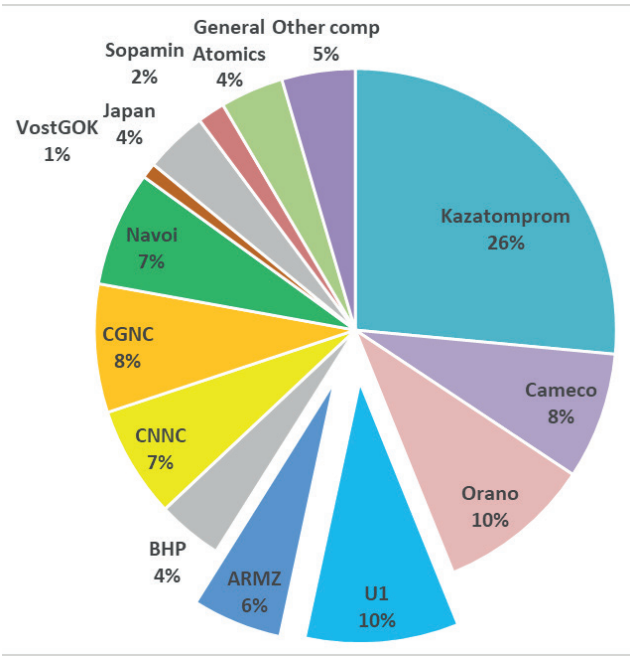


Рисунок 3 – Добыча урана компаниями в 2021 году (по доле владения)

С 2010 года скважинное подземное выщелачивание (СПВ) преобладает над другими способами добычи урана. Его производство увеличилась с 8,5 тыс. т в 2005 году (20% от общей добычи) до 29, 2 тыс. т в 2021 году (доля 61%). Пик СПВ в 30 686 т урана пришелся на 2016 год (рисунок 4). Есть основания считать, что за счет развития проектов в Казахстане этот показатель будет вскоре превзойден.

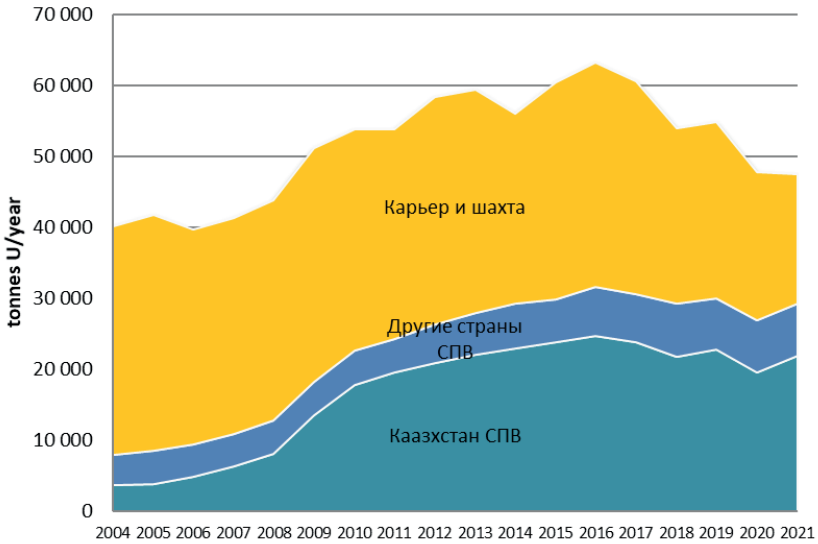


Рисунок 4 – Историческая добыча урана по способам отработки

Можно уверенно констатировать, что сегодня эра доминирования рудников скважинного подземного выщелачивания и Казахстана. В 2020 году из 32 действующих урановых рудников 20 добывали уран методом СПВ, причем 15 из них расположены в Казахстане [2]. Мощность рудников СПВ составляет половину от всех добывающих мощностей, а их запасы – 43% от общих разведанных запасов. (таблица 1). Характерно, что в 2020–2021 годах лишь 20 рудников из 32 имели общую себестоимость производства ниже среднегодовой спотовой цены на уран; в их числе все казахстанские предприятия.

Таблица 1. Характеристика действующих урановых рудников [2]

Способ добычи	**Казахстан СПВ**	**Другие страны СПВ**	**Шахта, карьер**	**Всего**
Себестоимость производства, долл./фунт U_3O_8	<22	19-40	25-82	
Количество рудников	15	5	12	**32**
Мощность, тыс. т	29,5	8,1	36,0	**73,6**
Запасы, тыс. т	449,5	243,5	720,7	**1 632,2**

Если же заглянуть в будущее и проанализировать планируемые к освоению рудники (таблица 2), которые должны будут восполнять выбывающие добывающие мощности, то здесь уже преобладают крупные проекты в Канаде с месторождениями типа несогласия под традиционную подземную добычу и со значительно более высокой себестоимостью [3].

Таблица 2 – Характеристика планируемых новых урановых рудников [2]

Способ добычи	**Канада шахта**	**Рудники СПВ**	**Прочие рудники**	**Всего**
Себестоимость производства, долл./фунт U_3O_8	<45	21-54	35-82	
Количество рудников	6	15	19	**40**
Мощность, тыс. т	37,2	15,5	32,2	**84,9**
Запасы, тыс. т	347,8	185,5	557,9	**1 091,2**

Мировая сырьевая база урана

Срок отработки любого месторождения конечен, поэтому ключевым фактором устойчивого развития добычи урана является качественная сырьевая база. Согласно так называемой Красной книге по урану МАГАТЭ-ОЭСР 2020 года [3], общий объем всех разведанных ресурсов составляет около 8 млн т, что

вполне достаточно для обеспечения будущих долгосрочных потребностей на следующие 50 лет. Вместе с тем ресурсы низкой стоимостной категории менее 80 долл./кг, являющиеся основой для планирования производства добывающих компаний, неуклонно сокращаются и составляют около четверти от всех ресурсов (рисунок 5). Среди стран в этой категории явным лидером является Казахстан с долей 36% от суммарных мировых запасов.

За десять лет общие мировые запасы урана увеличились на 28%, а запасы категории <80 $/кг сократились на 44%. В категории <80 $/кг 90% запасов относятся к действующим и строящимся рудникам.

Таким образом, значительная часть мировой ресурсной базы слабо разведана и относится к высоким стоимостным категориям. Это в полной мере относится и к России, которая занимает четвертое место в мире по количеству разведанных запасов, но в структуре сырьевой базы запасы категории <80 $/кг составляют только 8%.

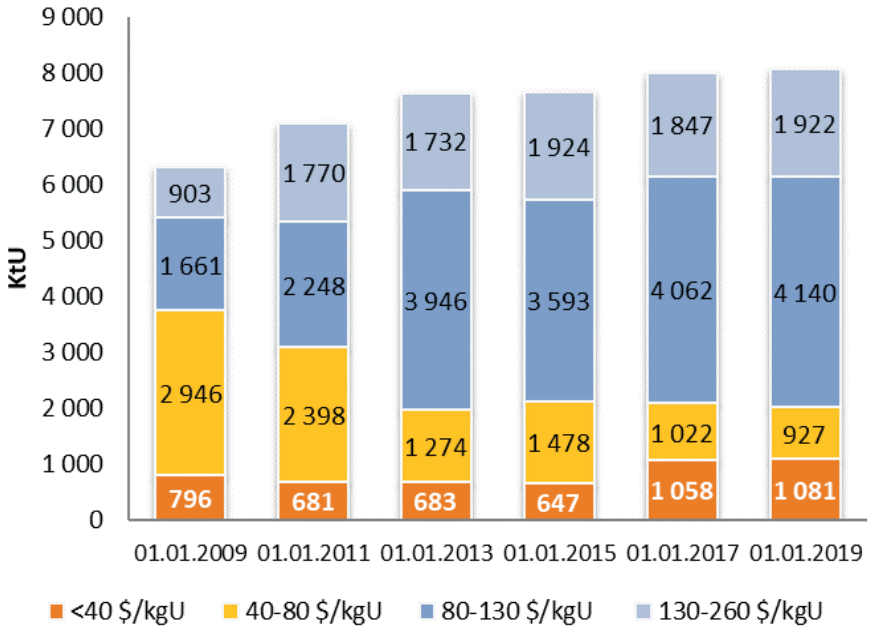


Рисунок 5 – Динамика изменения мировых запасов урана по ценовым категориям

Наибольший объем ресурсов (440 тыс. т) с себестоимостью до 80 долларов за килограмм урана связан с месторождениями песчаникового типа, пригодными для добычи методом скважинного подземного выщелачивания (СПВ). На втором месте в этой категории ресурсы месторождений типа несогласия для подземной добычи (403 тыс. тонн), а на третьем – полиметаллические месторождения брекчиевого комплекса, где уран добывают в качестве попутного к меди и золоту компонента (255 тыс. тонн). Все три метода добычи коррелируют с такими центрами добычи, как Казахстан, Канада и Австралия (конкретно с рудником Olympic Dam) соответственно.

Учитывая, что период от начала поисков до освоения месторождения составляет не менее 10 лет, чрезвычайно актуальной становится активизация урановой геологоразведки, нацеленной на открытие новых высококачественных месторождений.

Перспективы развития сырьевой базы урана для отработки методом СПВ

Большинство урановых открытий последних лет состоялись в пределах определившихся еще в 70–80-е годы урановорудных районов. В последние двадцать лет поисковые работы не приводили к значимым открытиям новых месторождений песчаникового типа, связанных с региональными зонами пластового окисления для отработки СПВ. В основном осуществлялся перевод прогнозных ресурсов в разведанные запасы на ранее открытых месторождениях.

Вместе с тем методика поисковых геолого-разведочных работ на этот тип месторождений была успешно реализована советскими геологами и привела в свое время к великим открытиям крупнейших мировых урановорудных провинций в Казахстане и Узбекистане. Открытие новых месторождений данного типа можно ожидать также в Витимском районе (Россия), меловых впадинах Монголии и Китая, многочисленных осадочных бассейнах в Вайоминге и Техасе, бассейне Frome в Австралии. Результаты

геологоразведки последнего десятилетия также позволяют положительно оценивать перспективы открытия новых урановорудных районов, связанных с отложениями системы Кару в странах Центральной и Южной Африки и бассейна Парана в Южной Америке.

Выводы

Эпоха «дешевого» урана на мировом рынке заканчивается. Спрос на природный уран уже через пять-семь лет может превысить предложение из известных источников.

Рост потребностей мировой атомной энергетики в долгосрочной перспективе будет происходить на фоне выбытия крупных урановых проектов с низкой себестоимостью добычи и сокращения вторичных источников.

Мировые ресурсы урана низких стоимостных категорий не смогут обеспечить долгосрочные потребности мировой атомной энергетики. Приоритетными направлениями восполнения сырьевой базы урана следует считать открытие и ускоренное освоение новых высокорентабельных месторождений для отработки методом СПВ как в определившихся, так и в новых урановорудных районах.

Список использованных источников

1. The Nuclear Fuel Report. Global Scenarios for Demand and Supply Availability 2021-2040. World Nuclear Association, September 2021.

2. Uranium Production Cost Study. UxC special report, July 2021.

3. URANIUM 2020: Resources, Production and Demand. A joint report by the NEA and IAEA, OECD 2020.

НАУКА И ТЕХНОЛОГИИ – ОСНОВА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Жарменов А.А.
РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан», г. Алматы, Казахстан

Энергетический вопрос во все времена являлся одним из важнейших вопросов развития экономики любого государства. Энергетическая отрасль на глобальном уровне из года в год сталкивается с серьезными вызовами, обусловленными рядом факторов геополитического, макроэкономического, социального, экологического характера и др. Принимая во внимание общемировой ориентир последних лет на повышение энергоэффективности, декарбонизацию промышленности и низкоуглеродное развитие городов, энергия мирного атома по-прежнему остается альтернативой ее углеводородным источникам.

Добыча урана – наиболее развитое в республике направление атомной отрасли. Будучи второй страной в мире по запасам этого стратегического сырья, Казахстан выгодно отличается от конкурентов по его извлечению из недр. По оценкам специалистов, данное преимущество гарантировано нашему государству на 50–80 лет вперед при условии рационального использования. Само по себе владение значительными ресурсами – это необходимое, но не единственное условие для лидерства: республика занимает первую позицию по добыче природного урана.

Превращение сырьевых ресурсов в полезный продукт требует колоссальных затрат, связанных с разведкой, добычей, обогащением и переработкой. В совокупности эти процессы определяют себестоимость кондиционного продукта и его конкурентоспособность на рынке. В этом плане привилегированной особенностью казахстанской добычи урана является применение АО «НАК «Казатомпром» метода подземного скважинного выщелачивания. Известно, что *физико-химические геотехнологии скважинной добычи* полезных ископаемых в сравнении с *классическими горными технологиями* занимают существенно выигрышное положение по ряду показателей. Сокращаются громадные объемы горных работ, исключается присутствие людей в подземных условиях, сокращаются накапливаемые на поверхности земли отходы, открывается перспектива переработки очень бедных руд с получением конечного продукта, минуя стадию их обогащения.

РГП «НЦКПМС РК», являясь базовой научной организацией горно-металлургического комплекса Казахстана, имеет не просто большой опыт работы в сфере традиционных и инновационных технологий добычи, обогащения и переработки природного и техногенного сырья, не только весомый багаж полученных новых научных знаний и созданных разработок, но и яркие примеры внедрения уникальных технологий, обеспечивающих серьезный экономический эффект, безопасное ведение работ, комплексную переработку сырья, минимизацию/утилизацию отходов. Если говорить о добыче, это **высокоэффективные технологии подземной отработки мощных рудных месторождений камерными и слоевыми системами разработки** с твердеющей закладкой выработанного пространства с применением самоходного оборудования, повторной отработки списанных в потери запасов в целиках различного назначения на Тишинском и Малеевском рудниках, «Орловской» и «Артемьевской» шахтах, шахте «Первомайская». Способ **внутреннего отвалообразования** с учетом геомеханического взаимодействия внутреннего отвала и участка борта карьера в зоне его размещения, безопасности геомеханической ситуации в выработанном пространстве карьера, внедренный в АО «Костанайские минералы». Технология **повторной отработки руды из междукамерных целиков** для повышения безопасности и управляемости процесса добычи руды и погашения выработанного пространства на Жезказганском месторождении.

На рубеже 1990-х – 2000-х годов получили развитие работы **по геотехнологии металлов способом подземного скважинного выщелачивания** под руководством основателя данного направления академика Е.И. Рогова. Исследования по подземному скважинному выщелачиванию урана и кучному выщелачиванию сопутствующих металлов (рений, осмий и др.), по своей масштабности не имеющие аналогов за рубежом, были инициированы в целях обеспечения научного сопровождения восстановления урановой промышленности и реализовывались совместно со специалистами вновь созданной в то время организации «Казатомпром». Разработаны фундаментальные основы теории диффузионного растворения и фильтрационного переноса при подземном скважинном выщелачивании полезных ископаемых. Результаты научно-исследовательских изысканий, защищенные более 40 отечественными охранными документами, были внедрены с внушительными социальным и экономическим эффектом на месторождениях Канжуган, Уванас, Мынкудук, Северный и Южный Карамурун и Акдала.

Работы РГП «НЦКПМС РК» по кучному выщелачиванию металлов нашли реализацию также в гидрометаллургии золота и меди. Разработанная высокоэффективная **ионообменная технология кучного выщелачивания золота** из бедных золотосодержащих руд, комплексных золото-медных руд и техногенных отходов легла в основу создания более 20 установок кучного выщелачивания на рудниках

«Комаровское», «Кутюхинское», «Жалтырбулак», «Узбой», «Бестобе», «Аксу», «Суздальское», «Жанан», «Мукур», «Миялы», «Мизек», «Балажал», «Васильевское», «Келиншектау», «Шован», «Верхние Камысты», «Жолбарысты» и др. Экономическая эффективность производства достигается за счет сокращения капитальных и эксплуатационных затрат в два раза. На начало 2000-х годов был обеспечен прирост выпуска отечественного золота на 10 т в год. Ввиду выработки большинства месторождений в настоящее время суммарно по всем разработанным инновационным технологиям в нашей стране производится 6 т золота, что составляет восьмую часть выпускаемого казахстанского металла.

На месторождениях Аяк-Коджан, Актогай, Алмалы, отвалах Коунрада нашли воплощение **комбинированные обогатительно-гидрометаллургические технологии переработки низкосортного медьсодержащего сырья**. Таким образом, в Казахстане впервые с применением гидрометаллургической технологии методом кучного выщелачивания с последующей экстракционной переработкой растворов (SX-EW) производится 50 тыс. т меди в год (более 10% годового объема производства меди в стране).

В заключение следует отметить, что эффективность полученных научных результатов оценивается не только размером экономического эффекта. Важной составляющей является подготовка кадров. Этому вопросу в РГП «НЦКПМС РК» всегда придавалось большое значение. Так, например, в области подземного скважинного выщелачивания урана было подготовлено 4 доктора и 6 кандидатов наук, более 30 горных инженеров. Научные организации в результате реформы системы отечественной науки и образования в 2011 г. были исключены из процесса подготовки научных кадров высшей квалификации. Это повлекло за собой отток молодежи из науки. Чтобы предотвратить этот процесс и привлечь молодых людей в науку, на основе сотрудничества с Казахским Национальным университетом им. аль-Фараби была создана кафедра КазНУ им. аль-Фараби «Технология металлов и минералов» при РГП «НЦКПМС РК». Благодаря этому ученые РГП «НЦКПМС РК» имеют возможность участвовать в образовательном процессе, а магистранты и докторанты задействованы в выполнении конкретных задач развития горно-металлургической отрасли. Положительным результатом реализации данного подхода является не только омоложение кадров научной организации, не только обеспечение преемственности поколений в науке, что само по себе очень важно, но и подготовка высококвалифицированных молодых специалистов, призванных обеспечить экономическую эффективность дальнейшего развития отрасли на основе научных знаний и новых технологий.

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ УРАНА ГК «РОСАТОМ» ЗА РУБЕЖОМ

Ульянин Ю.А., Бойцов А.В.
АО «Техснабэкспорт», г. Москва, Россия

С целью гарантированного долгосрочного сырьевого обеспечения потребностей в уране предприятий ядерного топливного цикла госкорпорация «Росатом» в 2010 году приобрела канадскую компанию «Ураниум Уан» (Uranium One Inc.) и консолидировала на ее основе высокоэффективные урановые активы в Казахстане и других регионах мира. Зарубежные урановые проекты Росатома диверсифицированы как географически, так и по всему производственному циклу: от геологоразведки до проектирования, строительства рудников и промышленной эксплуатации. Uranium One входит в контур управления группы компаний АО «Техснабэкспорт» госкорпорации «Росатом».

Казахстан

Сегодня Uranium One – крупнейший зарубежный акционер в Казахстане, владеет 22% от общей добычи в Казахстане и 15% от разведанных запасов урана. Уранодобывающие активы включают шесть рудников общей проектной мощностью порядка 10 000 т урана в год, которыми владеют пять совместных с АО «НАК «Казатомпром» предприятий (далее – СП). За последние десять лет производство урана этими СП увеличилось более чем в пять раз, достигнув максимума – 9625 т в 2017 году. В российской доле владения в СП это составило 5063 т урана. Дальнейший рост производства сдерживался негативным урановым рынком и влиянием всемирной пандемии. Как следствие, производство урана снизилось до 8228 т в 2020 году, что составило 4276 тонн в российской доле (рисунок 1). Несмотря на это, на фоне глобального сокращения добычи уран, особенно в Канаде, компания вышла в 2020 году на третье место в мире среди урановых компаний и удерживала эти позиции в 2021 году. Есть все основания считать, что рост мировых цен на уран положительно повлияет на восстановление в ближайшие годы добычи до показателей, определенных контрактами на недропользование.

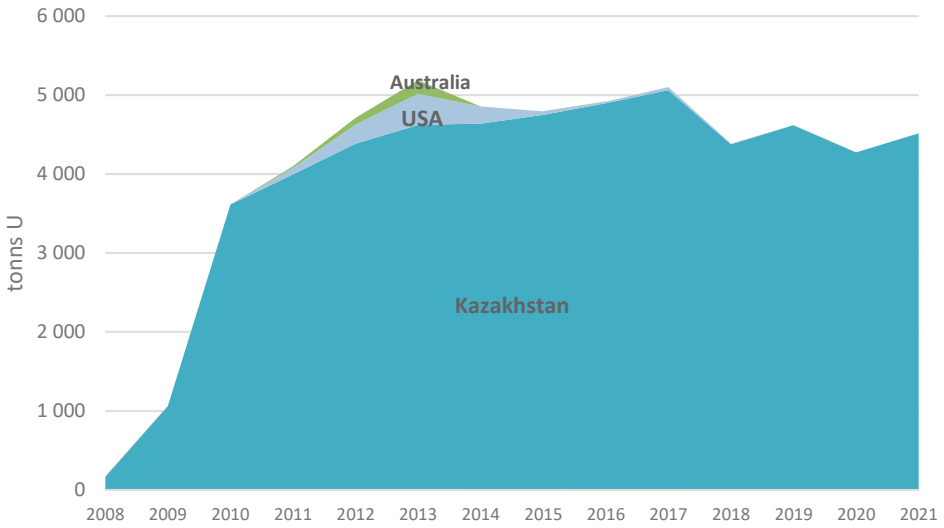


Рисунок 1 – Историческое производство урана в доле владения Uranium One

Разведанная сырьевая база и планируемые производственные мощности способны обеспечить дальнейший рост при благоприятных рыночных ценах. Сырьевая база компании составляет более 190 тыс. т, из которых более 106 тыс. т – российская доля в разведанных запасах СП в Казахстане.

Инновационное развитие предприятий

Реализуемая совместно с АО «НАК «Казатомпром» взвешенная инновационная техническая политика в совокупности с уникальными по своим геологическим и технологическим характеристикам месторождениями в Казахстане обеспечивают важное конкурентное преимущество Uranium One как производителя с самой низкой себестоимостью добычи урана.

Ежегодные инвестиции в НИОКР СП с участием Uranium One составляют более 700 млн тенге. Они ориентированы на снижение производственной себестоимости, повышение производительности и охрану труда за счет разработки и внедрения современных цифровых технологий управления производством.

Из многочисленных тем НИОКР приоритетными направлениями инновационного развития, имеющими значительный экономический потенциал, являются:

1. Внедрение комплекса современных систем моделирования процесса СПВ для проектирования и управления производством;

2. Извлечение попутных ценных компонентов при переработке растворов СПВ.

Моделирование СПВ

Моделирование процессов СПВ включает комплекс взаимно интегрированных систем: геологическая база данных и геологическая модель, геотехнологическая база данных и геотехнологическая моделирующая система, технико-экономическая моделирующая система, система автоматизированного проектирования и планирования СПВ, система управления производственными процессами СПВ. Он был разработан российским Северским технологическим университетом (СТУ МИФИ) и успешно внедрен на российских рудниках СПВ. В 2018–2019 гг. АО «НАК «Казатомпром» уже внедрило базовую разработку этого комплекса (система ГГИС) на ТОО «РУ-6». Эта система позволяет анализировать текущую геологическую и геотехнологическую информацию для оперативного управления производством. Полученные результаты подтвердили высокий потенциал внедрения моделирующих систем на урановых рудниках СПВ в Казахстане. Следует учитывать, что система ГГИС является базовой разработкой. В целях решения комплексных масштабных задач по управлению производством и экономикой возникает острая необходимость планомерного и систематического внедрения всех систем комплексного моделирования процессов СПВ.

Извлечение попутных компонентов

Практически на всех месторождениях в Казахстане в контурах запасов урановых руд оценены забалансовые запасы попутных ценных компонентов: рения, скандия и редкоземельных металлов. Все попутные компоненты частично растворяются в процессе сернокислотного СПВ. На шести рудниках с участием Uranium One за год откачивается более 120 млн куб. продуктивных растворов, содержащих в урановых продуктивных растворах десятые доли мг/л рения и скандия, суммы редких земель колеблются в диапазоне 5–20 мг/л. В пересчете на металл за год с продуктивными растворами поднимается на поверхность и возвращается в недра около 40 т рения, 30 т скандия, более 2000 т редкоземельных металлов.

Еще в советские времена были разработаны базовые технологии извлечения попутных компонентов из маточников сорбции, которые предусматривали извлечение из растворов ПВ попутных элементов на ионообменных смолах или химическим осаждением РЗМ. Однако они не обеспечивали получение чистых нерадиоактивных концентратов.

Результаты проведенных СП в последние годы НИОКР позволяют позитивно оценивать это направление. Например, на руднике «Акдала» лабораторные опытные работы показали высокую техническую и экономическую эффективность извлечения рения из ионообменных смол после десорбции урана. Радионуклиды хорошо смываются с промывным раствором на стадии промывки экстрагента, и полученный черновой концентрат перрената аммония является нерадиоактивным. Предварительная себестоимость получения 1 кг перрената аммония составила порядка $ 50 при его цене на рынке $ 1300 за килограмм в ценах 2019 года. Запланировано проведение полупромышленных опытных работ в цехе по переработке продуктивных растворов рудника «Акдала».

Развитие сырьевой базы

Большинство эксплуатируемых в Казахстане урановых месторождений были открыты еще в 70–80-е годы прошлого века, а в последние десятилетия в основном осуществлялся перевод прогнозных ресурсов в разведанные запасы на ранее открытых месторождениях. При этом сырьевой потенциал Казахстана далеко не исчерпан.

Принимая во внимание истощение на некоторых СП сырьевой базы в ближайшие 5–10 лет, особо актуальным становится вопрос ее восполнении за счет развития геолого-разведочных работ как в границах геологических отводов, так и за их пределами. Это позволит продлить сроки работы рудников и, как следствие, сохранить рабочие места для стабилизации социальной обстановки в регионах деятельности.

В соответствии с вновь введенными поправками в законодательство РК предприятия имеют возможность проводить доразведку в пределах контрактных территорий.

АО «НАК «Казатомпром» в рамках государственных программ проводит разведочные работы в целях выявления потенциальных объектов недропользования. ГК «Росатом» заинтересована в активизации разведочных работ на территориях, расположенных на продлении рудоконтролирующих зон и прилегающих к существующим геологическим отводам СП и в сотрудничестве с казахстанскими партнерами в этом направлении.

Танзания

Месторождение Мкуджу Ривер в Танзании находится в высокой степени готовности к отработке карьером. Это одно из крупнейших в мире урановых месторождений с ресурсной базой 58 500 т U, из которых 47 900 т в категории Measured & Indicated. Технический проект уровня Feasibility Study для отработки месторождения карьерным способом с последующей переработкой на гидрометаллургическом заводе производительностью свыше 3 тыс. т урана в год был разработан в 2013 году. В связи с низкими ценами на уран в 2017 году работы были приостановлены.

В 2019 году было принято решение о проведении опытной добычи с запуском опытного производства в 2024 году. В 2020 разработан проект строительства пускового комплекса. В 2021–2022 годах восстановлены коммуникации и инфраструктура, вахтовый поселок, закуплено оборудование и начато строительство опытного завода. Проект предусматривает сооружение небольшого опытного карьера годовой мощностью 15 000 т в год по руде и строительство пилотной перерабатывающей установки производительностью 15 500 т руды в год, или 5 т урана в год. В результате будут апробированы заложенные в проект 2013 года технологические решения по добыче и переработке руд. Начало промышленной добычи запланировано на 2030 год и будет зависеть от конъюнктуры мирового уранового рынка.

Перспективы оптимизации проекта связаны с возможностью применения СПВ для части руд, расположенных вне контура проектируемых карьеров. Натурные опыты 2013 и 2016 годов подтвердили возможность отработки части запасов урана методом скважинного подземного выщелачивания.

Намибия

В 2010 году российские геологи АО «Атомредметзолото» и Всероссийского института минерального сырья в результате детального комплексного анализа геологической информации выделили в Намибии площади, перспективные на обнаружение месторождений песчаникового типа, контролируемых зонами пластового окисления. Ранее эта часть страны на уран не изучалась и поисковые работы там не проводились. Уже в 2012 году редкой сетью разведочных скважин были вскрыты две перспективные на уран зоны пластового окисления, близкие по своим характеристикам к казахстанским. Было доказано проявление уран-образующего процесса, оценен сырьевой потенциал, выделена перспективная площадь с прогнозными ресурсами.

Возобновление геолого-разведочных работ на уран стало возможным в 2018 году после снятия правительством Намибии моратория на выдачу новых урановых лицензий. Проведенные Uranium One в 2018–2020 годах лабораторные испытания по выщелачиванию урана из руд подтвердили потенциальную возможность отработки месторождения методом скважинного подземного выщелачивания с использованием как кислоты, так и соды.

С 2019 года компания приступила к системной масштабной геологоразведке. Оцененные на сегодняшний день запасы и ресурсы позволяют говорить об открытии крупного уранового месторождения со значительным сырьевым потенциалом. По своим геологическим характеристикам оно аналогично казахстанским пластово-инфильтрационным месторождениям урана, контролируемым региональными зонами пластового окисления, отличается неглубоким залеганием рудных тел (до 150 м) и крайне изменчивыми радиологическими характеристиками. Ключевым событием, подтверждающим технико-экономическую возможность применения метода СПВ, должны стать запланированные на 2022–2023 годы натурные опыты. Для решения поставленных задач будет использован передовой опыт Казахстана.

Метод СПВ в Намибии был ранее неизвестен и поэтому вызывает опасения у местного населения. Uranium One проводит планомерную систематическую разъяснительную работу с заинтересованными сторонами по демонстрации экологической безопасности метода. В этой части необходимо отметить поддержку АО «НАК «Казатомпром» в посещении рудников специалистами Намибии для ознакомления с практическим опытом СПВ в Казахстане.

Выводы

В целях гарантированного обеспечения сырьевых потребностей российской атомной отрасли ГК «Росатом» активно участвует в зарубежных урановых проектах. Приоритетным и стратегическим для нас является многолетнее сотрудничество с АО «НАК «Казатомпром» по развитию добычи и сырьевой базы урана существующих СП, а также по участию в новых проектах.

Важным направлением развития сырьевой базы и добычи урана является геолого-разведочный проект в Намибии. В ближайшие пять лет должны быть разведаны запасы и проведены натурные опытные работы, которые позволят к 2030 году подготовить месторождение к промышленному освоению методом скважинного подземного выщелачивания.

RADIONUCLIDE PRODUCTION AND SEPARATION TOWARDS MEDICAL APPLICATION AT PAUL SCHERRER INSTITUTE

Andreas Pautz, Robert Eichler, Didier Gavillet, Nicholas P. van der Meulen
Nuclear Energy and Safety (NES), Paul Scherrer Institute, Switzerland

Abstract

The Paul Scherrer Institute (PSI) is the largest research institute for natural and engineering sciences in Switzerland, focusing on cutting-edge research in four fields, namely, Future Technologies, Energy and Climate, Health Innovation and Fundamentals of Nature. PSI develops, builds and operates complex large research facilities, in particular, one of the most powerful proton accelerators worldwide.

An important component of innovative radiopharmaceuticals, especially in oncology, is the availability of various radionuclides with optimal decay properties for the improvement of diagnostic or therapeutic efficacy. The Laboratory od Radiochemistry (LRC) at PSI, in collaboration with the Center of Radiopharmaceutical Sciences (CRS), produces and further develops a variety of accelerator, reactor (or Spallation Neutron Source) and spallation-induced radionuclides via its vast networks. Medical radionuclides must be available with high-specific activity and purity. Here, the choice of nuclear reaction and subsequent radiochemical isolation strategy play a key role.

Introduction

The Paul Scherrer Institute (PSI) is the largest research institute for natural and engineering sciences in Switzerland. PSI conducts basic as well as applied research in four main fields, namely, Future Technologies, Energy and Climate, Health Innovation and Fundamentals of Nature.

To support the Swiss research community, PSI develops, builds and operates complex large research facilities (Fig. 1). The site hosts facilities such as the Swiss Light Source (SLS), the Swiss X-ray Free-Electron Laser (SwissFEL), the High Intensity Proton Accelerator (HIPA) facility - which also feeds the spallation neutron source (Swiss Neutron Source, or SINQ), the muon source (SμS) and the Swiss Research Infrastructure for Particle physics (CHRISP). More than 2500 scientists from all over the world use these large facilities for research and development.

Fig. 1. Aerial view of the PSI premises (Photo: NAB / Michel Jaussi 2020)

In the area of Health Innovation, PSI researchers focus on the causes of illnesses and explore different potential treatment methods. PSI founded the Center for Proton Therapy (CPT), for the treatment of specific malignant tumors, and is famous for its eye therapy programme and treatment of children. The federal research facility has

also made a substantial contribution to the world of nuclear medicine over the years by producing radionuclides, as well as radiopharmaceuticals. The facilities used towards this programme has evolved over the last five decades and its historical development has established radionuclide development as a major education and research driver towards radiochemistry in Switzerland.

Radionuclide Production

PSI runs a High Intensity Proton Accelerator (HIPA) amenity as part of its Large Facilities, where three accelerators are connected in series to increase proton beam energy. A Cockroft-Walton accelerator accelerates protons at 870 keV to the Injector II separated-sector cyclotron, where the protons are accelerated to 72 MeV at high intensity (>2 mA) to the Ring cyclotron. The Ring cyclotron accelerates the protons further to 590 MeV, which is then sent down the beam line to various experimental vaults, before the remainder of the beam is collected in a Pb beam dump, which serves as a neutron spallation source for the Swiss Neutron Source (SINQ).

Along the beam line between Injector II and the Ring cyclotron, up to 100 µA protons is split from the high-intensity 72 MeV protons from Injector II into an irradiation station, known as IP2 (van der Meulen et. al, 2019). These protons irradiate various targets towards the production of exotic radionuclides intended for medical purposes. The IP2 irradiation station was designed and built in the early 1980s and was put into service in 1986 (Grundler et al., 2020). The station was brought into service in 1985 and took over the lead role in the radionuclide production, and subsequent development, programme. The target holders used at IP2 are large, heavy and constructed using stainless steel. They were designed to hold large targets such that they could be irradiated at high proton energies and obtain high production yields. The station has a rail transport system such that targets can be loaded and unloaded from a hot cell adjacent to the irradiation station (Fig. 2).

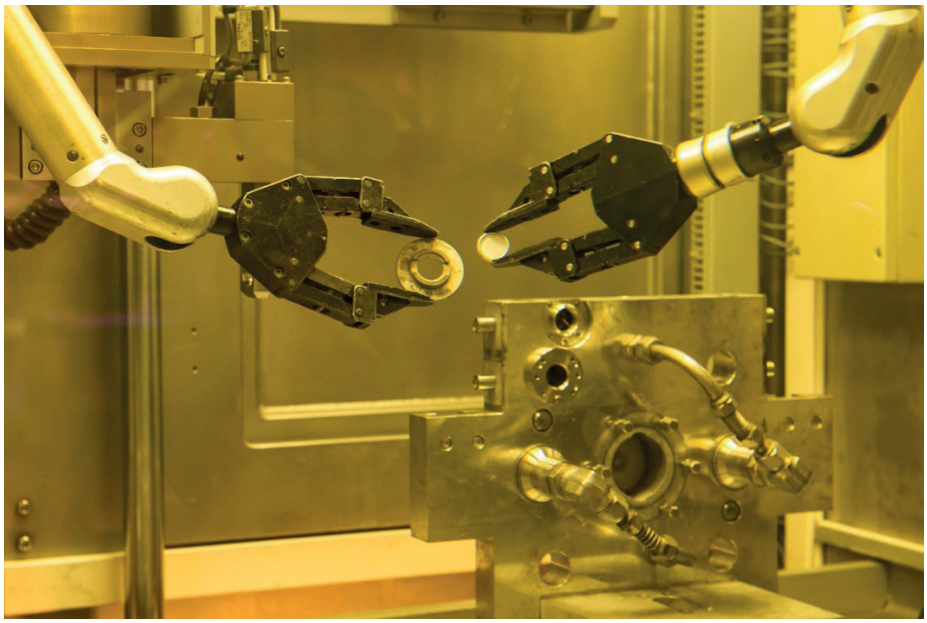


Fig. 2. Reception hot cell at IP2 irradiation station, where target capsules are loaded/unloaded from the target holder (bottom right). (https://www.psi.ch/en/media/our-research/in-the-focus-of-the-protons; Photo: Paul Scherrer Institute/Mahir Dzambegovic).

With the increased popularity of PET for the diagnosis of cancer, as a result of its superior image resolution over Single Photon Emission Computed Tomography (SPECT), the strategy of the station's use was adjusted to meet the growing demand for new positron-emitting radionuclides. To meet the revised strategy of IP2's use, it was necessary to degrade from 72 MeV to the desired energy of the radiometal to be produced using Nb discs. Currently, IP2 gleans 50 µA protons from Injector II, by means of a beam splitter placed along the beam line between Injector II and the Ring cyclotron. Once developed, these proofs-of-principle can then be put into practice at partner facilities. Examples of this include ^{44}Sc (van der Meulen et al., 2020) and ^{165}Er (Gracheva et al., 2019). Target material is irradiated, extracted from its Al capsule and a chemical separation process performed to obtain radionuclidically and chemically pure product. (van der Meulen and Talip, 2021). An example, featuring ^{44}Sc, is described below.

^{44}Sc is seen as a potentially ideal radiometal for PET, as its half-life ($T_{1/2}$ = 4.04 h)(Duran et al., 2022) is longer and resolution is better than ^{68}Ga (currently the most popular radiometal in use for PET; $T_{1/2}$ = 68 min). It can

be produced at a cyclotron via the $^{44}Ca(p,n)^{44}Sc$ nuclear reaction (van der Meulen et al., 2015; van der Meulen et al., 2020). Irradiated targets are dissolved in nitric acid and loaded onto a column containing DGA extraction resin, where the ^{44}Sc is retained and the Ca target material passed through the system. This is collected separately and subsequently recycled to make new targets. The desired ^{44}Sc is eluted with dilute hydrochloric acid and concentrated onto a second, smaller, resin column. The final product is eluted from this second column in a small volume such that it could be used effectively for preclinical (Umbricht et al., 2017) and clinical studies (Singh et al., 2017).

Other than the beam used in various experimental vaults, the remainder thereof (>70 %) from the 590 MeV Ring cyclotron is deflected into an extended beam line towards a final target designed to stop the proton beam – a Pb "beam dump", which is the spallation target for SINQ (the Swiss Neutron Source). SINQ houses a pneumatic "rabbit" system for neutron irradiation of materials inserted into a beam tube. The pair of tubes closest to the target (PNA) is utilized for radionuclide production and development, which includes the production of radioactive tracers towards developing chemical separation methods (thermal neutron flux: 2. 10^{13} n cm^{-2} s^{-1} mA^{-1}). Over the last decade, however, PNA was predominantly used for the development and upscale of ^{161}Tb production (Gracheva et al., 2019). Enriched Gd target material is sealed in a quartz ampoule, and is placed in an Al capsule, which is welded closed before irradiation.

Terbium-161 ($t_{1/2}$ = 6.95 d (Durán et al., 2020)) is produced by the irradiation of enriched gadolinium with neutrons via the $^{160}Gd(n,\gamma)^{161}Gd \rightarrow ^{161}Tb$ nuclear reaction. While neutron irradiation of target material generally yields carrier-added product (it produces a radioisotope of the target material), the ^{161}Gd produced has a short half-life ($t_{1/2}$ = 4 min), decaying to ^{161}Tb. In this way, carrier-free product is obtained following chemical separation. The target material, in oxide form, is dissolved in acid and evaporated, before being collected with ammonium nitrate and passed through a long cation exchange resin column at a slow pump speed. As for most lanthanides, Tb and Gd are separated using α-HIBA (alpha-hydroxyisobutyric acid). The desired ^{161}Tb is eluted from the long column and concentrated on a small extraction resin column, before finally being removed as product in a small volume of dilute HCl (Gracheva et al., 2019).

^{161}Tb decays with the emission of β^--particles of medium energy ($E\beta^-_{av}$ = 154 keV), comparable to the β^--particles emitted by ^{177}Lu ($E\beta^-_{av}$ = 134 keV). ^{161}Tb closely resembles ^{177}Lu chemically, as well as by physical decay and, thus, can be used for β^--therapy using DOTA-functionalized tumor-targeting ligands. ^{161}Tb is of particular interest for radionuclide therapy of disseminated disease, due to the co-emission of conversion and Auger electrons that may be advantageous for the treatment of single-cancer cells. ^{161}Tb also emits photon radiation ($E\gamma$= 45–53 keV (39%), 75 keV (10%)) suitable for SPECT imaging. The production of ^{161}Tb has been established to make this radionuclide available in GBq-quantities and in high quality, which enabled multiple preclinical studies (Mueller et al., 2019) as well as a first-in-human application (Baum et al., 2021). The nuclide is poised to be prepared as a GMP-compliant radiopharmaceutical for clinical trials (Fig. 3).

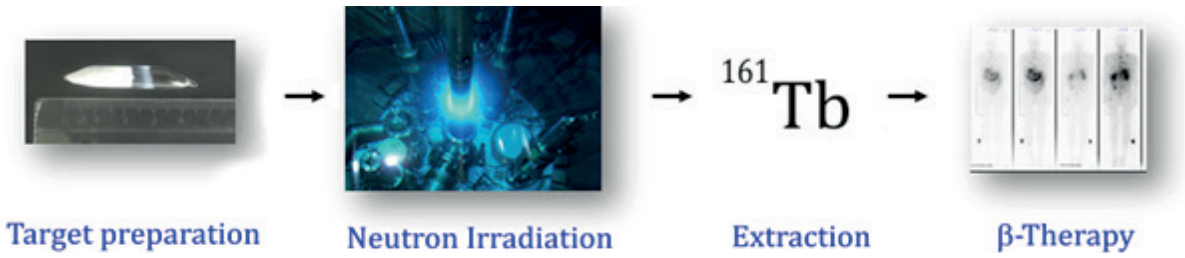


Fig. 3. The ^{161}Tb production route from bench to bedside.

Further developments at PSI

IMPACT (Isotope and Muon Production using Advanced Cyclotron and Target technologies) is a new Swiss Research Infrastructure proposal recently submitted by PSI (https://www.psi.ch/en/impact). It entails the construction of two new target stations and beamlines at the high-intensity proton accelerator (HIPA) facility. The first aims to increase current muon rates by up to 100-fold for experiments in particle physics and materials science (HIMB), while the second (Targeted Alpha Tumour Therapy and Other Oncological Solutions - TATTOOS) aims to create difficult-to-produce radionuclides suitable for advanced cancer treatments in the required quantities towards potential clinical studies.

The TATTOOS concept is based on the technology currently operated at ISOLDE-CERN (https://isolde.cern/isolde-facility). Some radionuclides attractive for medical purposes are difficult to produce and, currently, are

collected and mass-separated following a high-energy spallation reaction (ISOL) using a tantalum target. The desired radionuclides were, subsequently, chemically separated from their zinc collection material, as well as their isobars, such that it could be utilised for radiolabelling (Müller et al., 2016; Umbricht et al., 2019).

In the desire to capitalise on PSI/ISOLDE-CERN's successes with these basic-research experiments, the TATTOOS concept germinated and an initial design devised (Fig. 4) (https://www.psi.ch/en/impact/tattoos).

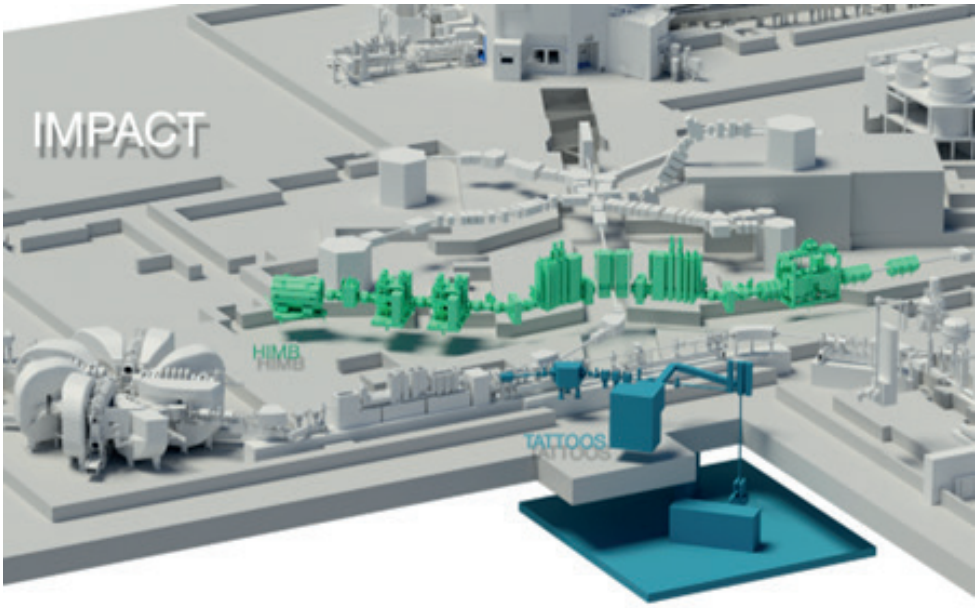


Fig. 4. The IMPACT project proposal concept, as part of PSI's HIPA complex.

The Ring Cyclotron, as part of the High Intensity Proton Accelerator (HIPA) facility at PSI, will be utilised for this purpose, where 100 μA of the high-energy 590-MeV protons will be guided to an online spallation target connected to an ISOL facility.

TATTOOS is proposed to produce unprecedented activities of isotopically and radiochemically pure exotic radionuclides for radiopharmaceutical use. Radiochemical separation processes, as part of a shielded-cell facility where the mass-separated ion sample is collected, will ensure that the quality of the desired nuclide will meet the standard required for such use, while also used for fundamental research.

Radionuclides for theragnostics can be produced using the envisaged ISOL procedure, with attractive radionuclides regarded as hot topics, such as the α-emitters ^{149}Tb, ^{225}Ra/^{225}Ac and ^{211}At, as well as β^--emitters and nuclides relevant for diagnostic purposes, being envisaged.

Conclusion

The IP2 irradiation station at PSI is an effective tool towards proof-of-concept development of exotic radionuclides in Switzerland. Its effectiveness has resulted in enabling PET radiometal production by irradiation at medical cyclotrons. Its effectiveness has resulted in upgrades planned to improve irradiation conditions. A new target holder with a revised degrader system and a thermocouple collimator system has been designed and is under construction, with initial tests planned within the next year. SINQ has also proven to be an effective tool for the development of ^{161}Tb, with the irradiation being up-scaled at network partner facilities towards first clinical trials.

A novel irradiation station with high-energy protons at PSI, in the view of enlarging the radionuclide production portfolio in Switzerland as well as Europe, referred to as TATTOOS, is proposed. The spallation process induced by high-energy protons, utilising various target material, will provide access to a plethora of exotic radionuclides not otherwise accessible with great scientific potential for nuclear physics, astrophysics and fundamental radiochemistry.

References

R. P. Baum, A. Singh, H. R. Kulkarni, P. Bernhardt, T. Rydén, C. Schuchardt, N. Gracheva, P. V. Grundler, U. Köster, D. Müller, M. Pröhl, J. R. Zeevaart, R. Schibli, N. P. van der Meulen, C. Müller. *J. Nucl. Med.* 63 **2021**, 1391. DOI: 10.2967/jnumed.120.258376.

M. T. Durán, F. Juget, Y. Nedjadi, F. Bochud, P. V. Grundler, N. Gracheva, C. Müller, Z. Talip, N. P. van der Meulen, C. Bailat, *Applied Radiation and Isotopes* **2020**, *159*, 109085, DOI: 10.1016/j.apradiso.2020.109085.

M. T. Durán, F. Juget, Y. Nedjadi, C. Bailat, P. V. Grundler, Z. Talip, N. P. van der Meulen, P. Casolaro, G. Dellepiane, S. Braccini. *Appl. Radiat. Isot.* 190 **2022**, 110507. DOI: 10.1016/j.apradiso.2022.110507.

N. Gracheva, C. Müller, Z. Talip, S. Heinitz, U. Köster, J. R. Zeevaart, A. Vögele, R. Schibli, N. P. van der Meulen, *EJNMMI Radiopharmacy and Chemistry* **2019**, *4*, 12, DOI: 10.1186/s41181-019-0063-6.

P. V. Grundler, R. Eichler, Z. Talip, P. A. Schubiger, R. Schibli, N. P. van der Meulen. The metamorphosis of radionuclide production and development at Paul Scherrer Institute. *CHIMIA International Journal for Chemistry*, 74 **2020**, 968. DOI: 10.2533/chimia.2020.968.

IMPACT, https://www.psi.ch/en/impact

ISOLDE-CERN, https://isolde.cern/isolde-facility

C. Müller, C. Vermeulen, U. Köster, K. Johnston, A. Türler, R. Schibli, N. P. van der Meulen, *EJNMMI Radiopharmacy and Chemistry* **2016**, *1*, 5, DOI: 10.1186/s41181-016-0008-2.

C. Müller, C. A. Umbricht, N. Gracheva, V. J. Tschan, G. Pellegrini, P. Bernhardt, J. R. Zeevaart, U. Köster, R. Schibli, N. P. van der Meulen, *Eur J Nucl Med Mol Imaging*, **2019**, *46*, 1919, DOI: 10.1007/s00259-019-04345-0.

TATTOOS, https://www.psi.ch/en/impact/tattoos

A. Singh, N. P. van der Meulen, C. Muller, I. Klette, H. R. Kulkarni, A. Turler, R. Schibli, R. P. Baum, *Cancer Biother Radiopharm* **2017**, *32*, 124, DOI: 10.1089/cbr.2016.2173.

C. A. Umbricht, M. Benešová, R. Hasler, R. Schibli, N. P. van der Meulen, C. Müller, *Molecular Pharmaceutics* **2018**, *15*, 5556, DOI: 10.1021/acs.molpharmaceut.8b00712.

C. A. Umbricht, U. Köster, P. Bernhardt, N. Gracheva, K. Johnston, R. Schibli, N. P. van der Meulen, C. Müller., *Scientific Reports,* **2019**, 9: 17800.

N. P. van der Meulen, R. Eichler, P. V. Grundler, R. Hasler, W. Hirzel, S. Joray, D. C. Kiselev, R. Sobbia, A. Sommerhalder, Z. Talip, H. Zhang, in, JACoW Publishing, **2019**, p., DOI: 10.18429/JACoW-Cyclotrons2019-TUA03.

N. P. van der Meulen, M. Bunka, K. A. Domnanich, C. Müller, S. Haller, C. Vermeulen, A. Türler, R. Schibli, *Nuclear medicine and biology* **2015**, *42*, DOI: 10.1016/j.nucmedbio.2015.05.005.

N. P. van der Meulen, R. Hasler, Z. Talip, P. V. Grundler, C. Favaretto, C. Umbricht, C. Mueller, G. Dellepiane, T. S. Carzaniga, S. Braccini, *Molecules* 25 **2020**, 4706. DOI: 10.3390/molecules25204706.

РАЗДЕЛ I

ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГОРНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ГЕОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РАЗРЕЗА НА ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ (НА ПРИМЕРЕ АКДАЛА-МЫНКУДУК)

Асирбек Н.А.
Satbayev University, филиал ЦОМЭ АО «Волковгеология»,
г. Алматы, Казахстан

Качественная интерпретация результатов электрокаротажа КС, ПС сводится к литологостратиграфическому расчленению разреза скважин, определению границ рудовмещающих горизонтов.

Расчленение разреза на литологические горизонты проводят по комплексу данных электрокаротажа КС, ПС с привлечением данным гамма-каротажа и литологических характеристик отдельных горизонтов по данным керна. Для выбора и обоснования методических приемов такого расчленения на каждом месторождении составляют типовые (нормальные) и корреляционные геоэлектрические разрезы. Каждый такой разрез должен сопровождаться табличными данными, количественно характеризующими геоэлектрические параметры разреза.

Для составления типового разреза используют данные каротажа и геологическую документацию керна опорных скважин, с помощью которых проводят сличение диаграмм с литологическим разрезом по скважинам. Расчленение следует проводить возможно детальнее, так, чтобы каждый из выделенных пропластков определялся самостоятельно. На разрез выносят среднюю глубину, возраст, дается краткое геологическое описание пород, приводятся диаграммы каротажа. В геологическом описании особо отмечаются факторы, влияющие на геоэлектрические параметры: глинистость Сгл, карбонатность Ск, водонасыщенность, минерализация вод, состав скелета пород, присутствие минералов с аномальными электрическими свойствами.

КС – наиболее широко используемый метод электрического каротажа скважин, в основе которого лежит различие удельного сопротивления различных типов осадочных горных пород. На удельное сопротивление глинистых пород существенно влияет их адсорбционная способность. На поверхности твердой фазы концентрируется больше ионов, имеющих подвижности, отличные от их подвижностей в свободном растворе. Повышение содержания тонкодисперсного глинистого материала увеличивает удельную поверхность и адсорбционную способность пород, а следовательно, изменяет и их поверхностную проводимость.

Влияние поверхностей проводимости особенно значительно при уменьшении минерализации поровых вод, поскольку концентрация ионов в адсорбционном слое при этом практически не изменяется.

Метод потенциалов естественной поляризации, или иначе поляризации скважин (ПС), заключается в изучении естественных электрических полей, возникающих в скважинах на контакте ее стенок с горными породами. Метод позволяет получить весьма полезную информацию о литолого-стратиграфическом строении геологического разреза скважины. Наряду с электрокаротажом по методу кажущихся сопротивлений метод ПС широко применяется как при поисках и разведке пластово-инфильтрационных месторождений урана, так и при подготовке их к эксплуатации и эксплуатации.

Для геологических условий Шу-Сарысуйской и Сыр-Дарьинской ураново-рудных провинций основной причиной возникновения естественного электрического поля в скважинах является диффузия

ионов на границе двух сред (горная порода-скважина), содержащих растворы электролитов различной концентрации, и их адсорбционная способность.

В основу сведений о геоэлектрических свойствах разреза составляет результаты стандартного электрокаротажа КС, ПС и результата гранулометрического анализа проб.

Стратиграфическое расчленение разреза производилось с использованием характерных признаков, реперных горизонтов и границ. Определение границ пластов осуществлялось по общепринятой методике с использованием характерных точек кривых кажущихся сопротивлений и ПС применительно к конкретным размерам используемого стандартного зонда (рисунок 1-2).

Поэтому геоэлектрические свойства разреза, определяющие возможности метода, изучались самым детальным образом.

Электрокаротаж методами КС, ПС выполнен во всех разведочных и поисковых скважинах. Условия измерения электрических свойств – обводненные почти по всему разрезу песчано-глинистые образования, представленные преимущественно аллювиальными, пролювиально- аллювиальными отложениями. Минерализация пластовых вод в пределах рудной полосы месторождения Мынкудук от 6,0 г/л на восточном фланге месторождения, до 3,0 г/л - на западном. При бурении скважин использовался буровой раствор, имеющий минерализацию пластовой воды, что значительно снижает информативность метода ПС, поэтому этот метод носит подчиненный, второстепенный характер.

Геоэлектрические параметры пород, формирующие литологический разрез участка Летний, определены по результатам интерпретации данных электрокаротажа КС, ПС, выполненных с привлечением данных гранулометрических анализов по рудовмещающему жалпакскому горизонту участка Летний месторождения Акдала. Литологический разрез представлен, в основном, рыхлыми водонасыщенными песчано-глинистыми отложениями. Разрез характеризуется наличием опорного геоэлектрического горизонта, представленного морскими глинами чеганского ($Ꝑ_2^{2-3}$im) возраста с выдержанными параметрами: мощностью, равной 40-45м и кажущимся электрическим сопротивлением пород равным 2,3-3,7 Ом.м

В таблице 1 приводятся данные об основных геофизических параметрах, характеризующих литолого-стратиграфический комплекс.

Таблица 1 – Геоэлектрические свойства разрезов (Акдала-Мынкудук)

Возраст	Наименование горных пород	$\rho_к$, Ом.м.		ΔU, мв	
		вариац.	среднее	вариац.	среднее
1	2	3	4	5	6
N_1-N_2^{1-2}	пески сухие	45-150	100	-5-10	-7
	пески обводненные	10-70	40	-2-7	-5
	глины известковистые	6-25	14	+3-+14	+8
$Ꝑ_2^3$ $Ꝑ_1^2$	глины "чеганские"	2,2-4,3	3	0,0	0,0
	песок среднезернистый	8,0-11,6	9,4	-5-3	-3,0
	песок мелкозернистый	5,4-10,0	7,3	-5-2,5	-3,0
K_2cp$Ꝑ_1^1$(gp)	глины, алевриты	3,6-6,6	5,1	-2-1	-1,0
	песок мелкозернистый, среднезернистый	4,8-12,4	7,4	-6-0	-5
	песок разнозернистый	7,2-12,0	9,2	-3,5-11	-5
	песок разнозернистый с гравием и гравий	8,0-15,2	10,0	-5-10	-6
	песчаник	160-200	180	-1,5-4,0	-2,0
K_2in(cn-st)	глины, алевриты	3,6-6,6	5,4	-2-+3	+2,0
	песок мелкозернистый, среднезернистый	6,6-10,0	7,8	-3-1	-2,0
	песок разнозернистый	8,2-12,0	10,0	-1-0,5	-0,5
	гравий песчаный	10,0-15,0	11,2	-0,5-0,8	-0,5
	песчаники и гравелиты с карбонатным и кремнистым цементом	100-150	140	+2,5-3,0	+2,5
K_2t	глины, алевриты, паттумы	3,0-6,6	4,8	2,5-+4	3,5
	пески мелкозернистые, среднезернистые	6,0-11,0	7,6	-1,0-2,5	-2,0
	пески разнозернистые	7,0-14,0	8,9	-1,0-2,0	-1,5
	пески разнозернистые с гравием и гравий песчаный	8,0-15,0	10,5	-2,5-3,0	-2,8
	песчаники и гравелиты с карбонатным и кремнистым цементом	140-190	180	+2,5-1,5	+1,8

Из вариационных графиков, представленных на рисунке 1 видно, что по значениям кажущихся электрических сопротивлений можно выделить следующие группы пород:

- породы глинистого состава – это глины, алевриты, алевриты глинистые и глины алевритистые;
- пески мелко-среднезернистые;
- разнозернистые пески, разнозернистые пески с гравием и гравийно-галечные образования.

Практически неразличимы между собой по значениям кажущихся электрических сопротивлений средне- и мелкозернистые пески. Также трудно отличить разнозернистые пески от гравийно-галечных образований. Диапазон значений ρк разнозернистых песков с гравием перекрывается со среднезернистыми и мелкозернистыми песками, однако, в ряде случаев эти разновидности пород можно разделить кроме величины кажущегося сопротивления по характеру записи диаграмм КС: интервалы средне-мелкозернистых зернистых песков отмечаются, как правило, ровным уровнем записи, над интервалами же разнозернистых песков, особенно с гравием, диаграммы КС более изрезанные, со значительными колебаниями уровня записи.

Наиболее важным, с точки зрения изучения технологических свойств, является тот факт, что непроницаемые породы (глины, алевриты) могут быть отделены от проницаемых пород (пески разной степени зернистости и сортировки) надежно и однозначно.

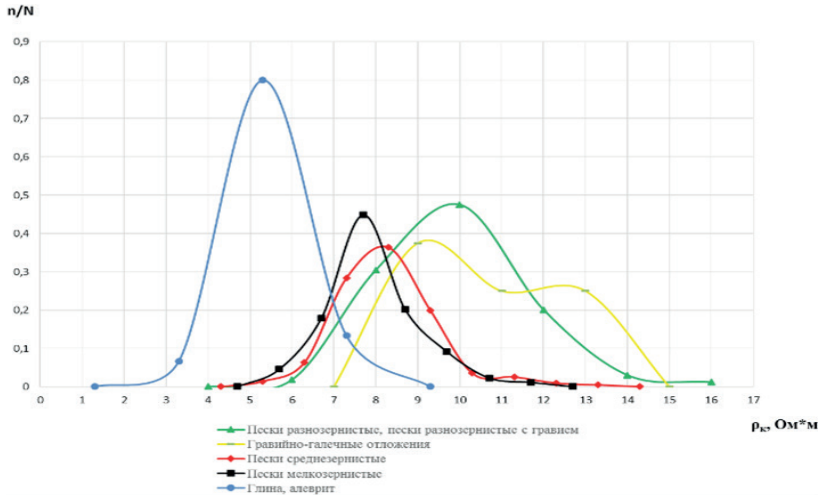


Рисунок 1 – Вариационный график распределения кажущихся сопротивлений горных пород Летнего участка

Близость минерализации пластовых вод и бурового раствора значительно снижает информативность метода ПС при литологическом расчленении разреза, и этот метод в комплексе носит подчиненный характер и используется как вспомогательный метод качественной интерпретации электрокаротажа.

На рисунке 2 представлен вариационный график распределения значений $\rho_к$ для основных литологических типов пород, слагающих рудовмещающий горизонт (мынкудукский).

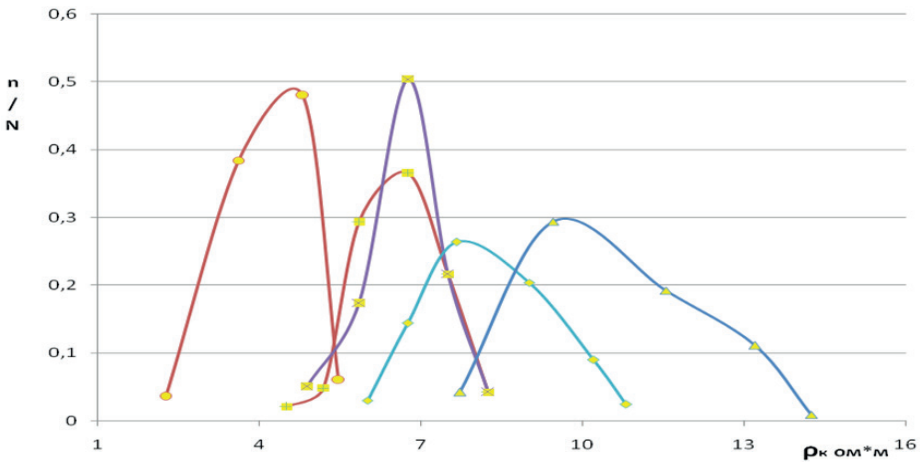


Рисунок 2 – Вариационный график распределение кажущихся сопротивлений горных пород мынкудукского горизонта

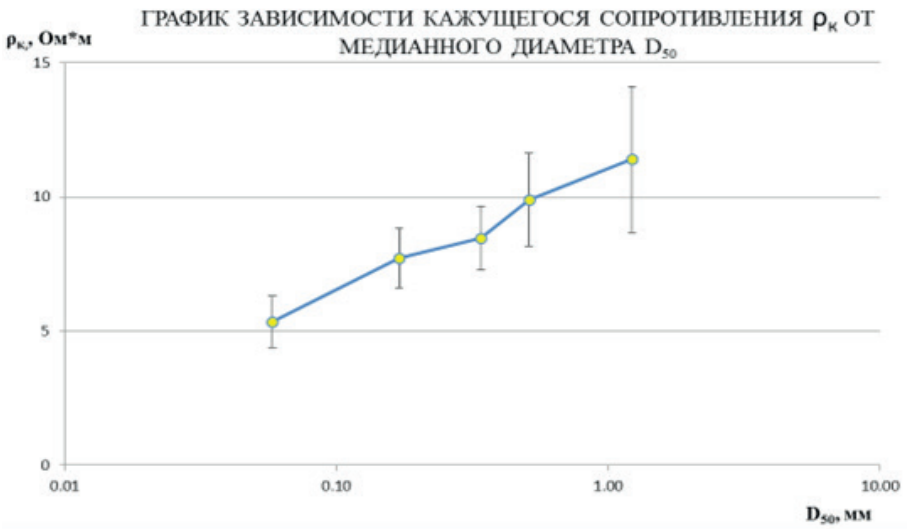


Рисунок 3 – График зависимости нормированного значения кажущегося сопротивления от медианного диаметра D_{50}

Оценка фильтрационных свойств горных пород проводилась по методике с использованием результатов электрокаротажа методом кажущихся сопротивлений, которую разработали в 70-80-е годы группа сотрудников ВНИИХТ, г. Москва, а также (Хасанов Э.Г.), г. Алма-Ата.

Суть этой методики кратко заключается в следующем:

- используя общеизвестные, графические приемы интерпретации в пределах рудовмещающего горизонта определяются геоэлектрические границы литологических неоднородностей пород и средние, либо оптимальные значения ρ_K в пределах выделенных границ;
- для избавления от технических погрешностей средние значения $\rho_к$ нормируются на величину $\rho_к$ опорного геоэлектрического горизонта;
- изучается зависимость $\rho_к$ от гранулометрического состава (D_{50});
- по результатам опытных откачек гидрогеологических скважин изучается зависимость коэффициента фильтрации ($К_ф$) от медианного диаметра D_{50};
- выводится итоговая зависимость $К_ф$ от $\rho_к$.

На участке Летний месторождения Акдала для приведения измеренных значений кажущегося сопротивления в различных скважинах к единому уровню проведено нормирование измеренных значений $\rho_к$ в каждой скважине на среднее значение кажущегося сопротивления отложений жалпакского горизонта, представленных в значительной мере среднезернистыми и разнозернистыми песками. Величина среднего значения $\rho_к$ для жалпакского горизонта участка Летний определена статистически по разведочным скважинам и составляет 9 Ом*м. Далее в расчетах использовались нормированные значения $\rho_к$.

При изучении зависимости $\rho_к$ от гранулометрического состава, наиболее тесная связь выявлена с медианным диаметром D_{50}. Зависимость $\rho_к$ от D_{50} представлена на рисунке 3. Данные для построения графика, полученные в ходе проведения работ, приведены в таблице 2

Таблица 2 – Результаты обработки гранулометрических анализов проб и значений кажущегося сопротивления $\rho_к$

Наименование пород по значению D_{50}	Код породы	Кол-во определений	Статистические параметры		
			D_{50} мм	$\rho_к$	$S_{\rho к}$
Гравийно-галечные отложения	1	8	1,22	11,40	2,72
Пески разнозернистые, пески разнозернистые с гравием	123	171	0,51	9,89	1,74
Среднезернистые пески	3	426	0,34	8,46	1,18
Мелкозернистые пески	4	263	0,17	7,72	1,10
Глины, алевриты	6,7	15	0,058	5,33	0,96

Для построения вариационных графиков использованы скважины, обеспеченные выходом керна по рудовмещающему горизонту не менее 70%, и гранулометрическими анализами по всему горизонту.

Из приведенных материалов можно сделать следующие выводы:

- геоэлектрический разрез месторождения представлен, в основном, низкоомными породами, $\rho_к$ которых меняется от 2-3 до 140-190 ом*м;

- по результатам электрокаротажа четко и однозначно проводятся литолого-стратиграфические расчленения разреза.

Основным репером для электрокаротажа являются морские чеганские глины, которые распространены на всей территории месторождения, и характеризуются выдержанной мощностью и постоянством геоэлектрических свойств;

- в пределах рудовмещающих горизонтов уверенно и однозначно можно выделить по электрокаротажу КС, ПС три литологические группы пород (рисунок 2):

а) глины, алевриты глинистые, глины алевритистые;

б) пески мелкозернистые, среднезернистые;

в) гравийно-песчаные и галечно-гравийные образования.

Пески разнозернистые, занимающие по значениям $\rho_к$ промежуточное положение, могут быть выделены наименее надёжно и с большей погрешностью.

Средние значения $\rho_к$ для мелкозернистых и среднезернистых песков, практически совпадают, следовательно, эти разновидности песков по результатам электрокаротажа не могут быть разделены.

Наиболее важным, с точки зрения изучения технологических свойств, является тот факт, что непроницаемые породы (глины, глины алевритистые, алевриты глинистые), могут быть отделены от проницаемых пород (пески разной степени зернистости и сортировки) надёжно и однозначно.

При бурении скважин использовался буровой раствор, имеющий минерализацию близкую к минерализации пластовых вод. Этот факт значительно снижает информативность метода ПС при литологическом расчленение разреза, поэтому этот метод в комплексе носит подчиненный характер и его результаты для количественных расчетов не использовались.

Количественные связи между геоэлектрическими и петрофизическими свойствами изучались статистическими методами путем выявления корреляционных между содержанием в породах глинисто-алевритистых частиц (размер фракций менее 0,05 мм) и кажущимся сопротивлением для участка Центральный.

При изучении корреляционных зависимостей, между электрическими и литологическими свойствами пород, на первом этапе разведки установлено, что наиболее тесная связь отмечается между d_{50} и $\rho_к$ / $\rho_{гл}$. Нормирование значений $\rho_к$ (на чеганские глины) позволяет избавиться от целого ряда погрешностей, возникающих при установлении и расчете масштаба записи $\rho_к$, погрешности установки тока, постоянной по току регистратора, погрешности при установке электродов и т.д. Величина d_{50} наиболее точно отражает литологический состав породы. Был построен график корреляционной зависимости нормированных значений $\rho_к$ ($\rho_{кн}$) от d_{50} для участка Центральный.

Работы по изучению корреляционной зависимости $\rho_{кн}$-f(d_{50}), проведенные на втором этапе разведки, подтверждают наличие этой зависимости, как на участке Центральный, так и на других участках месторождения (Осенний, Орталык, Песчаный).

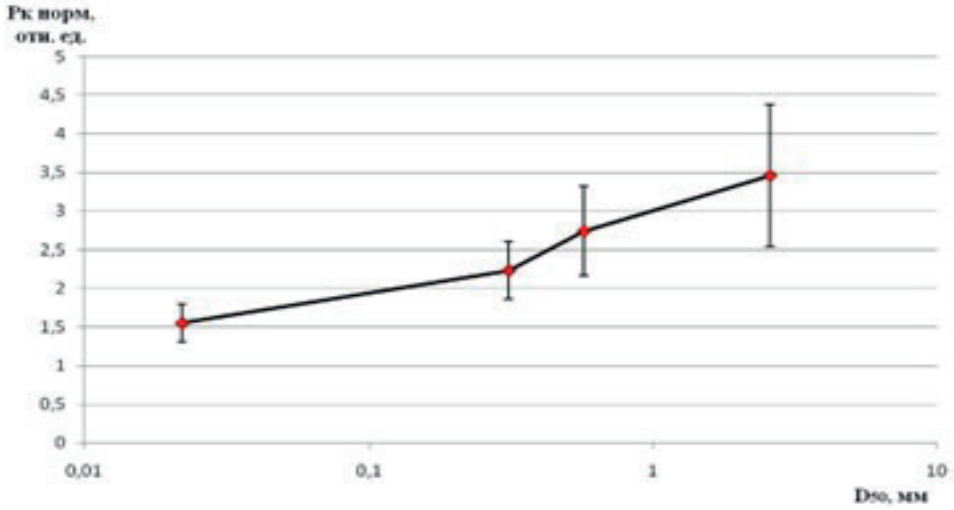


Рисунок 4 – График зависимости нормированного значения кажущегося сопротивления от медианного диаметра D_{50}

Таблица 4 – Результаты статистической обработки гранулометрических анализов и соответствующих им значений $\rho_{кн}$

Объем гранулометрических анализов	Статистические параметры				
	средний медианный диаметр d_{50}	среднее $\rho_{кн}$	стандарт S	Дисперсия D	Доверительный интервал $S/\sqrt{n}$
Участок Центральный					
60	2,57	3,46	0,62	0,38	0,08
155	0,57	2,74	0,58	0,34	0,05
477	0,31	2,23	0,37	0,14	0,02
83	0,022	1,55	0,24	0,06	0,03

Как видно из вышеприведенных материалов, по результатам электрокаротажа можно количественно оценить литологический состав пород.

В итоге можно сделать вывод, что послойные значения коэффициентов фильтрации ($К_ф$) горных пород жалпакского рудовмещающего горизонта участка Летний месторождения Акдала по данным электрокаротажа КС определяются с удовлетворительной для практического их использования точностью. Результаты определений вполне могут быть использованы для практических целей при решении различных технологических задач

Построению корреляционных геоэлектрических разрезов предшествует детальный визуальный анализ коррелируемости отдельных элементов кривых, КС, ПС, представленных в виде серии каротажных диаграмм КС, ПС, расположенных в строгой последовательности в соответствии с расположением буровых скважин по линии профиля. Рекомендуется при этом кривые каротажа представлять в масштабе глубин 1:1000, а масштаб значений p_k и $\Delta U_{пс}$ выбрать с таким расчетом, чтобы максимальная амплитуда их изменений не превышала 1,5-2,0 см.

На диаграммах выделяются устойчиво коррелирующийся в виде характерных форм записи элементы кривых КС, ПС – реперы.

В зависимости от мощности выделяемых реперов, постоянства их геоэлектрических параметров, устойчивой их приуроченности к тем или иным стратиграфическим горизонтам, их принято классифицировать по типам.

Значения геоэлектрических параметров, полученные для опорного горизонта, повсеместно используются для оценки качества выполненных изменений КС, ПС и надежности полученных при этом результатов.

Список использованных источников

1. Э.Г. Хасанов, Е.К. Абрамов, Д.А. Васильев, Л.И. Демехова, С.Р. Дробов,

А.М. Ефремов, А.А. Лукоянов, В.М. Стромов, С.В. Тригубов. Техническая инструкция по проведению геофизических исследований в скважинах на пластово-инфильтрационных месторождениях урана. Алматы. 2010 г.

2. А.Ф. Вершков, А.Г. Наталов «Отчет о результатах детальной разведки участка Уранового месторождения Мынкудук с подсчетом запасов по состоянию на XX.XX.XXXX г.» - Алматы, Т.1. Книга-76 с.

3. «Отчет по результатам оценочных работ с подсчетом запасов урана и ППК на месторождении Акдала (участок Летний) по состоянию на XX.XX.XXXX г.» - Алматы, Т.1. Книга-122.

ПОДБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК РУД СКВАЖИННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА

[1]Кенжетаев Ж.С., [2]Абдрахманов Н.Н., [3]Алтайбаев Б.Т.
[1]ГИП ЛТУ ТОО «ИВТ», г. Алматы, Казахстан
[2]ТОО «Байкен-U», г. Кызылорда, Казахстан
[3]ВИИ ЛТУ ТОО «ИВТ», г. Алматы, Казахстан

Уран играет важную роль в производстве ядерной энергии. Являясь ключевым веществом для производства топлива для ядерных реакторов, уран, более распространенный элемент земной коры, встречающийся в горных породах, почве, реках и океанских водах, должен извлекаться из сырья в сложном гидрометаллургическом процессе, включающем множество стадий разделения. Уран в руде часто сопровождается другими редкими металлами, которые можно извлечь в технологическом процессе, чтобы повысить рентабельность всего предприятия. [1]. Уран является наиболее представительным элементом из актиноидов, имеющим фундаментальное значение в ядерном топливном цикле. Ожидается, что рынок ядерной энергии существенно вырастет в течение следующих 20 лет. Например, только в США, по прогнозам, к 2030 году он вырастет на 50%.

В сочетании с ожидаемым ростом ядерной энергетики потребности в уране также резко возрастут в будущем, и в решение проблемы достойный вклад может внести урановая отрасль Казахстана, опирающаяся на прогрессивную, высокоэффективную скважинную добычу урановых руд [2]. На рсунке 1 приведены данные по разведанным запасам природного урана, на рсунке 2 приведены данные по долевому производству уранового концентрата по странам мира.

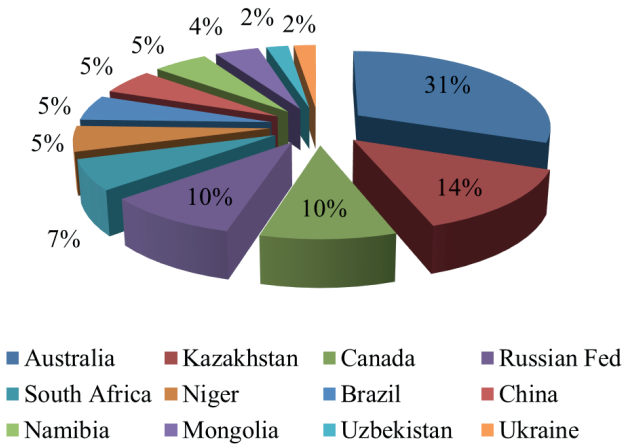


Рисунок 1 – Разведанные запасы урана по странам

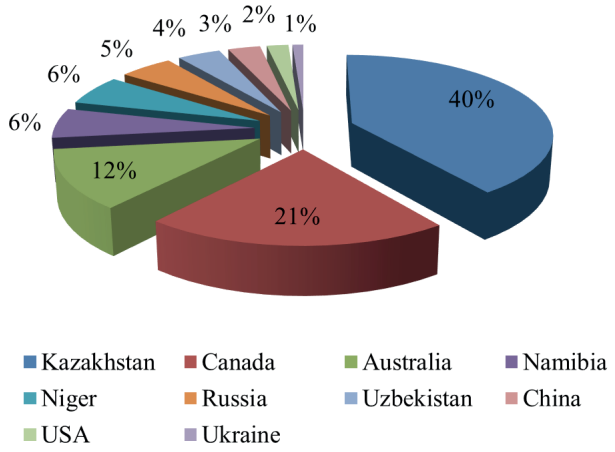


Рисунок 2 – Долевое производство урана странами мира

Практика эксплуатации систем геотехнологических скважин при эксплуатации месторождений урана способом ПСВ показывает, что с течением времени наблюдается снижение их производительности. Одной из основных причин снижения пропускной способности технологических скважин является увеличение гидравлических сопротивлений и снижение фильтрационных характеристик пласта вследствие образования кольматации за счет осаждения веществ, растворенных в технологических растворах, или механического перемещения частиц рудовмещающего горизонта, а также выделений газа [3]. Сложно растворимые осадки и перемещенные глинистые частицы в продуктивном горизонте увеличивают гидравлическое сопротивление и образуют непроницаемые участки геохимических барьеров, перекрывающих линии потока растворов. Как правило, снижение фильтрационных характеристик продуктивного горизонта ведет к снижению содержания урана в ПР и уменьшению дебита и периода бесперебойной работы скважин. Это увеличивает период отработки технологических блоков, вследствие чего повышается расход серной кислоты, электроэнергии и прочих эксплуатационных составляющих [4].

Применение серной кислоты в качестве выщелачивающего реагента на предприятиях скважинной добычи Казахстана обусловлено низкой стоимостью, доступностью, возможностью относительно полного перевода урана в раствор [5]. Однако высокая кинетика взаимодействия серной кислоты с карбонатными минералами рудовмещающих пород вызывает осадкообразование в виде геохимического барьера,

препятствующего процессу выщелачивания [6]. Применение специальных декламационных растворов на основе фтористоводородной кислоты с добавлением серной кислоты и поверхностно-активных веществ в соответствии с разработанной методикой позволяет эффективно разрушать и предотвращать отложения в продуктивном горизонте скважинной добычи урановой руды.

Изменения логистических цепочек поставок химических реагентов и комплектующих запасных частей технологического оборудования подняли важность вопросов повышения фильтрационных характеристик руд в разнообразных горно-геологических условиях. Применение традиционных методов восстановления производительности технологических скважин в осложненных условиях в рудах с повышенным содержанием карбонатных и глинистых минералов не дает положительного результата. Изучение структуры и составов осадкообразующих компонентов позволит разработать рациональные параметры восстановления фильтрационных характеристик руд на различных продуктивных горизонтах [7].

Целью исследований является повышение эффективности скважинной добычи урана в сложных горно-геологических условиях за счет восстановления фильтрационных характеристик руд при скважинной добыче урана с применением растворов плавиковой кислоты. При этом предусматривается повышение производительности и увеличение периода бесперебойной работы геотехнологических скважин, снижение расходов на электроэнергию, трудозатрат и других эксплуатационных затрат на добычу.

Задачами исследования являются установление структуры и состава осадкообразующих компонентов для определения причин, вызывающих кольматацию руд продуктивного горизонта, с целью подбора наиболее оптимальных параметров плавиковой кислоты для растворения и предотвращения осадкообразований; проведение лабораторных опытов по подбору рациональных параметров декольматирующих растворов для разрушения осадков и предотвращения процессов кольматации порового пространства рудовмещающих пород различных продуктивных горизонтов; разработка эффективных параметров повышения фильтрационных характеристик руд скважинной добычи урана в зависимости от состава и структуры осадкообразований.

Количественно-качественные исследования осадкообразований при добыче урана

Основная цель рентгенофазовых исследований заключается в том, чтобы в лабораторных условиях определить и сравнить количественно-качественные характеристики осадкообразований в зависимости от рудовмещающего горизонта при сернокислотном выщелачивании урана. Установление количественно-качественных характеристик кольматантов позволит подобрать эффективные подходы для их разрушения, диспергирования, удаления и дальнейшего предотвращения осадкообразования на длительный период.

Рентгенодифрактометрический анализ проведен на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3 с CuKa

Состав	Фтористоводородная кислота HF, %	Серная кислота (H_2SO_4), %	Сульфоминовая кислота САК, %
Опыт 1	10	-	-
Опыт 2	5	10	1

В опыте № 1 приготовление декольматирующего раствора HF (10%), технической воды (90%) осуществлялось из полуфабриката плавиковой кислоты. Выбор полуфабриката плавикой кислоты обусловлен ее низкой стоимостью, высокой реакционной способностью с гипсом, алюмосиликатами и кремнистыми соединениями, которые являются составной частью рудовмещающих пород и кольматирующих осадков. В опыте № 2 приготовление декольматирующего раствора производилось на основе бифторида аммония и серной кислоты ПАВ при соотношениях HF – 5 %, H_2SO_4 – 10 %, ПАВ – 1,0%, техническая вода – 84 %. Добавление ПАВ обеспечивает увеличение взаимодействия плавиковой кислоты с осадкообразующими минералами. При этом плавиковая кислота полностью утилизируется за счет большого количества кварца, содержащегося в песках. Реакции взаимодействия протекают по формулам:

$$CaSO_4 \cdot 2\,H_2O + 2HF = CaF_2 + H_2SO_4 + 2H_2O \quad (1)$$

$$CaAl_2SiO_8 + 16HF = 2AlF_3 + 2SiF_4 + 8H_2O + CaF_2, \quad (2)$$

$$6HF + SiO_2 = SiF_4 + 2\,HF + 2H_2O. \quad (3)$$

Выбор серной кислоты в качестве реагента растворителя обусловлен реакционной способностью с окисью алюминия, гидроокисью железа и калия, низкой стоимостью и доступностью на добычных предприятиях. Реакция взаимодействия протекает по формуле:

$$Al_2O_3 + H_2SO_4 = Al_2(SO_4)_3\downarrow + H_2O \quad (4)$$

После проведения лабораторных опытов по обработке проб капельным методом различным составом декольматирующих растворов, осадкообразования были высушены при комнатной температуре. Для детального исследования поверхности проб использовался сканирующий электронный микроскоп. Сравнительный анализ снимков после обработки тем или иным раствором и сопоставление его с исходным изображением позволили визуально установить эффективность состава декольматирующего раствора.

Изображения поверхности осадков до и после обработки различными растворами фиксировались при помощи аналитического сканирующего электронного микроскопа высокого разрешения. Он изготовлен для широкого круга исследовательских задач и контроля качества на субмикронном уровне Tescan MIRA 3 FEG-SEM. Электронная колонна SEM TESCAN MIRA, источник электронов: автоэмиссионный катод Шоттки. Диапазон энергий электронного пучка, падающего на образец: от 200 эВ до 30 кэВ (от 50 эВ с опцией торможения пучка BDT). Для изменения тока пучка в качестве устройства смены апертур используется электромагнитная линза. Ток пучка: от 2 пА до 400 нА с непрерывной регулировкой. Максимальное поле обзора: более 8 мм при WD = 10 мм, более 50 мм при максимальном WD. Разрешение электронной колонны, режим высокого вакуума 1.2 нм при 30 кэВ, детектор SE. 3.5 нм при 1 кэВ, детектор In-Beam SE. 1.8 нм при 1 кэВ, опция торможения пучка BDT.

Результаты и обсуждения

В соответствии с приведенной в предыдущем разделе методикой в этом разделе приведены основные научные результаты. На рисунке 3 приведены изображения осадкообразований при скважинной добыче урана на Сантонском, Маастрихтском, Кампанском ярусах.

Результаты рентгенофазового анализа осадкообразований проб из скважин Сантонского b Маастрихтского горизонтов свидетельствуют, что осадки однокомпонентные и состоят на 100% из гипса, продукта химического происхождения. Осадкообразования пробы из скважины Кампанского горизонта показывают, что осадки многокомпонентные и имеют сложную структуру. Наличие кремния в количестве 35,6%, альбетита – 33,9%, микроклина –4,9% подтверждает преобладание механического типа кольматации, наличие гипса в 16,7% и кальцита 8,9% – присутствие осадков химического происхождения. В таблице 2 приведены результаты полуколичественных рентгенофазовых анализов проб осадкообразований.

(a) (b) (c)

Рисунок 3 – Снимки проб осадкообразований из скважин (a) – Сантонского, (b) – Маастрихтского, (c) – Кампанского горизонтов

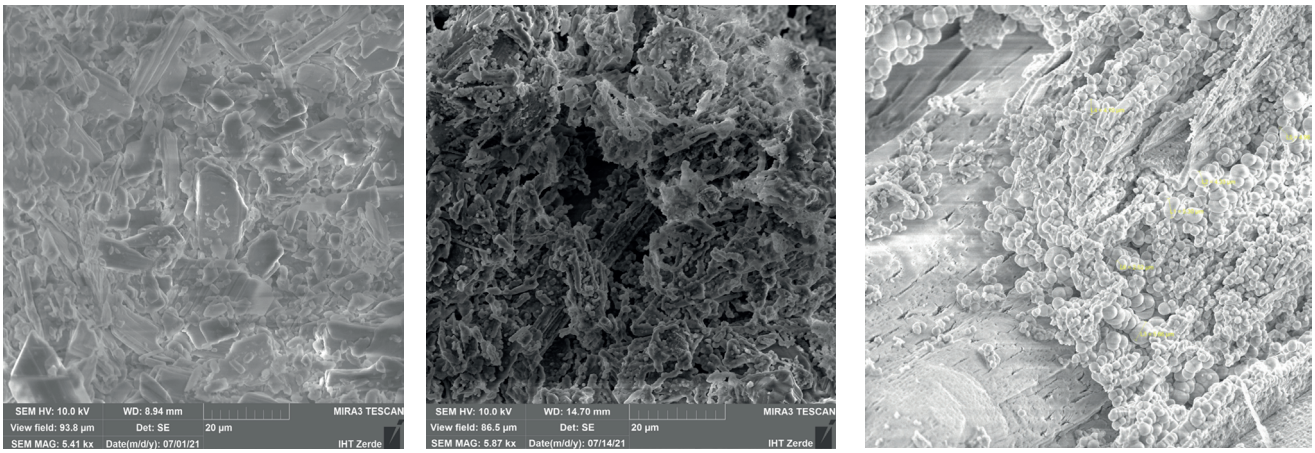
Таблица 2 – Результаты полуколичественных рентгенофазовых анализов кристаллических фаз проб осадкообразований

Минерал	Формула	Сантонский ярус, %	Маастрихтский ярус, %	Кампанский ярус, %
Quartz	SiO2	-	-	35.6
Gypsum	Ca(SO4)(H2O)2	100	100	16.7
Calcite	Ca(CO3)	-	-	8.9
Albite	(Na0.75Ca0.25) (Al1.26Si2.74O8)	-	-	33.9
Microcline	(K.95Na.05)AlSi3O8	-	-	4.9

Результаты рентгенофазовых исследований осадкообразований свидетельствуют, что на скважинах Кампанского горизонта по сравнению с Сантонским и Маастрихстким ярусами кольматация состоит из многих компонентов и имеет сложную структуру. На Кампанском рудном горизонте преобладает механический тип осадков, когда на Сантонском и Маастрихтском ярусах осадкообразования полностью химического происхождения.

На основе результатов исследований были установлены количественно-качественные характеристики осадкообразований из технологических скважин, вскрывающие различные ярусы продуктивного горизонта. Выявлено, что на скважинах Кампанского рудного интервала осадкообразования имеют многокомпонентный состав, представляющий смесь осадков механического и химического происхождения. Устранение подобных осадкообразований и повышение фильтрационных характеристик продуктивного горизонта с целью интенсификации процессов подземного выщелачивания затруднительны и требуют комплексного подхода и комбинирования гидродинамических и реагентных методов.

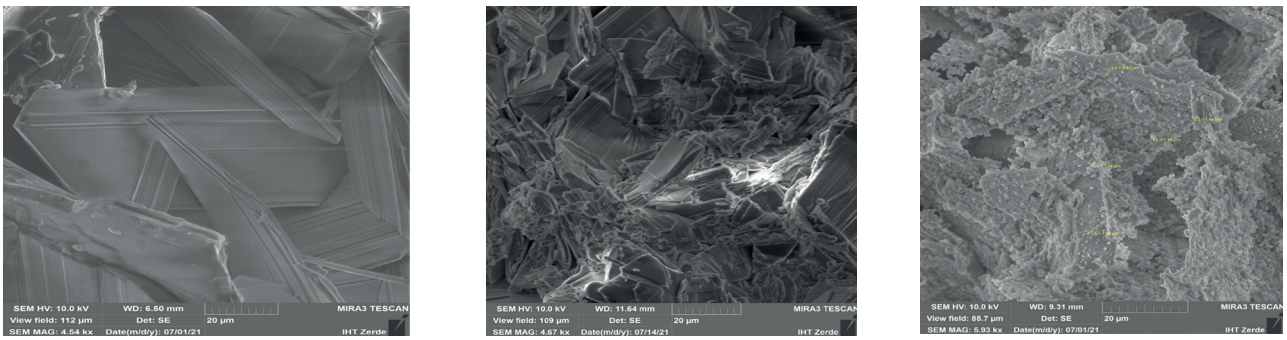
На рисунке 4 приведены снимки проб осадкообразований Маастрихтского горизонта месторождения Северный Харасан Сырдарьинской депрессии до и после обработки специальными растворами: (a) – изображение исходной пробы, (b) – изображение пробы после опыта № 1, (c) – изображение пробы после опыта № 2.



(a) (b) (c)

Рисунок 4 – Изображение поверхности проб Маастрихтского яруса: (a) – исходная проба; (b) – пробы опыта № 1; (c) – пробы опыта № 2

На рисунке 4 (a) видно, что поверхность исходной пробы образована из плотных пластинчатых кристаллов с размерами от 5 до 20 μм с характерным каркасным строением без разрывов и трещин в теле. Формы кристаллов вытянуты с хаотичным расположением и равномерным рельефом поверхности. Из рисунка 4 (b) видно, что после обработки декольматирующим раствором 1 произошло заметное разрушение структуры и изменение форм кристаллов с уменьшением их размеров и плотности с образованием мелких разрыхленных хлопьев. Расположение кристаллов стало не таким плотным, с образованием пустот и промоин в поровом пространстве. Заметно частичное растворение пробы, размеры кристаллов значительно уменьшились – с 20 до 5 μм. Это обусловлено растворением части пробы в плавиковой кислоте. Из рисунка 4 (c), изображающего данные опыта № 2, видно, что изменения структуры пробы схожи с предыдущим опытом с более выраженным характером. Также заметно растворение осадкообразования декольматирующим раствором и образованием промоин и крупных трещин по пути движения раствора. Деформированные формы кристаллов с измененными формами и структурой, размеры пустот больше по сравнению с опытом № 1. Это обусловлено растворением осадков в плавиковой и серной кислотах и действием ПАВ. На рисунке 5 приведены снимки проб осадкообразований Кампанского горизонта месторождения Северный Харасан Сырдарьинской депрессии до и после обработки специальными растворами: (a) – изображение исходной пробы, (b) – изображение пробы после опыта № 1, (c) – изображение пробы после опыта № 2.



(a) (b) (c)

Рисунок 5 – Изображение поверхности проб Кампанского яруса: (a) – исходная проба; (b) – пробы опыта № 1; (c) – пробы опыта № 2

Из рисунка 5 (a) видно, что поверхность исходной пробы образована из плотных кристаллов различных размеров от 20 до 40 µм с характерным каркасным строением без разрывов и трещин в теле. Формы кристаллов прямоугольные, с хаотичным расположением и равномерным рельефом поверхности. Из рисунка 5 (b) видно, что после обработки декольматирующим раствором 1 произошло разрушение структуры и изменение форм кристаллов с уменьшением их размеров и образованием мелких разрыхленных хлопьев. Можно увидеть образование промоин и трещин в теле пробы с образованием пустот и впадин. Заметно частичное растворение пробы, размеры кристаллов уменьшились с 40 до 20 µм. Значительные изменения обусловлены растворением осадков плавиковой кислотой. Рисунок 5 (c) с данными опыта № 2 показывает, что структура пробы изменилась более существенно, заметно образование множество глубоких пустот и трещин по пути движения раствора. Обращают на себя внимание деформированные формы кристаллов с закругленными формами. Разрушение обусловлено растворением осадков в плавиковой и серной кислотах, а проникновение – за счет действия ПАВ.

Методы проведения производственных экспериментов

Для повышения эффективности скважинной добычи урана за счет интенсификации геотехнологических процессов и восстановления проницаемости прифильтровой зоны пласта авторами была разработана и опробована методика химической обработки скважин специальным раствором. Данная методика воздействия на пласт предусматривает подачу растворов комплекса химических реагентов в фильтровую зону, в продуктивный горизонт для ее реагирования с осадкообразованиями, растворение и удаление продуктов реакции за пределы скважины путем эрлифтной откачки. На рисунке 6 приведена разработанная схема составляющих работ по интенсификации скважинной добычи урана.

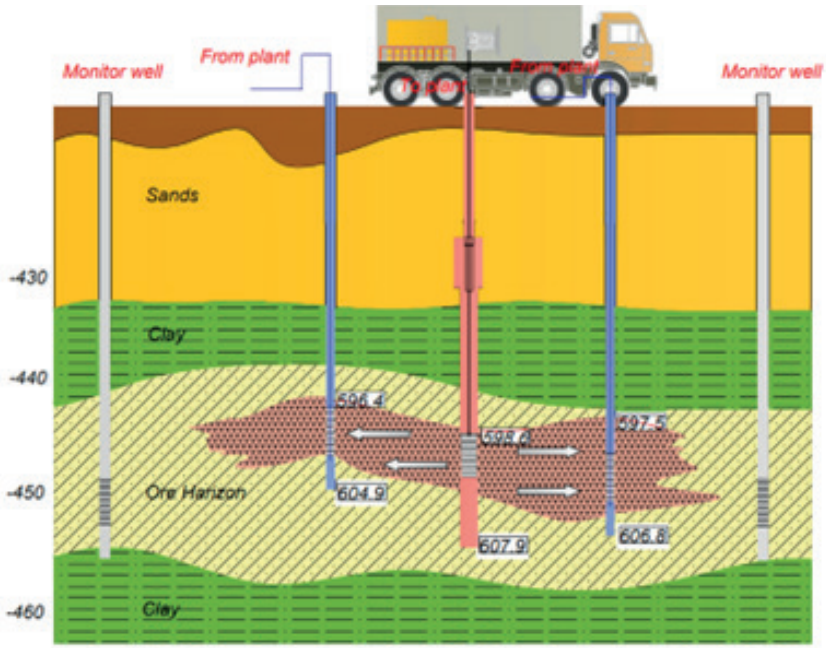


Рисунок 6 – Схема интенсификации скважинной добычи урана

Как видно из рисунка 6, основная масса осадкообразований происходит в продуктивном горизонте, непосредственно в зоне разгрузки растворов и повышения скорости движения растворов от нагнетательных скважин к откачным скважинам. Проведение химической обработки с применением химических реагентов предусматривает приготовление растворов на специальном оборудовании и подачу по напорному рукаву до фильтровой части скважин. При этом приготовленный специальный раствор подается из емкости цистерны перекачивающим насосом. Подача декольматирующих растворов на основе плавиковой кислоты 3,0–4,0% непосредственно в фильтровую часть технологических скважин позволяет снизить расход химических реагентов и повысить проникающую способность для большего разрушения и диспергирования осадков.

Для организации экспериментальных работ при скважинной добыче урана, соблюдении технологического режима выщелачивания, расчета требуемого объема декольматирующих растворов и химических реагентов необходимо было рассчитать нижеследующие геотехнологические параметры.

Расчетная площадь растекания растворов от фильтра по продуктивному горизонту определялась по формуле:

$$S = \frac{Q_D}{0{,}22 h_э} \qquad (5)$$

где Q_D – объем декольматирующего раствора, поданного в скважину, м^3; 0,22 – усредненный коэффициент пористости вмещающих пород продуктивного горизонта. Радиус растекания декольматирующих растворов определялся по формуле:

$$R = \left(\frac{S}{\pi}\right)^{\frac{1}{2}} \qquad (6)$$

Оборудование для приготовления и подачи растворов химических реагентов состоит из емкости и насоса, которые изготовлены из коррозионностойкого материала в связи с тем, что они контактируют с серной и плавиковой кислотами.

Ниже приведены данные по 20 эксплуатационным скважинам с применением различных рецептур декольматирующего раствора. Разработанный декольматирующий раствор включает: техническую воду, плавиковую кислоту, серную кислоту в различных пропорциях. В таблице 3 приведены параметры рецептур декольматирующего раствора и обработанные результаты экспериментальных работ.

Таблица 4 – Параметры декольматирующих растворов и результаты опытных работ

Состав	**Объем ВР, м^3**	**H_2SO_4, кг**	**HF, кг**	**Количество обработанных скважин**	**МРЦ до, суток**	**МРЦ после, суток**
HF + H_2SO_4	2,7	70	200	10	22	60
HF + H_2SO_4	2,7	70	300	10	16	42

Анализ периодов бесперебойной работы эксплуатационных скважин до и после экспериментальных работ позволил определить эффективность химической обработки скважин инновационным методом. На рисунке 7 приведена диаграмма периодов бесперебойной работы скважин до и после проведения экспериментальных работ. Зеленым цветом показаны средние значения периода бесперебойной работы выбранных скважин после восстановления фильтрационных характеристик пластов традиционными методами. Оранжевым цветом показаны периоды бесперебойных работ скважин Маастрихтского яруса после проведения химической обработки скважин с применением плавиковой кислоты. Красным цветом показаны периоды бесперебойной работы скважин Кампанского яруса после проведения химической обработки инновационным методом с применением разработанных рецептур.

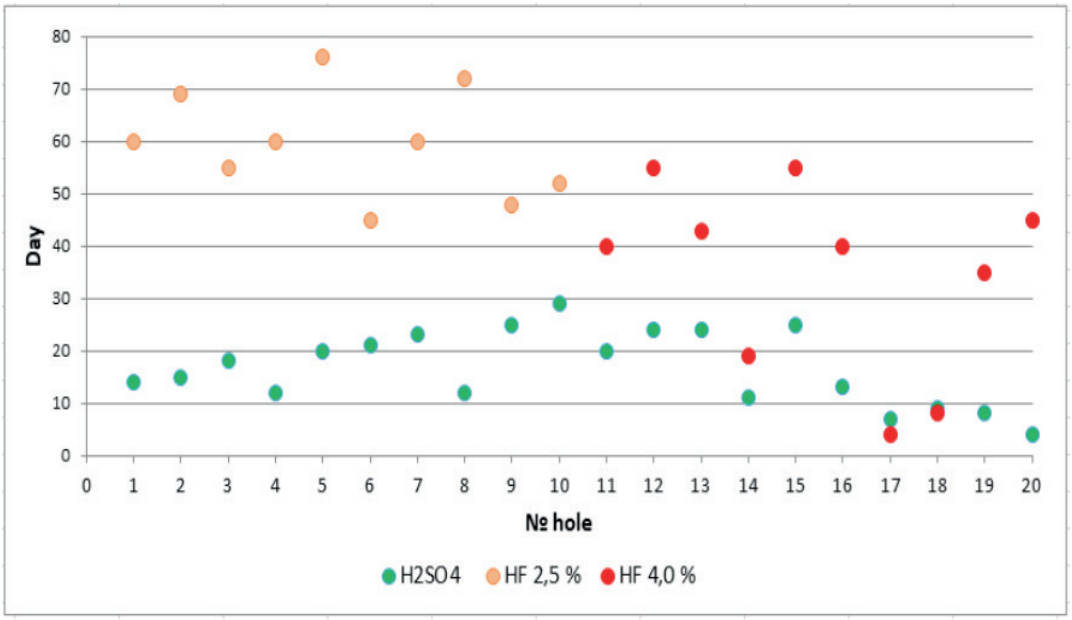


Рисунок 7 – Результаты сравнительного анализа периода бесперебойной работы геотехнологических скважин

Сравнительный анализ приведенных данных показывает, что на выбранных геотехнологических скважинах Кампанского и Маастрихтского горизонтов до проведения экспериментов средний период бесперебойной работы составлял 16 и 22 дня соответственно. После применения плавиковой кислоты для восстановления фильтрационных характеристик среднее значение периода бесперебойной работы скважин на Кампанском горизонте составило 42 дня, а на Маастрихтском – 60 дней.

Выводы

Отобраны пробы осадкообразований из действующих технологических скважин, вскрывающих Сантонский, Маастрихтский и Кампанский рудные интервалы, определены количественно-качественные характеристики и установлены составы осадкообразующих материалов. Результаты рентгенофазовых исследований пробы из скважины Кампанского горизонта показывают, что осадки многокомпонентные и имеют сложную структуру. Наличие кремния в количестве 35,6%, альбетита – 33,9%, микроклина – 4,9% свидетельствуют, что преобладают механический тип кольматации, наличие гипса 16,7% и кальцита 8,9% показывает присутствие осадков химического происхождения.

Проведенные лабораторные опыты по обработке проб осадкообразования с последующим сравнительным анализом микроскопических исследований проб показывают эффективность подобранных химических реагентов. Приготовление декольматирующего раствора на основе плавиковой кислоты (5%), серной кислоты (10%) и ПАВ в малых количествах позволяет повысить растворяющую способность декольматирующего раствора и предотвращает осадкообразование в пласте на более длительное время.

Разработанная схема восстановления фильтрационных характеристик продуктивного горизонта на основе обработки фильтровой части скважин позволяет снизить удельный расход химических реагентов и увеличить эффективность декольматирующего раствора.

В условиях промышленной скважинной добычи урана на геотехнологических скважинах были установлены рациональные параметры применения инновационного метода восстановления фильтрационных характеристик в рудах с низкими фильтрационными характеристиками. Новый метод эффективно восстанавливает производительность добычных и приемистость нагнетательных скважин, увеличивает период бесперебойной работы скважин на 70–80%. Сокращает эксплуатационные расходы на добычу, обеспечивает соблюдение требований экологической и промышленной безопасности.

Дальнейшие исследования по изучению вопросов повышения эффективности растворения и предотвращения осадкообразования продуктивного горизонта в различных условиях с применением физико-химических методов воздействия позволят снизить себестоимость готовой продукции и повысить производительность труда.

Список использованных источников

1. Khawassek Y.M. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert / Y.M. Khawassek, M.H. Taha*, A.A. Eliwa // International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering. – 2016. – V 6. – P. 62–73.

2. Rashad M.M. Kinetics of uranium leaching process using sulfuric acid for Wadi Nasib ore, Southwestern Sinai, Egypt / M.M. Rashada, S.A. Mohamedb, E.M. EL sheikha, H.E. Miraa, G.M. Abd el Wahaba, S.A. Zakia // Aswan University Journal of Environmental Studies. – 2020. – V 2. – P. 171–182.

3. Bahig M. Atia1., Mohamed A., Gado1., Mohamed, F. Cheira1. Kinetics of uranium and iron dissolution by sulfuric acid from Abu Zeneima ferruginous siltstone, Southwestern Sinai, Egypt // Euro-Mediterranean Journal for Environmental Integration. – 2018. –V 3. – P. 1–12.

4. Chen J., Zhao Y., Song Q., Zhou Z., & Yang S. Exploration and mining evaluation system and price prediction of uranium resources // Mining of Mineral Deposits, 2018. 12(1), P. 85–94.

5. Rakishev B.R., Mataev M.M., Kenzhetaev Z.S. Analysis of mineralogical composition of sediments in in-situ leach mining of uranium// Mining Informational and Analytical Bulletin. – 2019. (7). P: 123-131.

6. Nikitina Yu. G., Poyezzhayev I. P., Myrzabek G. A. Improvement of opening schemes of wellfilds to optimize the cost of mining uranium // Gornyi Vestnik Uzbekistana. – 2019. – Vol.1.– P. 6–11.

7. Rakishev B.R., Bondarenko V.I., Matev M.M., Kenzhetaev, Z.S. Influence of chemical reagent complex on intensification of uranium well extraction// Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 2019, (6). – P. 25–30.

СТУПЕНЧАТОЕ ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Мушрапилов А.А., Жасымбеков Б.Е., Хазов Р.В., Латыпова Ю.А., Султанбеков С.А.
АО «Волковгеология», г. Алматы, Казахстан

При сооружении технологических скважин на участках буровых работ экспедиции филиала АО «Волковгеология» «Оңтүстік ВГ» возникают проблемы с достижением требуемого дебита скважин. Например, на участке буровых работ «Орталык» с июня 2021 года было сооружено 629 технологических скважин, из них свыше 6% (38 скважин) требовали повторной промывки и переосвоения по этой причине. Как правило, применяются отработанные традиционные методы переосвоения малодебитных скважин, такие как свабирование, аэрированная раскольматация, кислотная обработка, эрлифтное переосвоение гидроударами и др., принятые в АО «Волковгеология». Эти методы не всегда позволяют добиться требуемого результата [1]. В таких случаях перебуривают скважины за счет собственных средств или сдают их заказчику со штрафными санкциями, что приводит к снижению производительности бурения, отставанию по графикам выполнения буровых работ, дополнительным непроизводительным затратам времени и материалов и тем самым к снижению доходной части АО «Волковгеология».

Специалистами АО «Волковгеология» была предложена новая технология для освоения малодебитных технологических скважин. Суть ее в том, что освоение призабойной зоны и фильтровой части технологических скважин происходит ступенчато, т.е. в двух интервалах, где первая эрлифтная прокачка осуществляется в верхней части обсадной колонны, а вторая последовательная эрлифтная прокачка проводится ниже динамического уровня после выброса воздушно-водяной смеси из верхней части обсадной колонны, тем самым выполняя подачу воздуха и выброс воздушно-водяной смеси поочередно, что позволяет постепенно высвобождать столб жидкости, поступающей из рудного пласта.

Для осуществления способа (рисунок 1) используется установка эрлифтной прокачки (компрессор), содержащая два воздухоподающих шланга, оборудованных на конце смесителем, при этом первый воздухоподающий шланг заглубляется в интервале верхней части обсадной колонны ниже статического уровня, а второй воздухоподающий шланг заглубляется ниже динамического уровня пласта. Оба шланга закреплены на устье обсадной колонны специальным оголовком, оборудованным расходомером с отводным рукавом, входящим в емкость для сбора откачиваемой жидкости (раствора).

В период с 19.06.2021 г. по 20.07.2021 г. на участках буровых работ «Орталык» были проведены первичные опытно-полевые испытания новой методики освоения на семи малодебитных технологических скважинах. Затраты времени на проведение освоения одной технологической скважины с помощью ступенчатого освоения составило не более 12 моточасов. Все технологические малодебитные скважины сданы с требуемым дебитом.

После проведения первичных опытных работ новая технология ступенчатого освоения была применена и показала положительный результат на 38 малодебитных технологических скважинах участка буровых работ «Орталык» филиала АО «Волковгеология» «Оңтүстік ВГ». Время, затрачиваемое на освоение, не превысило регламентируемое. С применением технологии ступенчатого освоения удалось повысить производительность малодебитных технологических скважин от 2–8 м^3/ч до 18–20 м^3/ч, пескование отсутствовало, все скважины были сданы заказчику в соответствии с тех. заданием договора.

В 2021 году был получен патент № 6477 на полезную модель «Способ ступенчатого освоения технологических скважин при подземном выщелачивании» [2].

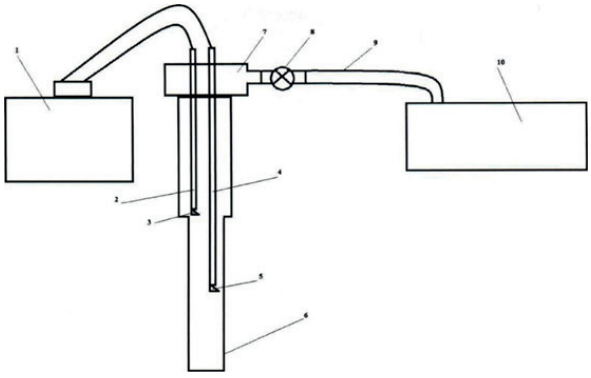


Рисунок 1 – Ступенчатое освоение технологических скважин
1 – установка эрлифтной прокачки (компрессор), 2 – верхний воздухоподающий шланг, 3 – смеситель верхний, 4 – нижний воздухоподающий шланг, 5 – нижний смеситель, 6 – обсадная колонна откачной технологической скважины, 7 – специальный оголовок, 8 – расходомер, 9 – отводной рукав, 10 – емкость для сбора откачиваемой жидкости (раствора).

Рисунок 2 – Оголовок

Ступенчатое освоение в настоящее время является наиболее актуальным решением проблемы восстановления фильтрационных свойств пород прифильтровой зоны и достижения требуемого дебита. Способ показал положительный результат и внедрен в производство в филиале АО «Волковгеология» «Оңтүстік ВГ» и планируется к внедрению в экспедициях № 5, 23 АО «Волковгеология».

Список использованных источников

1. Сушко С.М., Касенов А.К., Мусанов А.М., Бегун А.Д., Повелицин В.Н. Бурение и оборудование геотехнологических скважин. – Алматы, 2009. – 364 с.

2. Патент KZ U 6477 Способ ступенчатого освоения технологических скважин при подземном выщелачивании. Опубл. 01.10.2021. Бюлл. № 39.

ВОЗМОЖНОСТИ ОБЛАЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ GEE ДЛЯ МОНИТОРИНГОВЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Абдулалиева Л.Н.[1], Шагарова Л.В.[2]
[1]Министерство сельского хозяйства Республики Таджикистан,
Управление международных связей, науки и внедрения научных достижений,
г. Душанбе, Таджикистан
[2]Satbayev University, Институт гидрогеологии и геоэкологии им. У.М. Ахмедсафина,
г. Алматы, Казахстан

Google Earth Engine (GEE) — это платформа облачных вычислений Google для анализа пространственных данных. Сразу отметим, что это не тот же инструмент, что и Google Earth, хотя они и связаны между собой. Google Earth Engine позволяет анализировать и обрабатывать большие объемы пространственных данных и выводить слои, карты, таблицы и другие формы информации, используя преимущества облачной инфраструктуры Google.

Earth Engine предоставляет доступ к цифровым данным и вычислительной инфраструктуре.

Есть несколько преимуществ использования инструмента облачных вычислений.

1. GEE позволяет проводить пространственный анализ, который сложно выполнять вне платформы из-за ограничений, связанных с самими данными, лицензиями на программное обеспечение обработки спутниковых изображений и мощностями персональных компьютеров. Хранение, обработка и моделирование данных - задачи, требующие большого объема вычислительных ресурсов. Это особенно актуально при работе с наборами спутниковых изображений, которые занимают гигабайты памяти при хранении необходимых изображений исследуемой области для долговременного мониторинга. Используя Google Earth Engine, этот барьер устраняется, пользователям доступен онлайн-интерфейс, который позволяет работать с библиотекой спутниковых изображений, наборами пространственных данных, предварительно заданных функций для проведения анализа. При этом сами данные не занимают ресурсы на компьютерах и устройствах пользователей, вычисления и обработка происходят в облачной сети Google.

2. В редакторе кода Google Earth Engine используется язык программирования JavaScript. Основное преимущество скриптового кода заключается в том, что на сохраненные фрагменты кода можно ссылаться, выполняя сложные функции и задачи несколько раз, что приводит к экономии времени. Разработанный и протестированный на примере алгоритм, может быть успешно направлен как запрос на пакетную обработку коллекции изображений в Earth Engine. Результаты легко просматривать в окне Earth Engine, либо экспортировать за пределы системы.

3. Еще одно преимущество использования Earth Engine заключается в том, что пользователь защищен от деталей работы в среде параллельной обработки. Система обрабатывает и скрывает почти все аспекты управления вычислениями, включая распределение ресурсов и данных, параллелизм и повторные попытки. Эти решения носят административный характер, и ни одно из них не может повлиять на результат запроса, а только на скорость его выполнения.

Earth Engine использует модель данных, основанную на двухмерных растровых полосах с координатной сеткой в так называемом контейнере «изображение». Пиксели в отдельной полосе должны быть однородными по типу данных, разрешению и проекции. Однако изображения могут содержать любое количество каналов, и каналы в изображении не обязательно должны иметь одинаковые типы данных. Каждое изображение также может иметь связанные метаданные типа «ключ-значение», содержащие такую информацию, как местоположение, время получения и условия, при которых изображение было получено или обработано.

Связанные изображения, такие как космоснимки, зарегистрированные одним датчиком, группируются и представляются в виде «коллекций». Коллекции предоставляют возможности быстрого поиска и сортировки, что упрощает выбор снимков, соответствующих определенным пространственным, временным или другим критериям среди огромного множества спутниковой информации.

Цифровые изображения в Earth Engine предварительно обработаны для обеспечения быстрого и эффективного доступа к ним. Для этого изображения нарезаются на плитки размером 256 × 256 и сохраняются в «базе данных изображений» в исходной проекции, исходном пространственном и радиометрическом разрешениях. В отличие от обычных кубов данных, такой процесс архивирования информации позволяет избежать искажения информации при последующих запросах на обработку. Обеспечение быстрой визуализации результатов вычислений достигается за счет создания пирамиды тайлов с уменьшенным в 2 раза разрешением для каждого изображения. Эти наборы хранятся в «базе данных тайлов». Масштабирование по степени двойки позволяет быстро извлекать готовые данные в различных масштабах.

Отметим, что Earth Engine откладывает вычисление выходных пикселей до тех пор, пока не узнает больше о контексте, в котором они необходимы. Например, если результат отображается на интерактивной карте, то уровень масштабирования карты и границы просмотра могут динамически определять проекцию и разрешение выходных данных, а также ограничивать вычисление пикселей только видимыми пикселями. В качестве альтернативы, если результат используется в качестве входных данных для другого вычисления, то это вычисление может запросить соответствующую проекцию, разрешение и границы для необходимых пикселей. Эта информация используется для автоматической повторной выборки и перепроецирования входных данных на лету, что позволяет быстро визуализировать результаты. Передискретизация данных выполняется по методу «ближайшего соседа» для сохранения спектральной целостности, при этом используются пиксели со следующего уровня пирамиды с самым высоким разрешением входных данных.

Библиотека Earth Engine содержит более 800 функций различной сложности от простых математических функций до мощных операций геостатистики и специализированных инструментов для тематической обработки данных дистанционного зондирования.

Для выполнения мониторинговых геологических задач с применением облачных технологий GEE на начальном этапе задается территория интереса (geometry) посредством отрисовки контура региона на карте или ввода географических координат и импорт спутниковых изображений из наборов данных ДЗЗ, доступных в Google Earth Engine. Снимки, задействованные авторами для обработки – это космоснимки Landsat 9 за осенний период 2022 года из коллекции «USGS Landsat 9 Collection 2 Tier 1 TOA Reflectance»[1]. В этой коллекции содержатся сцены Landsat-9 с наивысшим доступным качеством данных, они считаются наиболее подходящими для анализа мультивременных рядов. Это орторектифицированные геопривязанные сцены, для которых предварительно проведены радиометрическая коррекция и калибровка.

Фрагмент кода импорта коллекции выглядит следующим образом:

```
var image = ee.ImageCollection('LANDSAT/LC09/C02/T1_TOA').filterDate('2022-09-01','2022-10-31')
.filterBounds(geometry);
```

В таблице 1 приведены примеры коллекций, доступных для импорта и обработки в облачной среде GEE. Указанные наборы содержат архивные данные ДЗЗ, а также регулярно пополняются актуальными космоснимками в режиме реального времени или с задержкой, необходимой для обработки и перемещения данных в Коллекцию соответствующего уровня.

Таблица 1 – GEE-коллекции данных ДЗЗ

Коллекции	Пространственное разрешение, м.	Периодичность, дней	Начало архива
Landsat	30 м	16	2013
Landsat9 OLI/TIRS			
Landsat8 OLI/TIRS	30 м	16	2013
Landsat7 ETM+	30	16	2000
Landsat 4-9 Surfase reflectance	30	16	1984
Sentinel	10	6	2014
Sentinel 1 A/B ground range detected			
Sentinel 2A MSI	10/20	10	2015
MODIS		Ежедневно	2000
MODIS08 atmosphere			
MODIS09 surfase rettectance	500	1 / 8	2000
MODIS10 snow cover	500	1	2000
MODIS11 temperature emissivty	1000	1 / 8	2000
MODIS13 Vegetation indices	250/500	16	2000
MODIS14 Thermal anomalies & fire	1000	8	2000
MODIS15 leaf erea index/FPAR	500	4	2000
MODIS17 Cross primary productivity	500	8	2000
MODIS43 BRDF-adjusted rettectance	500/1000	8 / 16	2000
MODIS45 thermal anomalies and fire	500	30	2000
Aster	15/30/90	1	2000
L1T radianse			

Методы дистанционного зондирования обладают рядом преимуществ перед традиционными наземными способами разведки. Это обусловлено стремительным развитием космической отрасли, улучшением характеристик радиометров, установленных на спутниках ДЗЗ, регулярностью съемки земной поверхности с определенным периодом повторных наблюдений.

[1] Landsat-9 image courtesy of the U.S. Geological Survey

Одной из самых распространенных операцией при обработке больших наборов данных ДЗЗ является анализ временных рядов. Операции статистического агрегирования, которые можно применять в пространстве, также можно применять во времени к изображениям в коллекции для вычисления попиксельной статистики всего стека мультивременных изображений. Для мониторинга сезонных изменений необходимо вычислить разницу между двумя составными сезонными данными. В этом случае программный код использует две отфильтрованные коллекции: одну из всех изображений выбранного набора данных за ноябрь, декабрь и январь, а вторую из всех аналогичных изображений, но за июнь, июль и август. Медианное значение во времени вычисляется для каждого канала в каждой коллекции, чтобы свести к минимуму влияние облаков и теней от облаков. Полученные композиты вычитаются, создавая на выходе матрицу изменений.

Построение индексных изображений – не менее распространенная форма анализа данных ДЗЗ. Индексные изображения основаны на мультиспектральных изображениях в результате математических операций с каналами. В зависимости от входных данных и операций с каналами можно выявить и/или оценить определенный существующий феномен, смягчая при этом другие факторы, которые нивелируют эти эффекты на изображении. Для геологических изысканий применяют геологические индексы.

Мультиспектральные изображения Landsat успешно использовались для выявления месторождений некоторых полезных ископаемых в разных странах мира. Landsat-9 является современным спутником миссии Landsat, как и Landsat-8 выполняет съемку земной поверхности в тех же самых каналах в видимом, ближнем ИК и тепловом ИК диапазонах, с пространственным разрешением мультиспектральных данных 30 м.

Таблица 2 – Основные характеристики каналов Landsat-8 и Landsat-9

Канал	Пространственное разрешение, м.	Общепринятое обозначение	Спектральный диапазон, мкм.
B1	30	Coastal aerosol	0.43 - 0.45
B2	30	Blue	0.45 - 0.51
B3	30	Green	0.53 - 0.59
B4	30	Red	0.64 - 0.67
B5	30	NIR	0.85 - 0.88
B6	30	SWIR1	1.57 - 1.65
B7	30	SWIR2	2.11 - 2.29
B8	15	PAN (панхроматический канал)	0.52 - 0.90
B9	15	Cirrus	1.36 - 1.38
B10	30	TIR1, приведенные к разрешению 30 м (исходное 100 м)	10.60 - 11.19
B11	30	TIR2, приведенные к разрешению 30 м (исходное 100 м)	11.50 - 12.51

Некоторые минералы, в том числе глинистые минералы и оксид железа, могут быть обнаружены по данным мультиспектральной съемки в результате анализа их спектральных характеристик на основании знаний о том, что гидроксильные минералы отражают электромагнитное излучение в диапазоне 1,55-1,75 мкм значительно сильнее, чем в других диапазонах электромагнитного спектра, и сильно поглощаются в диапазоне от 2,05 до 2,35 мкм. Таким образом, в соответствие со спектральными характеристиками каналов Landsat, приведенными в таблице 2, для обнаружения гидроксильных минералов необходимо использовать данные ближнего ИК (канал 5) и среднего инфракрасного (канал 7) диапазонов Landsat-9. Зеленый (Канал 3) не рекомендуется использовать во избежание влияния на результат вклада растительного покрова.

Глинистый коэффициент (CMR - Clay Minerals Ratio) вычисляется как соотношение каналов SWIR1 и SWIR2. Этот коэффициент использует тот факт, что водосодержащие минералы, такие как глина и квасцовый камень, поглощают излучение в части спектра 2,0-2,3 мкм.

$$CMR = SWIR1 / SWIR2 \qquad (1)$$

где SWIR1 - значения пикселов из коротковолнового инфракрасного диапазона (канал 6)

SWIR2 - значения пикселов из коротковолнового инфракрасного диапазона (канал 7).

Таким образом, фрагмент программного кода для расчета индекса CMR будет выглядеть следующим образом:

```
var CMR = image_med.expression('(SWIR1/SWIR2)',
{
SWIR1: image_med.select('B6'),
SWIR2: image_med.select('B7')
}).
```

Железистые минералы

Индекс железистых минералов (FMR - Ferrous Minerals Ratio) выделяет все железосодержащие материалы. Он использует соотношение каналов SWIR и NIR.

FMR = SWIR1 / NIR (2)

где SWIR1 - значения пикселов коротковолнового инфракрасного диапазона (канал 6)
NIR - значения пикселов ближнего инфракрасного диапазона (канал 5).
Фрагмент программного кода для расчета индекса FMR выглядит следующим образом:

```
var FMR = image_med.expression('(SWIR1/NIR)',
{
SWIR1: image_med.select('B6'),
NIR: image_med.select('B5')
}).
```

Индекс оксида железа (IOR - Iron Oxide Ratio) рассчитывается как соотношение значений отражательной способности поверхности в красной и синей длинах волн. Наличие биотитов простирания лимонита и изменения окислов озерных руд приводит к поглощению в синем канале и отражению в красном канале. В индексном изображении области с сильным изменением железа имеют более высокие значения.

IOR = Red / Blue (3)

где Red - значения пикселов красного канала (канал 4),
Blue - значения пикселов синего канала (канал 2).

Фрагмент программного кода для расчета индекса IOR:

```
var IOR = image_med.expression('(Red/Blue)',
{
Red: image_med.select('B4'),
Blue: image_med.select('B2')
}).
```

Результаты расчетов можно визуализировать и анализировать в Google Earth Engine или экспортировать в «Диск» своей учетной записи Google, например,

```
Export.image.toDrive({ image: IOR, description: ' Iron Oxide Ratio ', scale: 6, region: geometry})
```

Индексные изображения используются при создании карт потенциального распространения глинистых минералов и оксида железа, что способствует более эффективному поиску полезных ископаемых и разведки минерального сырья. Платформа Google Earth Engine предоставляет инструментарий и коллекции геопространственных данных для решения геологических задач, открывая новые горизонты для исследователей и научных открытий.

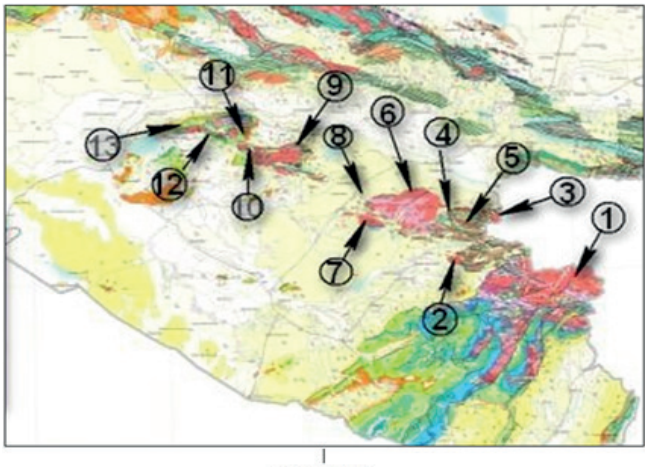
ЭЙСИТЫ ГОР КАРАТЮБЕ – ИСТОЧНИКИ РАДИОАКТИВНОЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ УЛУС-ДЖАМСКОГО ПРОГИБА (ЗАПАДНЫЙ УЗБЕКИСТАН)

Оловов Х.Х.[1], Омаров А.Е.[2], Мусаев Р.А.[2], Мусаев А.М.[3]
[1]АО «Уранредметгеология», г. Ташкент, Узбекистан
[2]ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан
[3]Институт геологии и геофизики Госкомгеологии РУз, г. Ташкент, Узбекистан

Эйситами называются метасоматические породы, сложенные альбитом, карбонатом, хлоритом и гематитом и вмещающие урановое оруденение. При образовании по породам, богатым кварцем, содержат также кварц. Были установлены на урановом месторождении Эйс в районе оз. Биверлодж в Канаде, в честь чего и получили свое название. Эйситы широко развиты в Западном Узбекистане. Одним из таких эйситоносных районов являются горы Каратюбе в западном окончании Зарафшанского хребта. Эти горы расположены в Ургутском и Нурабадском районах Самаркандской области, они являются западным продолжением гор Чакылкалян, средней части Зарафшанского хребта. По происхождению они являются остаточным продуктом магматических пород Каратюбинского массива, названного И.Х. Хамрабаевым Каратюбинским плутоном, с площадью более 1200 км^2. Схема расположения этого интрузива со своими сателлитами показана на рисунке1.

К западу от указанного плутона имеются интрузивные массивы, сформировавшиеся в несколько иных глубинных фациальных условиях, поэтому еще не вполне вскрытых эрозией, имеющих различные размеры и отстоящие друг от друга на различных расстояниях. Самый крупный из них Зирабулакский интрузив с его сателлитами расположен в Зирабулак-Зиаэтдинских горах. В западной части этих гор обнажен Майзакский шток южнее г. Навои. Эту группу интрузивов можем называть Западно-Узбекистанским батолитом, на глубине соединяющимся с Нуратинским батолитом, выделенным И.М. Исамухамедовым (1955) в Нуратинском хребте с двумя ветвями Южного и Северного Нуратау, входящего в систему Туркестано-Алайских гор Западного Тянь-Шаня.

Эйситовые, т.е. альбитизированные породы различных стадий постмагматических изменений, широко развиты в гранодиоритах второй фазы и гранитах третьей фазы Каратюбинского интрузива. И.Х. Хамрабаев относил их к «хлоритовым альбититам». В аляскитоидных гранитах четвертой фазы альбитизация из-за усиления степени кислотного выщелачивания гранитной магмы в позднемагматической стадии сопряжена с пегматитовыми жилами в контракционных трещинах остывающего интрузивного тела. В них состав гидротермальных растворов с кислотной реакцией приводит к снижению растворимости рудообразующих элементов и осаждению редких (W, Mo, Sn), рассеянных (Be, Sc, Nb, Ta), радиоактивных (U, Th, Sr) и др. элементов в виде акцессорной минерализации в кварцевых жилах и прожилках, в зальбандах пегматитов, в виде жил, линз и миароловых пустот, охватывающих вмещающие их продукты выщелачивания эйситов, отнесенных И.Х. Хамрабаевым к «хлоритовым альбититам».



Интрузивы:

1. *Гиссарский батолит.*
2. *Сув тушар.*
3. *Ахбайжуман.*
4. *Кажидык и Зинак.*
5. *Яхтон.*
6. *Каратюбинский плутон.*
7. *Лолабулак.*
8. *Сарыкул.*
9. *Зирабулак.*
10. *Тым.*
11. *Кетманчи.*
12. *Карнаб.*
13. *Майзак.*

Рисунок 1 – Схема расположения Каратюбинского интрузива с его сателлитами на физической карте Узбекистана (масштаб 1:1000000)

Формирование таких пород происходило стадийно в региональном, локальном и узкоплощадном-околожильном пространствах, сменяясь во времени альбитизацией, мусковитизацией в грейзенах и мусковитизацией турмалинизированными породами, неправильно считающимися мусковитовыми и турмалинованными гранитами, придавая им магматический генезис. Этому противоречит кроме указания В.Н. Лодочникова о вторичности альбита, мусковита и турмалина в гранитоидах. Это доказано экспериментально: из-за близких в пределах 400–550° с температуры устойчивости в гидротермальных условиях, когда магматический расплав не может существовать (Мусаев, 1967,1969). Все альбититовые автометосоматически измененные породы Каратюбинского интрузива имеют повышенный фон радиации, особенно отмеченные выше виды кислотных метасоматитов (Мусаев, Магдиев, Шаисламова, 1969). Общая схема развития таких метасоматитов приведена на рисунке 2.

Фазы и соответствующие им формации магматических пород И.Х. Хамрабаев приводит в следующем виде:

1. Кварцевые диориты, диориты, габбро-диориты, жильная фация: роговообманково биотитовые диритовые порфириты и спессартиты;

2. Порфировидные биотитовые гранодиориты, реже кварцевые диориты; адамелиты и сиенито-диориты; жильная фация: гранодиорит порфиры, микрограниты и аплиты;

3. Биотитовые, мусковитизированные (двуслюдяные, мусковитовые) граниты, гранит порфиры, гнейсограниты и реже гранодиориты и адамелиты; жильная фация; пегматиты, аплиты и турмалинизированные микрограниты;

4. Аляскиты, лейкократовые граниты; жильная фация; аплиты, пегматиты, аплитовые и пегматитовые граниты и кварцевые породы.

С каждой из пород отдельных фаз интрузии связаны свои метасоматические изменения. Ниже приведем петрографическое их выражение, видное из нижеследующей схемы на рисунке 2.

СХЕМА ЭТАПНОСТИ АВТОМЕТАСОМАТИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ СТАДИИ КИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ГРАНИТОИДНЫХ ИНТРУЗИВОВ ГОР КАРАТЮБЕ И КУЛЬДЖУКТАУ

Стадии по:		*Характер проявления*	*Типы автометасоматических изменений*	*Различие метасоматоза по привнесённым компонентам (по принципу В.М. Гольдшмита)*	*Различие метасоматоза по активности оснований в метасоматизирующих растворах (по принципу Г.Ю. Григорчука)*	*Выделяемые этапы*
Д.С. Коржинскому	*И.Х. Хамрабаеву*					
Кислотного выщелачивания	Автометасоматическая	Региональный	Слабая альбитизация	Натриевый	Слабое	Первый
			Слабая мусковитизация	Калиевый	Сильное	
		Узкоплощадной	Интенсивная мусковитизация с сопутствующей турмалинизацией	Калиево-борный	Сильное	второй
			Интенсивная альбитизация с сопутствующей турмалинизацией	Натриево-борный	Слабое	
	Постмагматическая	околожильный	Сильная альбитизация с сопутствующей турмалинизацией	Натриево-борный	Слабое	третий
		Жильный	Грейзенизация с сопутствующей турмалинизацией	Калиево-борный	Сильное	
		Жильный	Кварцево-турмалиновое, затем преимущественно кварцевое замещение	Борно кремнезёмистый затем кремнезёмистый	Слабое	четвёртый

Рисунок 2 – Схема этапности автометасоматических процессов стадии кислотного выщелачивания гранитоидных интрузивов гор Каратюбе и Кульджуктау

Как видно из рисунка 2, при кислотном выщелачивании гранитоидов гор Каратюбе происходит неоднократная смена активности щелочных элементов, вызывающих различные типы изменений в зависимости от термодинамической активности калия и натрия, бора и кремния, в продолжении всего герцинского цикла. Переменное изменение активности щелочей связано режимом кристаллизационной дифференциации магмы в остывающем интрузивном теле, с термохимическим эффектом, формирующим определенные парагенезисы минералов. Течением времени и изменением кислотно-основного состояния минералообразующих поздне- и постмагматических растворов обусловлена схема развития автометасоматических изменений, представленная на рисунке 3.

СХЕМА РАЗВИТИЯ РАННИХ АВТОМЕТАСОМАТИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ, СВЯЗАННЫХ С ПОРОДАМИ РАЗНЫХ ФОРМАЦИЙ C_3-P_1 ГРАНИТОИДНОГО КОМПЛЕКСА ГОР КАРАТЮБЕ И КУЛЬЖУКТАУ

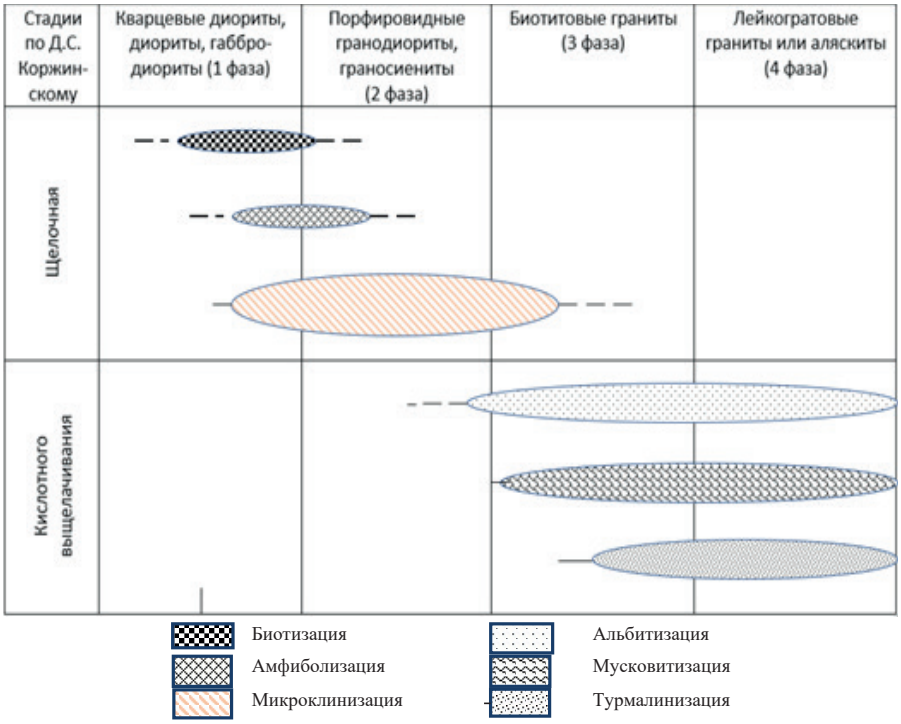


Рисунок 3 – Схема развития ранних автометасоматических процессов, связанных с породами разных формаций C_3-P_1 гранитоидного комплекса гор Каратюбе и Кульжуктау

Из рисунка 3 видно, что калиевый метасоматоз отчетливо проявляется, вызывая микроклинизацию гранодиоритов второй фазы интрузии, с началом третьей фазы (представленной биотитовыми и биотит амфиболовыми гранитами) постепенно сокращаясь и уступая место процессу альбитизации сингенетично проявленным кремнисто-борным и борным, затем чисто кремнеземистым метасоматозом при достижении апогея кислотности рудообразующих постмагматических растворов, отлагающих соответствующие руды, согласно температуре их устойчивости, в теле постепенно остывающего интрузива и прогретых им контактовых вмещающих пород, где также наблюдаются рудопроявления.

Сущность образования эйситов заключается в том, что в период магматической кристаллизации породообразующих минералов на поздне-магматическом этапе происходит пегматитообразование с переходом в гидротермальную стадию формирования гранитоидов, в результате чего почти все рудообразующие минералы успевают дезинтегрироваться и образовать легко мигрирующие соединения, оставляя в реститах микроклин-альбит-хлоритовую ассоциацию минералов, являющихся эйситовыми породами. В последних присутствуют многие вторичные минералы, несущие в себе редкоземельную и радиоактивную минерализацию.

Петрографически это выражается в смене автометасоматических изменений гранитоидов, в естественной последовательности проявления их, в герцинском цикле магматизма изученного района.

Микроклинизация и альбитизация вместе образуют кварц-полевошпатовую формацию метасоматитов всего магматического цикла с дискретным проявлением отдельных видов поэлементных метасоматических изменений.

Альбитизация с образованием так называемых хлоритовых альбититов издавна обращала на себя внимание геологов. Проявляется она широко и в Каратюбинском интрузиве. Эти сильно альбитизированные породы относились Н.В. Беловым (1941) к самостоятельной фазе интрузии щелочной магмы герцинского цикла магматизма.

Название «хлоритовые альбититы» ввел К.Н. Вендланд (1945). Он пришел к выводу о том, что «хлоритовые альбититы» гор Каратюбе являются продуктом гидротермальной проработки гранодиоритов в результате внедрении в них жидкой габбровой магмы. Н.Д. Зленко также придерживалась этого взгляда, но Н.А. Лосев (1947), изучавший эти породы, предполагает, что «щелочные эманации, шедшие со стороны габбровой магмы», производили в начальном низкотемпературном этапе эпидотизацию гранодиоритов и

при дальнейшем воздействии приходящих со стороны габбровой интрузии растворов, пишет Н.А.Лосев, хлорит полностью выщелачивается и получается красно-бурая и ноздреватая порода, состоящая только из альбита

Все эти авторы, признавая метасоматическую природу «хлоритовых альбититов», считают источником метасоматизирующих растворов габбровый интрузив. Дискуссионность предположения была показана И.Х. Хамрабаевым (1958), считавшим что габбро-диабазы, проявляющиеся в виде дайкообразных тел в пространственной близости к «хлоритовым альбититам», являются более древними породами, чем гранодиориты, по которым развиваются «хлоритовые альбититы». Поэтому ассоциация «хлоритовых альбититов» с габбро-диабазами является пространственной, а не генетической. Однако в левом борту верховья Абуйросая имеется двухметровая дайка диабаза, секущая гранодиориты в меридиональном простирании с крутым углом падения 80–85° на восток. В лежащем контакте дайки среди гранодиоритов наблюдается хлоритизация, приуроченная к трещиноватым зонам со сферолитами рипидолита. Этот факт указывает на логичность взгляда Н.А. Лосева.

Рассматривая «хлоритовые альбититы», И.Х. Хамрабаев приходит к выводу о том, что эта порода является результатом процесса альбитизации. Он выделил альбитово-хлоритовые и альбитово-кварцевые их разности. Для этих пород И.Х. Хамрабаевым установлены следующие формы залегания: а) зоны метасоматического замещения вдоль трещин меридионального направления или вдоль даек магматических пород (аплитов «диабазов» и др.); б) изометричные и линзовидные в плане тела, реже участки с расплывчатыми очертаниями. Площадь отдельных линз достигает нескольких сотен квадратных метров и изредка измеряется километрами – хлоритовые и альбитово-кварцевые породы образуются за счет всех изверженных пород гор Каратюбе. И.Х. Хамрабаев считает альбитовые породы продуктом «гидротермальной постмагматической деятельности гранитной магмы» (1958).

Наши наблюдения в Каратюбинском интрузиве показали, что «хлоритовые альбититы» развиты по порфировидным гранодиоритам и биотитовым гранитам второй и третьей фаз, а с четвертой фазы (лейкократовые граниты и аляскиты) наблюдаются альбитизация и грейзенизация в пегматитах. Из-за того что в гранодиоритах 3-й фазы плагиоклаз более основной, чем в гранитах 3-й фазы и аляскитах 4-й фазы, при выщелачивании плагиоклаза высвобождается больше CaO, обеспечивающего разную степень развития эпидотовой группы минералов, что вызывает разность степени образования этой группы, для которой CaO является основным рудоконцентрирующим компонентом.

Щелочные элементы термодинамически устойчивы во всем продолжении процесса магматогенного рудообразования и проявляются как ранняя и поздняя стадии минералообразования. Поздняя щелочная стадия наступает после достижения кислотной стадией своего апогея, сопровождаясь образованием вторичных рудовмещающих минералов. В эйситах Каратюбе ранняя площадная альбитизация в позднемагматическом этапе сменяется узкоплощадной альбитизацией, квазисингенетической мусковитизацией и турмалинизацией в жильном-околотрещинном проявлении. Квазисингенетичность ясно видна на небольших площадях глубоко эродированных участков дна речных долин Агалыксая и его притока Мшозор, текущих в северном направлении, и Гоуханасая, текущего в южном направлении. На таких узкоплощадных участках хорошо видна так называемая «овоидная турмалинизация». Вид таких овоидов изображен на рисунках 4 и 5.

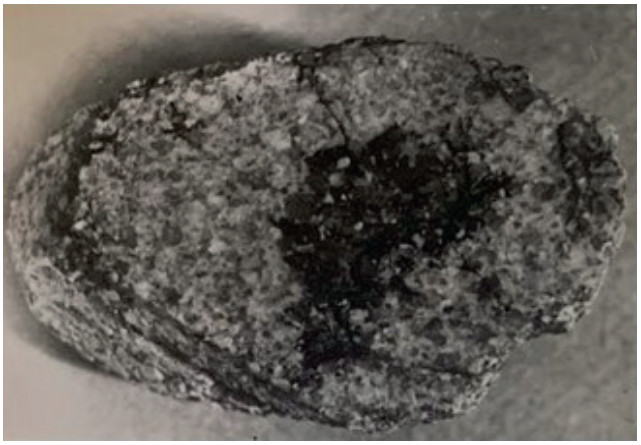


Рисунок 4 – «Овоиды» турмалина внутри зоны альбитизации (образец, 385, натуральная величина)

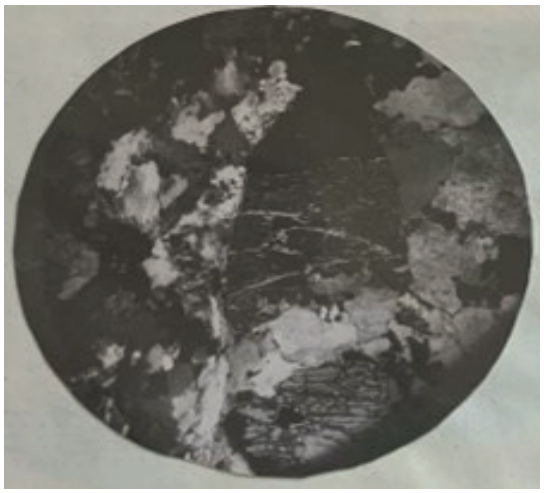


Рисунок 5 – Скопление укрупненных зерен турмалина совместно с вторичным кварцем в ядрах турмалиновых «овоидов» (шлиф 750, ник. X, увел., 90)

Как видно из рисунка 4, овоид представляет собой скопление мелких кристалликов турмалина внутри альбитовой каемки, что свидетельствует об опережении альбитизации процесса турмалинизации гранитоида с небольшим разрывом во времени. Это видно из рисунка 5, что может подтвердить тезис об их парогенности с образованием самостоятельных минеральных индивидов, не соприкасающихся между собой. Если альбитизация с овоидообразованием характерна (как показано выше) для эродированных участков на уровне речных долин, мусковитизация гранодиоритов в районе поселка Аксай на бортах сая вплоть до их водораздела, проявляясь интенсивно гнейсированные гранитоиды описанных прежними исследователями под этим названием. В юго-восточном борту Агалыксая, к югу от соседнего сая Акбуйро, имеется гора Кенгкутан с заметно высоким гипсометрическим положением. Во всем объеме гора состоит из сильно мусковитизированных пород, описанных как мусковитовые граниты. Они постепенно переходят в окружающие их биотит-роговообманковые крупнозернистые гранодиориты. Создается впечатление, что мусковитизация этих пород вызвана их высоким гипсометрическим положением. Нам кажется, усиленная мусковитизация приводораздельных частей горы Каратюбе приводит в тектонических трещинах гранитоида, вызывает развитие среди трещин грейзенизации, подчеркивая высокую кислотность постмагматических растворов, содержащих редкие, редкоземельные и радиоактивные элементы, осаждающиеся в грейзенах. На рисунке 6 показан вид грейзенового прожилка, в зальбанде которого виден округлой формы кристалл касситерита (SnO).

Рисунок 6 – Прожилок кварцево-мусковитового грейзена с полосой альбитизации в зальбандах в двуслюдяном граните (образец 529, 2/3 натуральной величины (перевал Сангтуда в верховье реки Агалык сай))

При развитии «хлоритовых альбититов», переименованных нами в эйситы, согласно классификации, разработанной А.Н. Казициным и В.А. Рудником, принятой на Всесоюзном петрографическом совещании и введенной для общего пользования (1969), Ленинград, ВСЕГЕИ. Такие породы – эйситы в околотрещинных полостях развиты в зальбандах турмалиновых жил, указывая молодой возраст турмалинизаци полосой, приведенной на рисунке 7, относительно прожилки грейзена, несущего в зальбанде среди эйсита крупный кристалл округлой формы касситерита – оксида олова. Пример околотрещинной турмалинизации с зальбандами из альбитизированных полос приводится на рисунке 7.

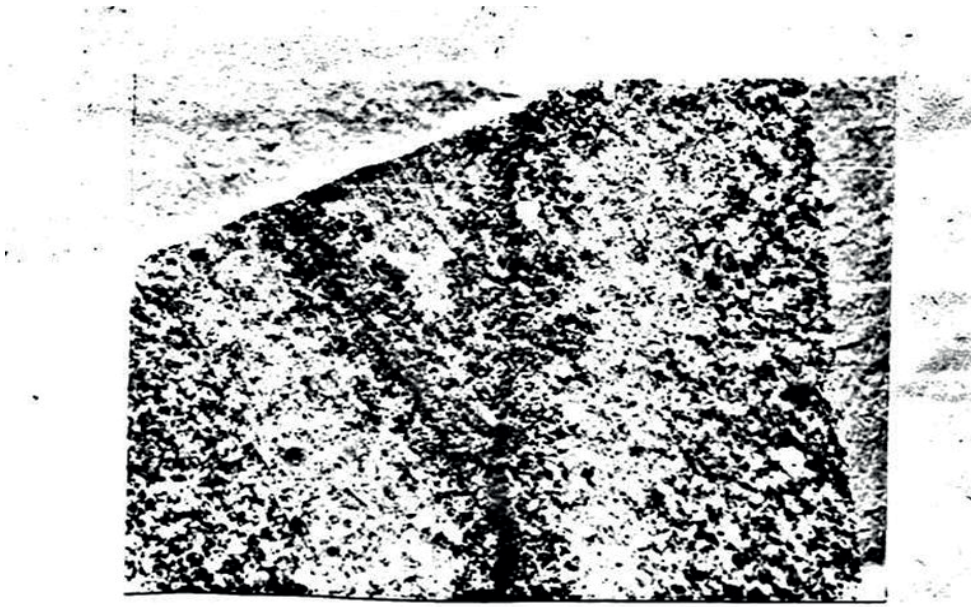


Рисунок 7 – Турмалиновый прожиг с альбитизированной полосой в зальбандах, в двуслюдяном граните (образец 353, 2/3 натуральной величины)

Когда мощность жилы турмалина разрастается, полоса альбитизации увеличивается мелкими включениями турмалина, не успевшими сегрегироваться с турмалином в жиле (рисунок 8).

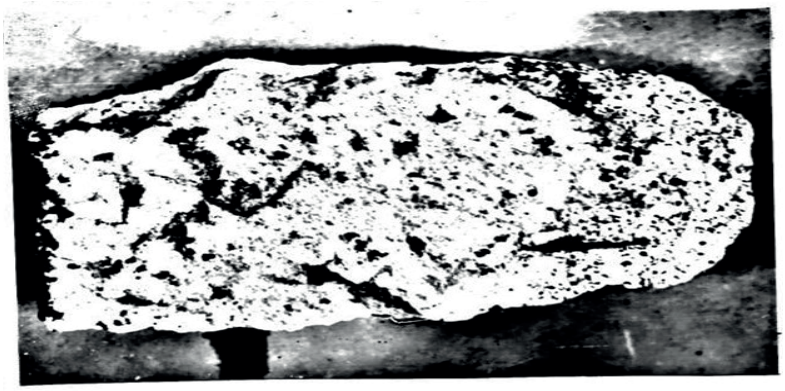


Рисунок 8 – Измельчение и сокращение количества скоплений турмалина в полосе альбитизации вдоль кварцево-турмалиновой жилы (образец 760, натуральная величина)

Из приведенных выше данных можно убедится, что автометасоматическая альбитизация в гранитоидах Каратюбинского интрузива развита довольно широко. Она начинается в позднемагматической стадии кристаллизации магматического расплава в момент перехода ее в постмагматическую стадию. С началом высокотемпературных условий снижения температуры раствора альбитизация проявляется, повсеместно замещая краевые части зерен плагиоклаза в апикальных и краевых участках остывающего интрузивного тела, в кровельных участках полностью охватывая их. Затем при среднетемпературных режимах остывания постмагматических растворов прошедший до этого момента процесс калиевого метасоматоза в виде микроклинизации способствует повышению эффективной концентрации окисла натрия, вызывающего

массовое выделение из раствора образующего скопления с небольшой примесью также выделившегося кварца в мелких зернах. Эта ассоциация минералов дает начало формированию альбит-кварцевых и альбит-хлоритовых пород, называемых эйситами, имеющими в составе много вторичных минералов, содержащих примеси радиоактивных элементов и поэтому являющихся источником образования месторождений.

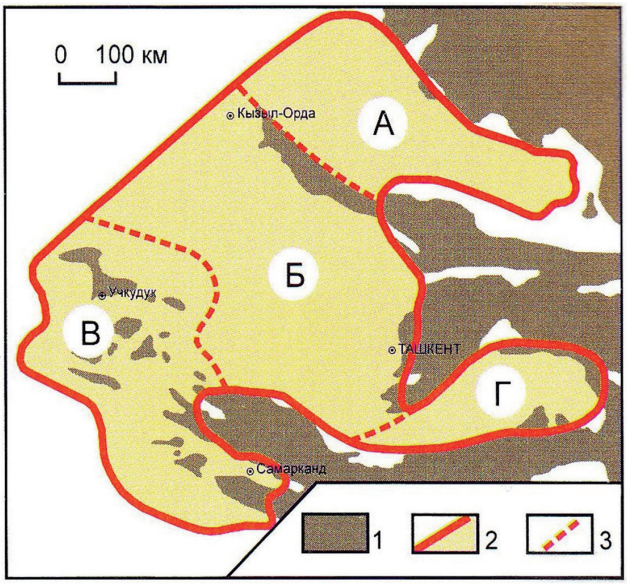
Повышенный фон радиоактивности урана в измененных метасоматических породах связан со строением его атома, имеющего сложное строение. Уход электронов в виде соединений с другими элементами из внешней оболочки обеспечивает появление его изотопов. Когда из внешнего слоя удаляется 5 электронов, например в виде $UCI_{5,}$ электронная оболочка становится похожей на электронную оболочку нейтральных газовых элементов и уран приобретает литофильное геохимическое свойство. Уран не входит в сульфиды и не встречается в самородном состоянии. В силикатных породах он не встречается в сульфидной форме, даже в кобальт-мышьяковисто-висмутовом, железо-платиновом сплавах находится в форме окисла. Нахождение урана в природе в форме галогенных соединений, а не в сульфидах обеспечивает его легкую мигрируемость при щелочно-галоидном метасоматозе. У урана нет самородного металлического свойства. У него слабо развита поляризуемость, что обеспечивает легкую растворимость его соединений (В.В. Щербина).

Учитывая все приведенные геохимические свойства радиоактивных элементов, можно ожидать их концентрирование на определенных площадях в пределах Каратюбинского плутона и его окружения. Развитые в интрузиве указанные выше эйситы имеют заметно высокое содержание таких элементов. На основе имеющегося фактического материала можно констатировать постепенное снижение уровня становления всех массивов с востока на запад, начиная с Гиссарского батолита на востоке до Западно-Узбекистанского батолита и далее до гор Алтынтау на западе. Проявления урановой минерализации происходили двумя путями – гипогенной и гипергенной природы. Гипогенный фактор состоит в том, что постмагматические растворы завершающего периода гидротермальной деятельности герцинского магматического цикла магматизма юго-западного Тянь-Шаня являются носителем рудной минерализации, исключая радиоактивные элементы. Перемещение таких растворов в западном направлению от интрузивов с высоким уровнем становления к низким уровням становления подтверждает наблюдаемый факт приуроченности известных урановых месторождений в Центральных Кызылкумах и далее к западу в Мангышлаке, входящем в Уральскую горную систему. Этот металлогенический пояс в схеме, разработанной И.Х. Хамрабаевым (1958), был выделен как редкометальный. Гипергенный способ формирования месторождений урана связан с тем, что во всех интрузивах отмеченного пояса вмещающими породами являются терригенные отложения мезозоя, хорошо способствующие дрейфу рудоносных растворов атмосферного происхождения, адекватного с характером распространения месторождений, возникших при гипогенном их происхождения. На рисунке 1 видно, что расстояние между Каратюбинским интрузивом и Зирбулак-Зиаэтдинскими интрузивами не менее 40 км. Зирабулакский интрузив гипсометрически расположен ниже Каратюбинского плутона, с этим связано наличие месторождения урановой минерализации в Улус-Джамском прогибе, расположенном к северо-востоку от Зирабулакского интрузива. Считаем перспективным для проведения поисковых работ на обнаружение месторождений урана палеодолинного типа площадь от Каратюбинского плутона до гор Зирабулак.

НЕТРАДИЦИОННЫЕ ТИПЫ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАК НАДЕЖНЫЙ РЕЗЕРВ ВОСПОЛНЕНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Хасанов Ж.Т., Назаров В.Ф., Ахадов Х.Р., Мирходжаев Б.И., Сапаров А.Б
ГП «Навоийуран», г. Навои, Узбекистан

Начиная с 50-х годов прошлого столетия в центрально-азиатском регионе интенсивно велись поисковые работы с применением, для того времени, самого передового геофизического инструмента – радиометров СРП. В результате масштабных поисков были открыты целый ряд урановых месторождений и, в свою очередь, эти открытия положили начало появлению крупнейшей в мире Притяньшаньской урановорудной провинции, структуры I порядка, которая включает четыре урановорудные провинции – Шу-Сарысуйскую, Сырдарьинскую, Центрально-Кызылкумскую и Ферганскую (рисунок 1).



Урановоносные провинции: А – Шу-Сарысуйская, Б – Сырдарьинская, В – Центрально-Кызылкумская, Г – Ферганская.
1 – древние структуры Тянь-Шаня, 2 – внешняя граница Притяньшаньской мегапровинции, 3 – условные границы, разделяющие внутри урановоносные провинции
Рисунок 1 – Притяньшаньская мегапровинция

К урановорудной провинции, объединяющей урановорудные районы и рудные поля, отнесена совокупность рудных проявлений большой территории, приуроченной к единой крупной геологической структуре второго порядка, отличающейся сходной историей развития на протяжении фанерозоя и одинаково реагирующей на процессы новейшей активизации. В результате были сформированы приорогенные артезианские бассейны, в пределах которых на значительных по площади участках, под воздействием фильтрующихся кислородных вод в проницаемых горизонтах платформенного чехла, формировались руды экзогенной серии. В приподнятых блоках, выведенных на поверхность формаций нижнего структурного этажа, выделяются рудные поля полигенных руд. К примеру, Центрально-кызылкумская провинция, как структура II порядка, локализована в пределах одноимённого артезианского бассейна, представляющего собой сочетание соединённых между собой систем малых артезианских впадин грабен-синклинального типа и разделяющих их горст-антиклинальных массивов древнего фундамента, к которым приурочены гидрогеологические массивы трещинных вод. В этом коренное отличие данной провинции от соседних – Сырдарьинской, Шу-Сарысуйской и Ферганской, в которых древние горные массивы только окаймляют последние.

Основные проблемы геологии урана и пути их решения

Радиоэлементы, и в частности уран, являются прекрасными индикаторами самых различных геологических процессов, и в настоящее время не столько их валовые содержания, сколько формы выделения и миграции, обусловленные физико-химическими условиями, определяют их геохимическую металлогению, возможности и пути их рассеяния и концентрации. Формирование урановоносных провинций и районов связывается с региональными процессами дифференциации вещества при седиментации,

метаморфизме и магматизме и, в конечном итоге, со степенью подвижности структур земной коры. При этом период появления определённых миграционных форм урана всегда предшествует периоду его рудоотложения, но не обязательно совпадает с периодом валовых концентраций металла в черносланцевой формации. Благоприятными для образования урановорудных залежей являются резкая смена физико-химических, структурных и литологических условий, что напрямую отражается на миграционной способности элемента. Если в водной среде миграционно-способная форма урана определяется его шестивалентным состоянием, то в магматических расплавах, а также в процессах метаморфизма – это шести- и четырёхвалентная формы. Но важно подчеркнуть, что появление настурана обусловлено сонахождением двух основных форм урана – U^{4+} и U^{6+}, которое происходит на границе двух геохимических обстановок – окислительной и восстановительной.

Не менее актуальной проблемой современной геологии является генезис урановых месторождений, с решением которой неразрывно связаны ответы на такие вопросы как закономерности миграции, локализации и рассеяния радиоактивных элементов, возраст оруденений, условия образования крупных месторождений и мелких проявлений, возможности научно-обоснованного прогнозирования и успешного ведения поисково-разведочных работ и т.д.

Все выявленные к настоящему времени урановые месторождения в пределах платформенного чехла Туранской платформы, приурочены к рыхлым неметаморфизованным породам Центрально-Кызылкумской провинции и относятся к нескольким генетическим типам, главным из которых является эпигенетический в связи с зонами пластового окисления в терригенных отложениях. В монографии «Рудные месторождения Узбекистана» [61], в которой принята классификация рудных месторождений на основе выделении геолого-промышленных типов, они отнесены к «урановому стратиформному инфильтрационному типу в песчаниках в связи с процессами пластового окисления». В зарубежных классификациях эти месторождения относят к «колорадскому или песчаниковому (sandstone)» типу.

Кроме этого основного промышленного типа в Центрально-кызылкумской провинции есть высокая вероятность выделения очень перспективных урановорудных проявлений, локализованных в условиях не связанных с зонами пластового окисления. Это сингенетичные залежи урана в горючих сланцах и фосфоритах палеогена, эпигенетические концентрации урана над нефтегазовыми залежами, экзодиагенетические концентрации в древних руслах рек так называемый «палеорусловый» тип, инсоляционные накопления урана в карбонатных почвенно-коровых осадках плиоцена и другие. Ниже приводится их краткая характеристика с оценкой перспективности на уран:

1) *эпигенетическая тип ураноносной формации,* связанный с вторично восстановленными породами над нефтегазовыми залежами. Наличие нефтегазоносных структур представляет собой один из благоприятных критериев возможной локализации урановых залежей. По данным многих исследователей, около 60% нефтегазоносных бассейнов областей активизации древних и молодых платформ тесно связаны с урановорудными регионами. В частности, в зоне сопряжения Бухаро-Хивинского нефтегазоносного бассейна и Центрально-Кызылкумской урановорудной провинции в меловых отложениях прослеживается битуминозная зона (300 км), в пределах которой расположены урановые месторождения Сабырсай, Кетмончи, Тутли, Шарк и ряд перспективных площадей. Это объясняется той важной ролью битумов, поступающих по каналам гидравлической связи из нижележащих горизонтов, способных создавать благоприятные условия для концентрации урановой минерализации. При этом, решающая роль углеводородов связана с их поступлением по разрывным нарушениям и выполнением роли эпигенетических восстановителей.

В связи с этим, подчеркнём, что урановые месторождения образованные на границе сочленения урановорудных районов с нефтегазоносными бассейнами характеризуются специфическими условиями локализации урана, требующими их детального геолого-гидрогеохимического изучения и на его основе прогноза перспективности ведения геологоразведочных работ. Примером такого уранового объекта является проявление Карактай, приуроченное к одноимённой погребённой антиклинали Каршинско-Мубарекской группы. В результате взаимодействия восстановительных флюидов, состоящих из углекислого газа, сероводорода, метана, с вмещающими неогеновыми породами в последних образуются широкие поля эпигенетически изменённых пород голубовато-зелёного цвета. Грунтовые (местами с местным напором) кислородсодержащие ураноносные воды, двигаясь по неогеновым отложениям и взаимодействуя с эпигенетически восстановленными породами формировали зону уранового оруденения. Урановые рудные тела имеют форму простых и сложных роллов с короткими (несколько метров длиной) крыльями и мощной (до 6 – 7 м) мешковой частью. В рудовмещающей пачке, роллы неоднократно чередуются, создавая рудные «столбы» мощностью до 20 м. Основной рудный минерал – урановая чернь;

2) *эпигенетический тип в связи с зонами грунтового окисления* при взаимодействии с очагами разгрузки восстановительных вод. Урановые оруденения приурочены к зонам вторичных изменений – омарганцевания, ожелезнения, карбонатизации; проявления имеют приповерхностный характер, совпадающий с современным или древним уровнем грунтовых вод, ниже которого урановое оруденение не прослеживается. В минеральном отношении минерализации представлена ванадатами урана – карнотитом и туямунитом, а часто уран находится в сорбированном состоянии и связан с гидроокислами марганца. На аномальных по радиоактивности площадях урановая минерализация имеет протяжённость до нескольких км при ширине от нескольких сотен до 1.5 км при глубине до 2 м. Формы минерализации могут быть разными – от налётов, примазок, корочек и землистых масс, образующих скопления в порах, микротрещинах и кавернах известняков, а также зеленовато-серых песков, песчаников и глинистых алевролитов. Иногда радиоактивные аномалии связаны с трубчатыми телами, расположенными вертикально, имеющими высоту до 1 м при сечении до 0.5 м (рисунок 2). Примеры урановых проявлений – Садывар, Кызкала, Кошбулак и др. (таблица 3);

Рисунок 2 – Трубчатые тела на проявлении Садывар в западной части Центральных Кызылкумов

3) *эпигенетический инсоляционный тип ураноносной формации.* К этому типу относятся многочисленные проявления урановой минерализации, приуроченные к кровле отложений нижнего-среднего плиоцена. Оруденение представлено карнотитом и тюямунитом, приурочено к древним почвенным образованиям и контролируется гипсовыми горизонтами. В аридном климате грунтовые урансодержащие воды при подъеме по капиллярам встречались с почвенными образованиями солонцового профиля, которые, с одной стороны, обладали повышенной сорбционной способностью (коллоиды почв), а с другой, были обогащены в нижней части восстановителями (гумусовый горизонт). Средняя мощность минерализованных участков около 0,6 м., урановое оруденение характеризуется как приповерхностное. Пример, урановые проявления Учаджи и Равнина;

4) *экзодиагенетический тип в терригенных отложениях* образуется в результате осаждения урана из кислородсодержащих вод приповерхностных и подрусловых грунтовых потоков в песчано-глинистые осадки, обогащённые растительной органикой. От вышеописанного а) отличается тем, что в этом типе отложение и концентрация урана происходит почти синхронно осадконакоплению. Экзодиагенетические концентрации урана могут происходить только в континентальных (пролювиально-делювиально-алювиальных) отложениях, а в морских - не образуются. Для этого типа отмечается связь рудных компонентов – U,V,Cu,Cr,Ag – с составом коренных пород областей питания подземных вод и составом терригенных осадков. Экзогенетические ураноносные отложения формировались практические в течении всего мелового периода, когда существовал кызылкумский массив как источник обломочного материала и древние реки (Палеосарысу, Палеонурадарья и Палеоджамдарья), пролювиально-алювиальные отложения которых концентрировали урановую и сопутствующую ему минерализацию. Поэтому этот генетический тип известен в литературе как «палеорусловый». Примеры – Бахалы, Майзак, Сукайты и другие (таблица 2);

Таблица 1 – Основные параметры эпигенетических ураноносных формаций, связанных с вторичными восстановленными породами над нефтегазовыми залежами (1) и с зонами грунтового окисления (2)

	Урановорудная субформация	Состав оруденения		Рудовмещающая среда	Особенности локализации оруденения	Мощность (N) рудной залежи	Оценка перспектив	Примеры
		минеральный	Полезные компоненты					
1	Оруденение во вторично восстановленных породах (алевролиты, разнозернистые песчаники)	Урановая чернь, алунит, барит, хлорит, кальцит, битумы	Mo, V, Cr	Неогеновые породы голубовато-зеленоватой и светло-серой окраски	Образование урановой минерализацией в пиритизированных песчаниках - на выклинивании зоны грунтового окисления.	Ролловая форма имеет N мешковой части до 6-7 м, образуя рудные столбы до 20 м в диаметре.	Месторождений урана не выявлено. «Линия» сопряжения нефтегазоносного и артезианского бассейнов Западного Узбекистана является перспективной на эти урановорудные формации	Проявление Карактай к северо-востоку от г.Карши
2	Оруденение в зоне взаимодействия грунтовых вод с очагами разгрузки восстановительных вод	Карнотит, туямунит, гипс, лимонит, пирит, гидрогематит, псиломелан	Mn, Sr, Co, Ni, Ba, Cr, Mo	Известняки, глины, песчаники подвергнутые гипергенезу с развитой трещиновостью.	Приурочено к зонам вторичных изменений (омарганцевание, ожелезнение и др.). Приповерхностный характер, совпадающий с современным или древним уровнем грунтовых вод.	0,2-0,7 м. Налёты, примазки, землистые массы, трубчатые тела 10-90 см в длину и 10-60 см в диаметре.		Проявления Учкерсен и Кызкала (кабаклинская антиклиналь), Садывар и Кошбулак (султансанджарская антиклиналь) и др.

Таблица 2 – Основные параметры ураноносных формаций - эпигенетической инсоляционной (3) и экзодиагенетической (4)

	Ураноносная формация	Состав оруденения		Рудовмещающая среда	Особенности локализации оруденения	Мощность (N) рудной залежи	Оценка перспектив	Примеры
		минеральный	Полезные компоненты					
3	Эпигенетическая инсоляционная, калькретового типа (N_2^{1-2})	Карнотит, туямунит, франсфиллит, сьенжьерит, гипс, карбонаты	целестино--барит, ванадий	Плиоценовые почвенные образования, гипсовые с гумусовым горизонтом	Накопление урановой минерализации в супераквальную стадию развития почв в приповерхностных условиях, контролируются гипсовыми горизонтами	0,2-0,8 м, в среднем 0,6 м.	Аридный климат и выходы Pz пород с U+V – предпосылки на поиски урано-ванадатной минерализации	Солонцы типа «Учаджи, Равнина и Северный» в районе озера Денгизкуль, посёлков Эльджик и Фараб
4	Экзодиагенетическая в терригенных породах мела и неогена.	Оксиды урана и коффинит, Сорг, сульфиды Fe, Р-е костные остатки	Ti, Mn, Sr, Cu, Zn, Cr, Ni, Ce, Be, Y, Yb, La	Диагенетические серо-цветные прослои в пролювиальных и аллювиальных отложениях. Характерны вторичные процессы-окремнение, карбонатизация, огипсование	Лентообразная форма уран-ванадиевых руд формируется только в континентальных осадках. В морских - оруденение не образуется. Комплекс аллювиально + пролювиально-озёрный выделяется как единая формация благоприятная для формирования урановой минерализации	от 0,5 м до 0,1 м	Площади древних водных артерий – Палеосарысу и Палеонурадарья на севере и Палеоджамдарья на юге – это перспективные урановорудные площади	Рудопроявления Майдаджой, Бахалы,пролювий и аллювиально-озёрный комплекс отложения Зирабулак-Зиаэтдинские горы, Кызылкумского и Нуратинского поднятий

5) *сингенетический тип ураноносной формации в горючих сланцах*. Урановая минерализация связана с полями развития битуминозных сланцев, а месторождения урана характеризуются большой площадью распространения (десятки, сотни тысяч км^2) и убогими рудами. Примеры таких месторождений – сланцы Чагтануга (США), квасцовые сланцы (Швеция), диктионемовые сланцы Прибалтики. Разрабатываются только в Швеции. В Узбекистане известны месторождения горючих сланцев Сангрунтау и Актау

(Центральные Кызылкумы) и проявление Джарарык, Кунгуртау, Кассантау и др. Горючие сланцы повсеместно обогащены молибденом, ванадием, ураном, рением и другими металлами;

6) *сингенетичный тип ураноносной формации в фосфоритах*. В Центрально-Кызылкумской провинции к этому типу относятся концентрации урана в связи с фосфоритовыми горизонтами в среднем эоцене. Кызылкумская группа проявлений и аномалий урана выделена в предгорьях Ауминзатау, Джетымтау, Сунгрунтау и др. и приурочена к горизонту песчаников с желваковыми фосфоритами мощностью 0,2 – 0,6 м, залегающему в основании пачки мергелей и мергелистых глин среднего эоцена. На отдельных рудопроявлениях в местах выходов ураноносных горизонтов на поверхность обнаружены гипергенные минералы урана – тюямунит и карнотит. Необходимо отметить группу проявлений в связи с фосфоритовыми горизонтами в пределах Питнякского поднятия, расположенного непосредственно на границе Западного Узбекистана и Восточной Туркменистана. Они приурочены к двум прослоям желваковых фосфоритов мощностью от 0,2 до 0,8 м в зеленых глинах палеоцена. Собственно месторождения желваковых, фосфоритов в отложениях среднего эоцена в Центральных Кызылкумах (Джерой-Сардаринское, Каракатинское, Джетымтауское и др.) большей частью сосредоточены в пределах субмеридиональной полосы, пресекающей восточное окончание современных возвышенностей Тамдытау и Джетымтау (таблица 3);

7) *черносланцевый тип углеродисто-кремнисто-карбонатно-глинистых отложениях*.

Рудоносность углеродисто-кремнистой формации оценивается высоко, при этом органическое вещество является одним из основных концентраторов таких полезных металлов как V, Cu, Au, Mo, Re, Pb, Zn, U. Вещественный состав этих пород чрезвычайно разнообразный, но важным и определяющим его рудоносные черты является углеродистое вещество, содержание которого колеблется от 2-3 до 12-15% и более. Именно оно формирует внешний тёмно-серый до чёрного облик толщ и, вероятно, наряду с механическими свойствами представляет основную причину концентрации в их составе рудных элементов. Известно, что черносланцевые толщи, будучи очень древними (геологический возраст составляет 0.6-1.5 млрд.лет) не только содержат полезные компоненты, но и сами являются источниками образования рудопроявлений и месторождений, прежде всего, урановых. Маракушев А.А. это объяснял тем, что развитие депрессий (нефтегазоносных, артезианских) в осадочном чехле проходило под воздействием восходящих трансмагматических растворов, а это создавало эффект телескопирования металлов, концентрировавшихся на различных горизонтах глубинных магматических очагов фундамента. Отсюда делается логичный вывод о том, что чем детальнее мы знаем геологическое строение домезозойского фундамента и особенности локализации в нём определённого набора полезных ископаемых, тем с большей уверенностью можем прогнозировать перспективы на целый ряд важных рудных элементов, в том числе таких, как уран, ванадий, рений, скандий, молибден, иттрий и лантаноиды. В Узбекистане расположены средние по масштабу урановой минерализации месторождения черносланцевого типа. На крупнейшем из них месторождении Джантуар содержания урана распределяются крайне неравномерно: до глубины 50-250 м (до зеркала трещинных вод) развито слюдковое оруденение, а глубже - черниевое и настуран-сульфидное. Урановое месторождение Маъданли (Рудное) практически полностью локализовано выше статического уровня подземных вод, а значит находится в очень благоприятных для добычи условиях.

Таблица 3 – Основные параметры сингенетических ураноносных формаций в горючих сланцах (5) и фосфоритах (6)

	Ураноносная формация	Состав оруденения		Рудовмещающая среда	Особенности локализации оруденения	Мощность (N) рудной залежи	Оценка перспектив	Примеры
		минеральный	Полезные компоненты					
5	Локализация оруденения в горючих сланцах палеогена	Гидрослюда, монтмориллонит, каолинит, хлорит, аллофан, кварц, полевые шпаты, карбонаты, барит, пирит,	Торий, орг. вещество (ОВ), Ni, V, W, Mo, Zn, Sn, Ag, Re, апатит, горсейкит, сванбергит	Уран, главным образом, адсорбирован Сорг. и глинистыми минералами.	Образовавшийся при разложении ОВ H_2S восстанавливает ион уранида, который адсорбирован ОВ из морской воды до нерастворимой UO_2. Отмечается прямая зависимость содержания урана от ОВ.	От 0,1 м до 1,1 – 2,45м, местами до 7,5 м.	Разрабатываются такие руды только в Швеции. Рентабельна комплексная добыча полезных компонентов	Месторождения Сангрунтау, Актау и проявление Джарык, а также в Бухаро-Каршинском регионе (Уртабулак, Кульбешкак) и др.

6	Локализация оруденения в фосфоритах среднего эоцена (ρ_2^2)	P_2O_5, ОВ, туямунит, карнотит, каолинит, монтмориллонит, карбонаты, кварц	V, Co, Ni, Cu, Zn, Mo, Ag	Фосфатные осадки с высоким содержанием ОВ (10-20%), интенсивной сульфато-редукцией и низкими значениями Eh (до-200мВ)	Характерна прямая зависимость между содержаниями урана и P_2O_5. Горизонт песчаников с желваковыми фосфоритами в основании мергелей и мергелистых глин.	0,2-0,6 м. до 0,8 м. На месторожде-ниях Западн. Узбекистана 0,3-1,7 м. при содержании P_2O_5 от 3 до 30%	Группа рудопроявлений и аномалий урана – в предгорьях Ауминзатау, Джетымтау и Сангрунтау. Группа проявлений в Питнякском поднятии	Месторождения Джерой-Сардаринское, Каракатинское, Джетымтауское

Кроме них, в горных массивах Центральных Кызылкумов известны более десятка проявлений урана в черносланцевых отложениях. Изучены минеральные формы локализации в них *основных металлов – урана, ванадия, селена, редких земель, полиметаллов и др.* Руды таких урановых месторождений и проявлений весьма высококомплексны, для которых характерно присутствие коллоидных, аморфных и аморфизированных минералов, являющихся отличными сорбентами. Поэтому последние содержат значительные количества вышеперечисленных металлов, которые могут быть ценными для их промышленного освоения.

Заключение

Основная часть урана, содержащаяся в горных породах распределена крайне неравномерно. Большая часть (~30%) сконцентрирована в таких акцессорных минералах, как лопарит (до 35%), монацит (до 32%), ортит (до 50%), церит (до 42%) и значительно меньше в апатите, цирконе, пирохлоре, сфене и других. На долю межзерновых швов и микропрожилков и вулканического стекла приходится ~32%, и только ~3% урана входит в состав породообразующих минералов. И если уран, растворённый в вулканическом стекле, достаточно легко удаляется из его состава при девитрификации, то уран в составе акцессорных минералов прочно занимает место в кристаллической решётке последних. Для выделения металла из состава этих минералов необходимы были постмагматические процессы, например, процессы метаморфизма (для Центральных Кызылкумов) и гидротермального метасоматоза (для Чаткало-Кураминского региона). Ещё более прочные связи характерны для урана, входящего в состав кристаллической решётки фосфоритов и не переходящего в раствор даже в результате процессов метаморфизма и гипергенеза. Эти моменты очень важны и должны учитываться при разработке технологии извлечения урана из пород вышеупомянутых формаций.

В настоящее время бóльшая часть геологоразведочных и добычных работ на ГП «Навоийуран» ведётся на ураноносных объектах эпигенетической формации «песчаникового» типа, оруденение которого локализовано в мел-палеогеновых отложениях Центральных Кызылкумов. Ориентировочно запасы и ресурсы урана этого типа могут составлять в пределах 65-70% от всех ураноносных запасов и ресурсов, а остальная часть – это уран нетрадиционных типов, являющийся надёжным резервом развития и восполнения минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан.

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ ПОЛИМЕРНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ

Артыкова Ж.К., Бейсенбаев О.К., Иса А.Б.
Южно-Казахстанский университет им. М. Ауэзова,
г. Шымкент, Казахстан

Аннотация

Создание композиционного реагента для буровых растворов, включающего модифицированный сополимер на основе нитрил-акриловой кислоты (НАК, акрилонитрил) и винилсульфоновой кислоты. Получен термостабильный композиционный реагент к поливалентным катионам, который снижает фильтрацию, улучшает противоизносные свойства глинистых суспензий. Определены оптимального времени и температуры реакции, измерялась вязкость отобранных проб растворов полимера. Были подбораны соотношения мономеров и условий модификаций, обеспечивающие высокую конверсию мономеров, что увеличивает выход конечного продукта. Синтезированный полимер акрилонитрила и формалина в присутствии жирных кислот госсиполовой смолы по всей структуре имеет дифильное строение, макромолекулы которых содержат гидрофобную группу и гидрофильную часть, они способны адсорбироваться и понижать межфазную свободную энергию, что позволяет отнести их к высокомолекулярным поверхностно-активным веществам.

Введение

В настоящее время ассортимент и объем производимых химических реагентов для получения и регулирования свойств буровых растворов невелик и не в полной мере удовлетворяет все более возрастающие потребности существующих производств. Так, в нефтяной промышленности производят и используют следующие отечественные эмульгаторы обратных эмульсий: Эмультал, СМАД-1, ЭС-2, СНПХ-6016, Нефтехим-1, Нефтенол НЗ, Синол-ЭМ, Оленол,СЭТ-1, Cleave, синтетические жирные кислоты, в том числе продукты переработки таллового масла, и другие [1].

В последнее время появилось достаточно много эмульгаторов для растворов (Домультал, Richmole Emulgator 700, Инверол, Девон 4в марки А, Эмульверт и др.), но практически все они являются аналогами вышеперечисленных реагентов и представляют собой эмульгаторы амино-амидного типа, а их основное отличие друг от друга заключается в исходных сырьевых продуктах, из которых они произведены (жирные кислоты и амины различного строения и состава). В настоящее время при бурении нефтегазовых скважин применяется большое разнообразие химических реагентов, необходимых для стабилизации буровых растворов, как отечественного, так и зарубежного производства, такие как КМЦ, К-4, К-9, ГИПАН, ССБ, КССБ, NaOH, $CaCO_3$, сульфанол и многие другие, которые являются дорогостоящими и большинство из них завозятся из-за рубежа.

Анализ имеющихся литературных материалов [2] показывает, что зарубежные химические реагенты значительно дороже, а отечественные реагенты недостаточно эффективно выполняют свои функции под действием агрессивной среды, особенно при использовании минерализованных пластовых вод вследствие их нейтрализации. Для получения качественных буровых растворов требуется специальная обработка значительным количеством активных дорогостоящих химических реагентов. Как правило, качество буровых растворов существенно зависит от состава и структуры применяемых химических регентов. Следует указать, что химические реагенты, применяемые в настоящее время для бурения скважин, в осложненных геологических условиях недостаточно эффективны и весьма дороги.

Значимые технологические функции буровых растворов, обеспечивающие высокоскоростную проходку скважин определяются их реологическими свойствами – консистенцией, подвижностью, структурно-механическими показателями [3].

Регулирование реологических свойств буровых растворов, которые постоянно меняются в процессе бурения скважин – является одной из особенно значимых задач производства полимерных стабилизаторов.

Композиционные полимерные стабилизаторы, применяемые в технологии регулирование реологических свойств буровых растворов должны отвечать следующим требованиям: повышения термостойкости глинистых растворов, снижения водоотдачи высокая термостабильность, низкая степень адсорбции на поверхности пористой среды и совместимость с выбранным полимером и т.д.

Республика Казахстан достаточно интенсивно проводит разработку нефтяных месторождений и последующую добычу нефти. Доля тяжелой нефти существенно выше в сравнении с легкими и слабоустойчивыми нефтями. Кроме того, возможности нефтедобывающей промышленности РК в отношении использования ПАВ существенно ограничены из-за отсутствия производства отечественных химических реагентов и высокой стоимости импортируемой продукции [2].

Разработка и создание высококачественных многофункциональных композиционных химических

реагентов и регулирование их свойств, позволяющие получать облегченные, усредненные и утяжеленные буровые растворы, работающие в сложных геологических условиях, невозможны без проведения глубоких исследований физико-химических взаимодействий органоминеральных ингредиентов на основе местного и вторичного сырья и выявления закономерностей влияния их структуры, природы, вида, содержания и соотношения на физико-химических свойств реагентов и буровых растворов на их основе. В связи с этим проведение исследований влияния природы, вида, содержания и соотношения органоминеральных ингредиентов на физико-химические свойства, позволяющих создать высокоэффективные многофункциональные композиционные материалы на основе местного сырья и отходов производств, обеспечивающих получение стабилизированных буровых растворов, работающих в осложнено горно-геологических условиях на нефтегазоносных площадках является актуальной задачей, что обеспечит повышение эффективности рабочих характеристик полученных составов композиционными материалами, снижение себестоимости продукта.

Экспериментальная часть

Известно, что влияние эмульгатора-стабилизатора на реологические свойства обратных эмульсий сводится к следующему:

-на реологические свойства ЭР (эмульсионный раствор) значительное влияние оказывает химическая природа эмульгатора и наличие в его составе различных функциональных групп.

-химическая природа и функциональное назначение эмульгатора оказывает значительное влияние на реологические свойства растворов. Кроме того, подбор вида и концентрации эмульгатора в ЭР зависит от множества факторов: геолого-технических условий строительства скважины (температура, давление и др.), типа дисперсионной среды, водомасляного соотношения, минерализации водной фазы, свойств и содержания твердой фазы, наличия других специальных реагентов в составе промывочной жидкости.

Объектами исследования являются:

Полиакрилонитрил $(-CH_2-CH(CN)-)_n$ – полимер акрилонитрила, в промышленности используется полимер с молекулярной массой 30-100 кДа, плотностью 1,14-1,17 г/см^3, нерастворим в неполярных и малополярных растворителях (углеводороды, спирты), растворим в полярных апротонных растворителях (диметилформамиде, диметилсульфоксиде), водных растворах электролитов с высокой ионной силой.

Винилсульфоновая кислота – это сероорганическое соединение с формулой $CH_2{=}CHSO_3H$. Это простейшая ненасыщенная сульфоновая кислота. Двойная связь С=С является участком с высокой реакционной способностью.

Госсиполовая смола – вязко-текучая масса, от темно-коричневого до чёрного, кислотное число, мг КОН – 50–100, содержание золы, мас. % – 1,0–1,2, содержание влаги и летучих веществ, % – до 4, растворимость в ацетоне, мас. % –70–80, удельная масса, г/см3–0,98–0,99, Число омыления, мг КОН – 80–130. Состав и свойства госсиполовый смолы зависят от качества исходного сырья, соблюдения технологических режимов разложения жиров, глубины дистилляции полученных жирных кислот и других факторов. В работе была использована госсиполовая смола Шымкентского масложиркомбината, получающаяся в результате дистилляции жирных кислот при температуре 220–230°С, содержащая в своём составе от 40 до 50 % продуктов конденсации, полимеризации и продуктов взаимодействия госсипола.

Установки: Для осуществления способа получения композиционного реагента, в лабораторных условиях берут 3-х горлую колбу емкостью 500 мл снабженную мешалкой, обратным холодильником и капельной воронкой.

В работе разработаны и исследованы способы получения модифицированных производных полиакрилнитрила методом гидролиза полиакрилнитрила раствором гидроокиси натрия в присутствии формалина, серноватисто-кислого натрия и дальнейшей модификацией жирными кислотами госсиполовой смолы для получения композиционных полимерных стабилизаторов, обеспечивающих повышение эффективности состава и снижение себестоимости процесса.

Результаты и обсуждения

Создание композиционного реагента для буровых растворов, включающего модифицированный сополимер на основе нитрил акриловой кислоты (НАК, акрилонитрил) и винилсульфоновой кислоты (винил сульфокислота) было осуществлено при следующем соотношении компонентов, масс.%: 40-:60-:60:40. Полученный сополимер подвергается омылению с помощью водного раствора гидроокиси натрия или смесью с серной кислотой в течении 30 - 40 мин., затем добавляют кубовый остаток процесса дистилляции жирных кислот хлопковых соапстоков.

Полученный композиционный реагент термостабилен к поливалентным катионам, снижает фильтрацию, улучшает противоизносные свойства глинистых суспензий. Упрощается технология обработки бурового раствора за счет устранения введения дополнительных реагентов.

Процесс сополимеризации проводят при температуре 30-50°С, в течение 2,5 - 3 часов. Процесс сополимеризации сопровождается выделением тепла, дальнейшее течение реакции сополимеризации

происходит за счет выделяющегося тепла и температура реакционной смеси достигает до 60°С. Прекращение повышения температуры и отсутствие НАК и винильсулфата (0,2%) в системе свидетельствует об окончании процесса сополимеризации.

Сополимеризованный продукт представляет собой водную суспензию, которая хорошо отделяется от дисперсионной среды при применении методов фильтрации или центрифугировании.

Модифицирующим агентом являются жирные кислоты госсиполовой смолы, являющиеся отходом масложировой промышленности. Госсиполовая смола - это кубовый остаток вакуумной дистилляции жирных кислот, полученный из хлопковых соапстоков при переработке семян и масла хлопчатника. Это однородная вязкотекучая масса от темно-коричневого до черного цвета. Получение жирных кислот госсиполовой смолы осуществлялись методом поликонденсации в щелочной среде при температуре 80-90^{0}С в течение 2-2,5 часа. При этом происходит одновременно поликонденсация и омыление нафтеновых углеводородов и госсиполовой смолы. Для экстракции неомыляемых фракций, через вакуум-выпарной аппарат вводят уайт-спирит с последующим сливом этих фракций. Полученный полупродукт состоит на 60-70% из натриевых солей, преимущественно непредельных жирных кислот с преобладающей фракцией C_{11}-C_{17}т.е. (R-COOH).

Особенностью метода получения дисперсии водорастворимых полимерных ПАВ (поверхностно-активные вещества) является их коллоидно-химическое поведение, зависящее от природы поверхности частиц, т.е. степени гидрофильности и растворимости частиц, регулируемых соотношением активных функциональных групп разной полярности.

Наиболее широкие возможности регулирования гидрофобности полимерной фазы представляет метод гетерофазного омыления в присутствии модифицирующих агентов – формалин, натрий серноватисто-кислый, жирные кислоты, жирные кислоты госсиполовой смолы и др. позволяющих получать полимер в более гидрофильном вязко-текучем состоянии и менее гидрофильном гранулированном виде. Процесс производства сульфо-метилированных производных водорастворимых полимерных ПАВ осуществляется при pH 10-12, т.к. в кислой и нейтральной среде происходит циклизация функциональных групп макромолекул за счет формалина и принимает глобулярную водо-нерастворимую форму.

Таким образом, предлагаемый композиционный реагент модифицированный сополимер на основе акрилонитрила и винилсульфоновой кислоты (САНВСК) не проявляют высокую чувствительность к минерализации и жесткости воды за счет содержание сульфо и имидных групп макромолекул, а использование в процессе модификации сополимера отхода отходы масложировой промышленности приводит снижению себестоимости реагента.

На ИК-спектре исследуемого образца модифицированного сополимера (рисунок 1) наблюдается интенсивная полоса поглощения 3100-2850 см$^{-1}$ - соответствует валентным колебаниям S–H и C–H группы NH, участвующей в водордной связи алифатических соединений.

Наблюдается также полоса поглощения с низкими интенсивностями длин волн присутствующих соединений C–O–C в сложных эфирах типа ацетаты 1350-1030 см$^{-1}$.

В ИК-спектрах длин волн с низкой интенсивностью 1969-1813 см$^{-1}$ характеризуют валентные колебания C=O несопряженных типов связей в амидах, а полосы поглощения 1700-1530 см$^{-1}$ соответствуют валентным колебаниям C=C [4].

Элемент	Весовой, %	Атомный, %
C	30,82	41,05
O	41,47	39,24
Na	20,78	15,21
Si	0,33	0,89
S	6,60	3,61
Итоги	100,00	

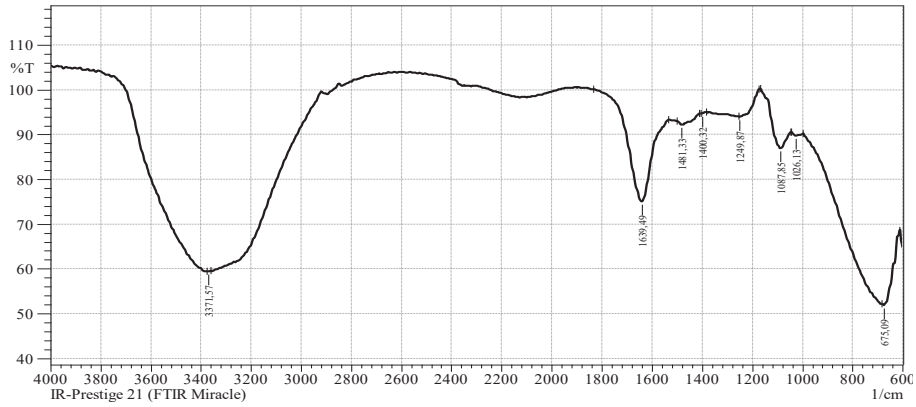


Рисунок 1 – ИК-спектр поглощения образца модифицированного производного сополимера акрилонитрила и винилсульфоновой кислоты

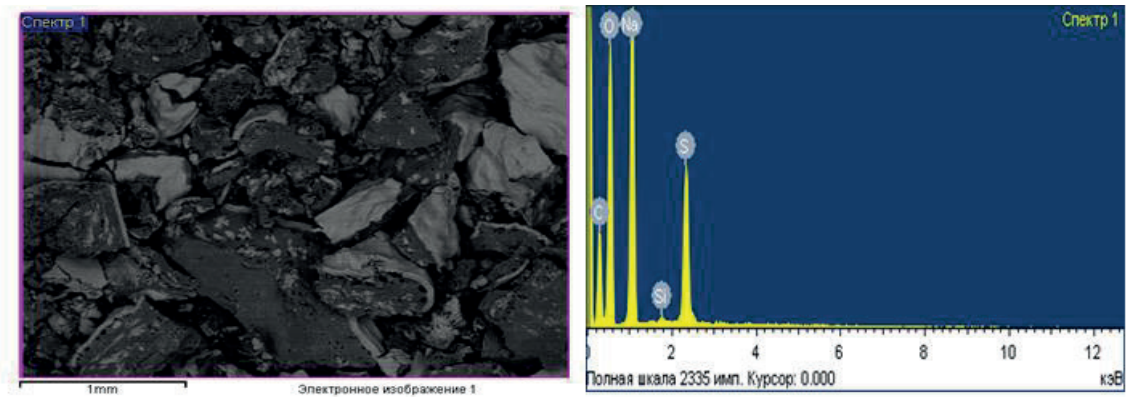


Рисунок 2 – Элементный и минералогический состав полимера акриламида и формалина в присутствии жирных кислот госсиполовой смолы

Измерение вязкости растворов полимеров и их смесей с ПАВ проводилось в капиллярном вискозиметре Убеллоде с висячим уровнем (время истечения растворителя ~ 100-120 секунд) при температуре 25±0,2ºС. Температура в термостате, в котором был установлен вискозиметр, поддерживалась с точностью ± 0,1 °С. Точность измерения приведенной $\eta_{пр.}$ вязкости составляла ± 1%. Приведенная вязкость растворов полимеров определена в зависимости от концентрации, температуры, pH среды и электропроводности.

Для определения оптимального времени и температуры реакции, измерялась вязкость отобранных проб растворов полимера.

Подбор соотношения мономеров и условий модификаций обеспечивает высокую конверсию мономеров, что увеличивает выход конечного продукта.

Синтезированный полимер акрилонитрила и формалина в присутствии жирных кислот госсиполовой смолы по всей структуре имеют дифильное строение, макромолекулы которых содержат гидрофобную группу и гидрофильную часть, они способны адсорбироваться и понижать межфазную свободную энергию, что позволяет отнести их к высокомолекулярным поверхностно-активным веществам [2-4].

В таблице 1 и 2 приведены результаты лабораторных испытании по стабилизации разбавленных суспензий из гидрослюдисто-монтмориллонитовой глины Дарбазинского месторождения в широком интервале концентраций полиэлектролитов [5]. Стабилизация глинистых суспензий наступает, как и для других композиционных полимерных стабилизаторов при определенной концентрации композиционных полимерных стабилизаторов в системе (таблица 1).

Это связано с различием кристаллохимической структуры, степени дисперсности, гидрофильности частиц глинистых минералов. Дальнейшее увеличение концентрации композиционных полимерных стабилизаторов в системе глина-вода ведет к снижению этих показателей до минимума, но при этом увеличивается условная вязкость за счет избытка вязкого полиэлектролита, которая оказывает пластифицирующее действие, понижающее прочность суспензий глин на сдвиг (СНС, 10-4кг/ 10-2м3), т.е. имеет место некоторое разжижение системы и потеря тиксотропных свойств глинистых суспензий.

Повышенное значение условной вязкости суспензий глин при содержании полиэлектролитов 0,75-1%,

видимо, обусловлено присутствием их в избытке и образованием совмещенной структуры из глинистых частиц и надмолекулярных образований полиэлектролита. Избыток полиэлектролита оказывает и некоторое структурообразующее действие, что приводит к увеличению значения СНС (статическое напряжение сдвига). Оптимальной добавкой, вызывающей стабилизацию суспензий гидрослюдисто-монтмориллонитовой глины Дарбазинского месторождения, можно считать 0,5% композиционных полимерных стабилизаторов – САНВСК в системе.

При увеличении концентрации полиэлектролитов в системе на поверхности глинистых частиц образуется адсорбционно-сольватный слой, обладающий лиофилизирующими свойствами, блокирующий поверхность глинистых частиц от компактной коагуляции и способствующий пространственному коагуляционному структурообразованию.

Отсюда видно, что еще меньшие добавки САНВСК (выше 0,25%) становятся устойчивыми и технологические параметры отвечают критериям устойчивых тиксотропных промывочных жидкостей с малым содержанием твердой фазы, применяемых при бурении скважин малого диаметра. При этом полиэлектролит резко увеличивает вязкость системы, видимо, вследствие образования совмещенной структуры из глинистых частиц и надмолекулярных образований полиэлектролита.

По изменению технологических характеристик для исследуемых суспензий гидрослюдисто-монтмориллонитовой глины Дарбазинского месторождения определены оптимальные добавки полиэлектролита, равные 0,5% САНВСК.

Таким образом, результаты комплексных исследований технологических деформационных свойств стабилизированных глинистых суспензий демонстрируют возможность направленного регулирования процессов коагуляционного структурообразования и повышения агрегативной устойчивости дисперсий глинистых минералов в присутствии композиционных полимерных стабилизатора САНВСК.

Солестойкость полученного композиционного полимерного стабилизатора САНВСК оценивали по изменению технологических характеристик путем добавления солей (хлористого натрия от 0,5 до 20% и хлористого кальция от 0,5 до 2%) к обработанным глинистым суспензиям, а термостойкость глинистых суспензий проводили с использованием автоклава имитирующего процесс при бурении скважин (таблица 2).

Из таблицы 2 видно, что добавка хлористого натрия к глинистой суспензии, обработанной композиционным полимерным стабилизатором САНВСК, не приводит к значительным изменениям фильтрационных свойств. При этом водоотдача глинистых суспензий повышается до 7-15 м3х10-3, толщина корки 1,5-2,0 мх10-3, суточный отстой 1,5-2,0%. При добавлении хлористого кальция к глинистой суспензии обработанной САНВСК, приводит к незначительному ухудшению фильтрационных свойств, т.е. до 7 х10-2м3.

Результаты исследований показывают, что незначительное изменение свойств глинистых суспензий стабилизированных композиционным полимерным стабилизатором САНВСК в присутствии NaCI и CaCI2 объясняется введением дополнительных полярных сульфо- и имидных групп в макромолекулу, приводящих к более тесному контакту с активными центрами глинистых частиц и созданию агрегативно-устойчивого энергетического барьера к коагулирующему действию хлористого натрия и кальция.

Проявления устойчивости их к минерализации с добавками САНВСК объясняется содержанием гидрофильных функциональных групп, входящих в состав макромолекул, которые обеспечивают устойчивость коагуляционной тиксотропной структуры глинистых суспензий, обусловливающих сохранение развитых адсорбционно-сольватных слоев [5].

Таблица 1 – Изменение фильтрационных свойств 15%-ной суспензии гидрослюдисто-монтмориллонитовой глины Дарбазинского месторождения в зависимости от концентрации композиционного полимерного стабилизатора САНВСК

Концетрация ПЭ, %		-	0,05	0,10	0,25	0,50	0,75	1,00
Условная вязкость, (T^{200}_{100}), с		4,5	8,0	11,5	14,0	16,0	22,2	27,8
Удельный вес, кг/м^3·10^{-3}		1,05	1,27	1,27	1,26	1,26	1,25	1,24
Суточный отстой, %		4,0	13,5	11,0	5,0	1,0	0,0	0,0
Водоотдача, м^3·10^{-3}		33	40	40	9	5	4	4
Статическое напряжение сдвига, кг·10^{-6}/м^3·10^{-3} через	1 мин	37,4	63,0	42,6	40,1	38,6	55,9	60,8
	10 мин	39,2	61,1	45,3	41,3	40,7	57,6	61,2
Толщина корки, мм		4,0	5,5	5,0	5,5	1,0	1,0	0,5
pH		6,8	7,7	8,3	8,8	9,0	9,5	10,0

Таблица 2 – Изменение фильтрационных свойств 15%-ной суспензии гидрослюдисто-монтмориллонитовой глины Дарбазинского месторождения, обработанный композиционным полимерным стабилизатором САНВСК 0,5% в присутствии электролитов и температуры

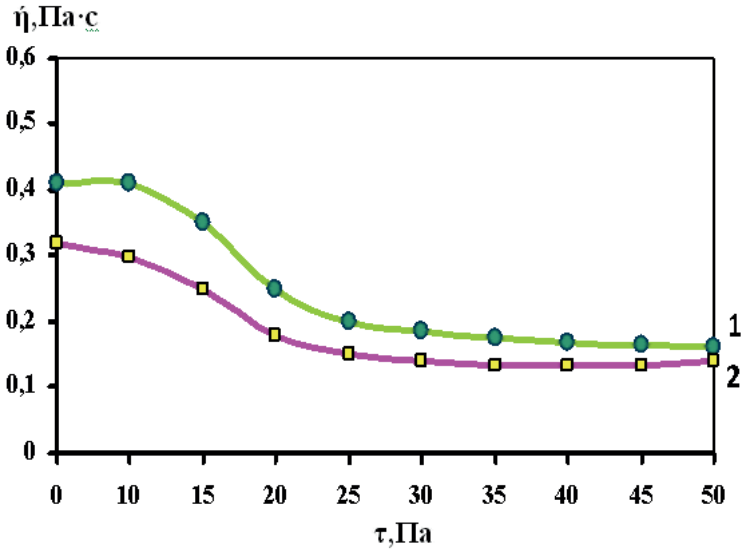
Содержание реагентов, %	NaCI	-	10	20	-	-	-
	$CaCI_2$	-	-	-	1,0	2,0	-
Температура, К-273	-		-	-	-	-	200
Условная вязкость (Т100200), с	14,0		20,2	21,0	24,7	29,0	20,0
Удельный вес, 10-3кг/10-2 м^3	1,26		1,31	1,32	1,27	1,28	1,28
Водоотдача, 10-2м^3	4,0		7,0	8,5	6,0	7,0	8,0
Толщина корки, м$^{-3}$	1,0		1,5	1,5	1,5	2,0	1,0
Статическое напряжение сдвига через, 10-4кг/ 10-2м^3	1 мин	43,6	56,2	58,5	68,7	73,8	63,8
	10 мин	47,4	66,7	72,8	72,4	85,6	62,9
Удельный вес, 10-3кг/10-2 м^3	1,0		1,5	1,5	1,5	2,0	1,0

Основными факторами, определяющими структуру и реологические свойства дисперсных систем, являются концентрация частиц φ (объемная доля) и потенциал парного взаимодействия частиц. В разбавленных агрегативно устойчивых системах частицы сохраняют полную свободу перемещения, что определяет отсутствие структуры. Вязкость таких систем вычисляется по формуле Эйнштейна: $\eta=\eta_0(1 + \alpha \times \varphi)$, где η_0– вязкость среды; α– коэффициент равный 2,5 для сферических частиц при их свободном вращении в потоке.

В более насыщенных растворах ВРПЭ (водорастворимый полиэлектролит) (С=5-10%) происходит структурообразование – фиксация пространственного положения частиц дисперсной системы. Диссоциация ионогенных групп ВРПЭ приводит к возникновению вокруг них ионной атмосферы, напоминающей диэлектрический слой вокруг макромолекулы. При этом наблюдается аномалия вязкости [1-3] – появление неньютоновских свойств (зависимости $\eta_{эф}$ от τ или γ), причиной которых является наличие межмолекулярных контактов и образование надмолекулярных структур в водных растворах ВРПЭ.

Исследована зависимость эффективной вязкости от напряжения сдвига (рисунок 6) для определения взаимосвязи функционального состава и наличия карбоксилатных групп в трансположении и реологических свойств водных растворов синтезированных ВРПЭ. Оценка интенсивности межмолекулярного взаимодействия макромолекул в растворах синтезированных модифицированных полимеров применяют температурный коэффициент вязкости неразрушенных структур. При определении η при различных температурах, вычислена кажущаяся энергия активации вязкого течения по уравнению: $E = 337,5(\lg\eta_{25}-\lg\eta_{50}) / (1/T_1 - 1/T_2)$.

Значение Е предопределяется как интенсивностью межмолекулярного взаимодействия, так и подвижностью макромолекулярных цепей в водном растворе. Меньший запас энергии активации вязкого течения растворов негидролизованных форм синтезированных ВРПЭ можно объяснить большей подвижностью полимерных цепей и сравнительно низкой интенсивностью межмолекулярного взаимодействия.



1 – гидролизованный ПАН в присутствии формалина и госсиполовой смолы.

2 – гидролизованный ПАН в присутствии формалина с последующим сульфированием и госсиполовой смолы

Рисунок 4 – Зависимость эффективной вязкости η (Па·с) водных растворов (4%) исследуемых ВРПЭ от напряжения сдвига τ(Па)

Увеличение концентрации эмульгатора-стабилизатора в составе эмульсий вызывает повышение вязкостных показателей ЭР. Однако, увеличение эффективной вязкости ЭР происходит лишь при небольших концентрациях эмульгатора-стабилизатора до достижения предельных значений вязкости для данной системы. При последующем увеличении содержания эмульгатора наблюдается стабилизация или снижение вязкостных показателей ЭР. Поэтому следует учитывать, что чем большей поверхностной активностью обладает эмульгатор, тем при более низких содержаниях наступает стабилизация или снижение структурно-механических свойств у обратных эмульсий, стабилизированных этими эмульгаторами. Объяснить данное явление можно снижением межфазного натяжения при увеличении содержания эмульгаторов и, как следствие, возрастанием общей поверхности раздела фаз в эмульсии. При минимальном, для данной границы раздела, межфазном натяжении происходит предельное насыщение адсорбционного слоя молекулами эмульгатора и устанавливается равное гидродинамическое взаимодействие между глобулами водной фазы.

Чем выше объемное водосодержание в эмульсиях, тем значительнее влияние содержания эмульгатора на их эффективную вязкость. Очевидно, это вызвано как увеличением общей поверхности раздела в системе, так и более существенной иммобилизацией утончающихся прослоек дисперсионной среды эмульсий и избыточным числом молекул эмульгатора в ней.

Реологические исследования позволили определить структурированность водных растворов синтезированных модифицированных водорастворимых полимеров.

Результаты физико- и коллоидно-химических свойств показывают, что полученный высокомолекулярный полимерный ПАВ относится к амфотерным полиэлектролитам.

Проведено исследование влияния концентрации композиционных водорастворимых полимеров на кинематическую вязкость Дарбазинской нефти. Концентрация композиционных водорастворимых полимеров варьировалась от 0,05 до 0,5 масс.%. Установлено, что композиционные водорастворимые полимеры на основе ПАН, полученные методом гидролиза (раствором гидроокиси натрия), сульфирования (в присутствии формалина серноватисто-кислым натрием) и с последующей модификацией жирными кислотами госсиполовой смолы с соотношением (1:0,3-0,5) при концентрации в нефти 0,05мас.% обеспечивает снижение кинематической вязкости нефти на 5-9%.

Кинематическая вязкость нефти измерялась при температуре 25±0,1°С на капиллярном вискозиметре ВПЖ-3 с диаметром капилляра 1,2 мм.

Определение кинематической вязкости нефти проводилось в соответствии с ГОСТ 33-2000.

Таблица 3 – Зависимость изменения кинематической вязкости нефти от содержания полимерных реагентов при температуре 25°С

п/п	Состав ВРП	Кинематическая вязкость нефти, мм²/с при 25°С					
		Концентрация ВРП, %масс.					
		-	0,05	0,1	0,20	0,30	0,5
1	Нефть	23,211	-	-	-	-	-
2	ПАН+NaOH + C_{11}-C_{17}–COOH	-	14,672	14,873	14,788	16,128	17,162
3	ПАН+NaOH +CH_2O+$Na_2S_2O_3$ +C_{11}-C_{17}–COOH	-					

Причем при минимальной концентрации композиционных водорастворимых полимерных ПЭ, полученных методом гидролиза ПАН раствором гидроокиси натрия в присутствии жирных кислот госсиполовой смолы или сульфированием серноватисто-кислым натрием в присутствии формалина с последующей модификацией жирными кислотами госсполовой смолы, обеспечивает максимальное снижение вязкости нефти, что характеризует активность водорастворимого полимера.

Таким образом, результаты комплексных исследований технологических деформационных свойств стабилизированных глинистых суспензий демонстрируют возможность направленного регулирования процессов коагуляционного структурообразования и повышения агрегативной устойчивости дисперсий глинистых минералов в присутствии композиционных полимерных стабилизаторов акрилонитрила и винилсульфоновой кислоты.

Солестойкость полученного композиционного полимерного стабилизатора акрилонитрила и винилсульфоновой кислоты оценивали по изменению технологических характеристик путем добавления солей (хлористого натрия от 0,5 до 20% и хлористого кальция от 0,5 до 2%) к обработанным глинистым суспензиям, а термостойкость глинистых суспензий проводили с использованием автоклава, имитирующего процесс при бурении скважин.

Заключение

Синтезированы новые сополимеры полиакрилнитрил с винилсульфокислотой. Использование промышленных отходов в виде госсиполовой смолы местной масложировой промышленности и глин Отечественного Дарбазинского месторождения позволяет получить полимерный композиционный материал с улучшенными реологическими свойствами.

Исследование реологических свойств буровых растворов показало, что на основе местного сырья и отходов производств полученные многофункциональные композиционные материалы обеспечивают стабилизацию буровых растворов, которые повышают эффективность рабочих характеристик полученного полимернного композиционного материала при снижении себестоимости продукта.

Список использованных источников

1. Кистер Э.Г. Химические обработкибуровых растворов. М.: Недра, 2012,с.159-190.
2. Ахмедов К.С., Сатаев И.К. Водорастворимые полиэлектролиты для бурения. Т.: Фан, 2013, 165 с.
3. Рязанов Я.А. Справочник по буровым растворам. М.: Недра, 2014, 386 с.
4. Тарасевич Б.Н. Основы ИК спектроскопии с преобразованием Фурье. Подготовка проб в ИК спектроскопии. – М.: МГУ имени М.В. Ломоносова. - М.: 2012. – 22 с.
5. Нечаева О.А., Живаева В.В. Изучение параметров гель-раствора для бурения солесодержащих и неустойчивых горных пород//Наука производству. Бурение нефть. – 2009, №10. с.33-35.

THEORY OF FORCES INFLUENCING THE PROCESS OF EXCAVATOR BUCKET OPERATION

Dcs. professor Atakulov Lazizjon Ne'matovich
Phd. docent Haydarov Shohidjon Bahridinovich
Assistant Usmonov Maftunjon Zohidjon ugli
Assistant Elbekov Jasurbek Ulugbek ugli
Navoi State University of Mining and Technology,
department of Mining electromechanics
Uzbekistan. Navoi

Abstract

Today, in the process of economic development, the efficiency of production enterprises equipment is largely related to constant modernization, re-equipment, improvement and introduction of new technologies.

The reliability of excavators in mining enterprises can be achieved by many indicators, namely, long-term operation, low price, reliability by experimental testing and observation.

The effectiveness of the techniques of production enterprises in economic development largely depends on constant modernization, re-equipment, improvement and introduction of new technologies.

It is necessary to determine the reliability of excavators, long-term operation, low price, how long their parts work, conditions, levels of strength through experiments and observations.

The working members of the excavator are bucket, handle, support handle (boom), steel wire ropes and their equipment. The opening and closing of the sinks and the equipment that serves them are considered.

Excavator buckets consist of the following parts: bucket, bucket body, bucket bottom, coramisal, bucket teeth, bottom brake mechanism, bucket bottom opening lever, chain, ropes, electric drive, drum.

Figure 1. Caterpillar CAT 7495HF backhoe loader

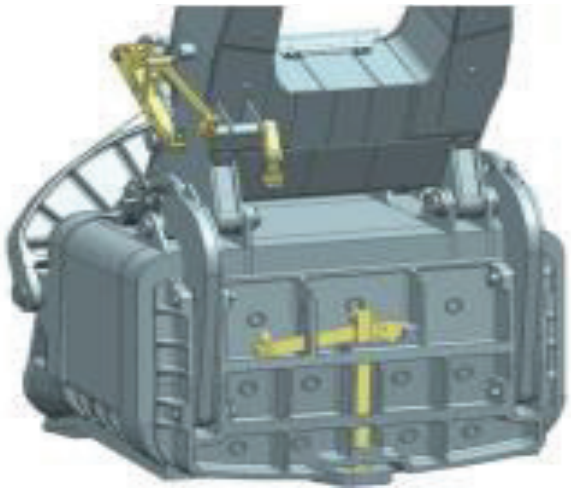


Figure 2. A basin produced at the Uralmash plant

The bucket opening mechanism of P&H 2300XPC excavators consists of a single lever and gearless system, the handle body is welded to the right side of the handle. Caterpillar CAT 7495HF excavators have a bucket bottom opening mechanism. The peculiarity of this mechanism is that there is no zulfin in it, and the whole system is located in the tub itself (Fig. 1). It is operated remotely using a small electric drive.

The underbody opening mechanism of excavators produced at the Uralmash plant has a unique system (Fig. 2). The peculiarity of this system is that there is enough torque to pull the bottom of the tub and the ability to work without any other mechanism is ensured.

In Fig. 3, when the bucket is filled with rock, it is tilted on the transport body, and

when the rock is unloaded, the frictional force acting on the zulfin, which serves to open and close the bottom of the bucket, is determined. weight in the furnace, the weight of the bottom of the bucket, the distance from the center of the 0 point to the center of mass of the rock, the distance from the center of the 0 point to the center of the bottom of the bucket, the distance from the center of the 0 point to the place where the zulfin passes should be a distance of .

When the sum $\sum M_0 = 0$ of moments at point 0 is zero, the following formula results:

$$N_q \cdot l_q - G_{tj} \cdot l_{tj} - G_o \cdot l_0 = 0. \qquad (1)$$

The reaction force connecting Zulfin and the lower part of the tub is determined by the following formula:

$$N_q = \frac{G_{tj} \cdot l_{tj} + G_o \cdot l_0}{l_q}. \qquad (2)$$

The frictional force on Zulfin is determined by the following formula:

$$F_{ishq} = \mu \cdot N_q \cdot \cos\alpha; \qquad F_{ishq} = \mu \cdot \frac{G_{tj} \cdot l_{tj} + G_o \cdot l_0}{l_q} \cdot \cos\alpha, \text{ кН}. \qquad (3)$$

here G_{tj} – weight of rock, kN;

G_0 - weight of the bottom part of the tub, kN;

l_{tj} – the distance from the center of point 0 to the center of mass of rock, mm;

l_0 – the distance from the center of point 0 to the center of the bottom of the sink, mm;

l_q – the distance from the center of point 0 to the place where the zulfin passes, mm;

μ - friction coefficient.

In Fig. 4, the frictional force acting on the zulfin is determined by the following formula, when the bucket is filled with rock and when the rock is released in a flat position on the transport body.

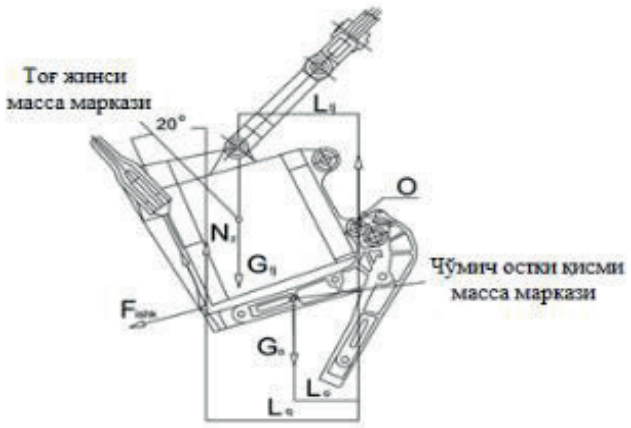


Figure 3. The scheme of the bath in an inclined position

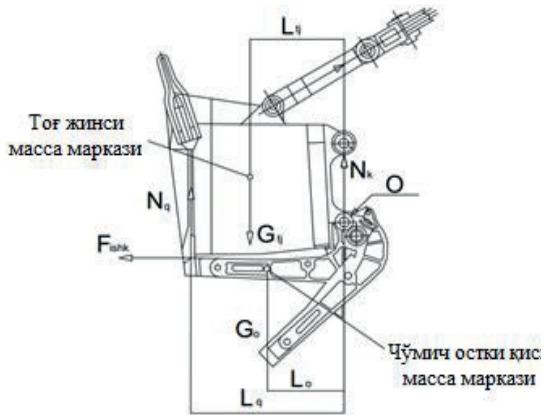


Figure 4. The scheme of the bath in a flat state

Comparing the friction forces obtained for the situation in Figures 3 and 4, pulling the zulfin with the bucket in an inclined position, the relative resistance force and friction forces in the flat position are greater. Taking this into account, the excavator bucket should be used in a flat position, the body of the dump truck should be compatible with the excavator bucket, the energy consumption of the electric drive can be used effectively when opening the bucket bottom, and the zulfin breaking, breaking, steel rope interruption will be prevented.

When controlling the digging process, that is, forming a certain trajectory of the bucket's movement, the bucket becomes the leading (and initial) link of the general transmission mechanism (the mechanism of the working equipment and the main mechanisms). In this case, the positions of the links and the mode parameters of the main mechanisms are determined depending on the position of the bucket in the workplace, as well as the kinematic characteristics of the mechanism of the working equipment.

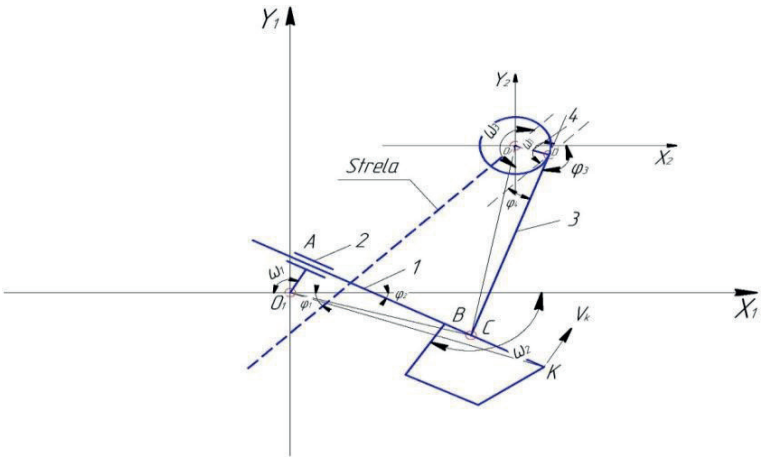


Figure 5. Scheme of the movement trajectory of the working member of the excavator

1. Arm with arm, 2. Saddle bearing, 3. Lifting wing, 4. Boom head block.

For algorithmic models, experimenting with the model is the same as finding the values of the output characteristics for given values of the input variables and constant arguments, that is, substituting exact numbers into the algorithm and calculating with formulas. Enumeration of solutions is carried out with a certain change stage. In the process of calculating and calibrating the mathematical model, information is collected about the functionality of various structural schemes of the working equipment. Thus, simulation modeling consists of repeating the operation (behavior) of the studied system many times based on a mathematical model. Simulation results are a set of quantities that describe the process under study.

In the process of rock excavation, a working equipment mechanism is formed, which connects the main mechanisms with the bucket, with the joint operation of the main parts (elevating and pressure mechanisms).

Estimating the actual values of the mode parameters of the lifting and pressure mechanism for a specific technological scheme of development increases the quality of work process control.

The analysis of the degree of interaction of the main mechanisms of the quarry excavator during the excavation of rocks under certain mining conditions allows to justify the adapted work flow control system.

In general, with almost constant monitoring of the position of the bucket in the workplace and constant regulation of the working speed, it is possible to effectively control the digging process and achieve the required bucket movement law.

References

1. Ataqulov L.N., Abdraymov G.L., Haydarov Sh.B., Ismatov A.A. Improving the small equipment of the excavator bucket, increasing its service life. International Jurnal of Future Generation Communication and Networking Vol. 14, No. 2 (2021), pp.67-76.

2. Atakulov L.N., Nasridinov Sh.N., Haydarov Sh.B., Eshboeva Z.N. Factors affecting the bucket lifting mechanism in the excavator working body. O'zbekiston konchilik xabarnomasi. 2021. № 86. 82-85 s.

3. Ivanova P.V., Asonov S.A., Ivanov S.L., Kuvshinkin S.Yu. Analiz strukturi i nadejnosti sovremennogo parka kar'ernix ekskavatorov // Gorniy informasionno-analiticheskiy byulleten'. - Gornaya kniga, 2017.

4. Klebanov D.A. Razrabotka texniko-texnologicheskix resheniy po sozdaniyu i primeneniyu robotizirovannix sistem gruzoperevozok na otkritix gornix rabotax // Dis. rab. - Moskva, 2015.

5. Krasnoshtanov S. Yu. Upravlenie texnicheskim sostoyaniem ekskavatorov na kar'erax Severa: Na primere Udachninskogo GOKa: diss. kand. texn. nauk. -Irkutsk, 2004.

6. Morozov V.I. Upravlenie kachestvom ekspluatasii kar'ernix ekskavatorov // Nadejnost' i kachestvo gornix mashin i oborudovaniya: Mejdunar. mejvuz. nauch.-prakt. konf. 21-25 oktyabrya 1991 g. – M.: Izd-vo MGI, 1991.

7. Nasosov M.Yu. Osenka dolgovechnosti nesushix metallokonstruksiy odnokovshovix ekskavatorov pri razrabotke vzorvannix gornix porod // dis. dokt. texn. nauk. – Kemerovo, 2009.

8. Shestakov V.S., Xoroshavin S.A. Sostavlenie modeley dlya rascheta rabochego oborudovaniya kar'ernix ekskavatorov proizvodstva OAO «Uralmashzavod» Gornoe oborudovanie i elektromexanika,– 2013.

9. Pevzner L. D. Avtomatizirovannoe upravlenie мощnыmi odnokovshovыmi ekskavatorami. M.: Gornoe delo, 2014. 396 s.

10. Povыshenie kachestva upravleniya odnokovshovыmi ekskavatorami na osnove multiagentnogo podxoda / A. V. Drujinin [i dr.] // Novыe ogneuporы. 2016. № 3. S. 11-12.

11. Rextman A. P., Kragel A. A. Kompleksnыe ispытaniya ekskavatora EKG-12 // Mexanizatsiya stroitelstva. 2001. № 1. S. 24-26.

12. Samolazov A. V., Donchenko T. V., Shibanov D. A. Prakticheskie rezultatы vnedreniya ekskavatorov EKG-18R i EKG-32R proizvodstva OOO «IZ-KARTEKS im. P. G Korobkova» na ugledobыvayuщix predpriyatiyax Rossii//Ugol. 2013. № 4. S. 36-38.

13. Anatoliy Pavlovich Komissarov, Yuliya Andreevna Lagunova, Nikita Sergeevich Plotnikov, Olga Anatolevna Lukashuk, Vil Irxujeevich Saitov. Vzaimodeystvie glavnыx mexanizmov karernogo ekskavatora pri ekskavatsii gornыx porod. Izvestiya Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta. 2018. Vыp. 4(52). S. 93-97.

ПРОВЕДЕНИЕ МОНИТОРИНГОВЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ В РАМКАХ ОХРАНЫ ПОДЗЕМНЫХ ВОД ШУ-САРЫСУСКОЙ И СЫРДАРЬИНСКОЙ УРАНОВОРУДНЫХ ПРОВИНЦИЙ

Орынбек Ә.М.
АО «Волковгеология», г. Алматы, Казахстан

Пресная вода – конечный и уязвимый ресурс, важный для поддержания жизни на земле, развития и сохранения окружающей среды

1. Состояние охраны подземных вод, цель работ и обоснование

Устойчивое развитие экономики, социально-политическое устройство государства во многом зависят от наличия и качества водных ресурсов, которым в настоящее время придается стратегическое значение.

Казахстан в целом беден водными ресурсами и по объему речного стока входит в число наименее водообеспеченных стран мира.

Еще более усугубляет дефицит водных ресурсов зависимость отдельных регионов Казахстана от водохозяйственной политики соседних государств. Эта проблема может со временем усугубиться – все зависит от взвешенности решений и политики всех этих государств по отношению к соседям (трансграничные воды).

Разработка эффективной стратегии водохозяйственного обустройства Казахстана невозможна без анализа современного состояния поверхностных и подземных вод, их водно-ресурсного потенциала.

В настоящее время Казахстан выработал собственную водохозяйственную политику, в которой отражены такие важные вопросы, как обеспечение населения качественной питьевой водой, охрана водных ресурсов и др. (Стратегия развития Казахстана до 2030 года).

Обеспечение населения Казахстана качественной питьевой водой признано важной национальной проблемой. Подземные воды имеют стратегическое значение как единственно надежный источник питьевого водоснабжения населения, особенно в периоды чрезвычайных ситуаций. Значение подземных вод как наиболее защищенных от загрязнения источников питьевого водоснабжения особенно увеличилось в последние годы в связи с участившимися техногенными катастрофами и террористическими актами.

В связи с этим, учитывая незащищенность от загрязнения поверхностных водных ресурсов, максимально возможный перевод хозяйственно-питьевого водоснабжения на подземные воды, в т.ч. создание защищенных источников водоснабжения является важнейшей государственной стратегической задачей.

Современная геологическая и гидрогеологическая изученность Шу-Сарысуской и Сырдарьинской урановорудных провинций достаточно высокая. Выявлены и оценены крупные месторождения урана пластово-инфильтрационного типа, а значительная часть из них разведана и передана в эксплуатацию.

Согласно гидрогеологическому районированию территории Шу-Сарысуской и Сырдарьинской урановорудных провинций располагаются на площадях Шу-Сарысуского и Северо-Кызылкумского артезианских бассейнов второго порядка соответственно. Перспективные водоносные горизонты приурочены к отложениям верхнего мела (K_2t_1) (Приложение 1)

Благоприятные гидрогеологические условия на месторождениях, приуроченных к рыхлым проницаемым отложениям, являются одним из важнейших факторов, определяющих их пригодность и высокую рентабельность для подземного скважинного выщелачивания.

Но эти же благоприятные для добычи урана условия также благоприятны и для негативных процессов в отношении охраны недр, в частности подземных вод. Гидрогенные месторождения урана располагаются в областях переноса (транзита) подземных вод крупных гидрогеологических систем.

Процессы подземного выщелачивания с использованием серной кислоты приводят к значительным изменениям качества подземных вод рудовмещающих горизонтов на рабочем участке (полигоне). Содержание большинства компонентов подземных вод значительно превышает предельно допустимую концентрацию. В частности, процессы выщелачивания урана способствуют росту общей минерализации, включая увеличение содержания сульфатов, алюминия, железа, нитратов, тяжелых металлов, микроэлементов и радионуклидов в десятки раз по сравнению с исходным составом подземных вод. Особенно высокая контрастность загрязнения отмечается по сульфатам – 20 раз и более, алюминию и урану – 100 раз, железу – 1000 раз.

Также существует вероятность и опасность загрязнения выше- и нижележащих пресных водоносных горизонтов вследствие их взаимодействия с перспективным рудоносным горизонтом.

В соответствии с контрактными условиями добычными компаниями на местах проводятся мероприятия по мониторингу подземных вод в целях изучения техногенного воздействия добычи урана. Каждый рудник занимается этими вопросами в меру своей компетентности. Но конечная цель любых работ, проводимых добычными предприятиями, – это оптимизация процессов выщелачивания. К тому же работы проводятся в пределах границ горного отвода, тогда как ареалы влияния на подземные воды ими не ограничиваются.

Техногенное воздействие значительно влияет на природные процессы, вызывая недоброкачественные изменения. Нарушение условий питания, транзита и разгрузки подземных вод, их режима или качественного состава может изменить состояние эксплуатируемых водоносных горизонтов в ту или другую сторону, что в условиях района, недостаточно обеспеченного водными ресурсами, является крайне негативным.

Планомерное и системное изучение изменения количественных и качественных параметров подземных вод, принятие своевременных решений по недопущению загрязнения недр на площади Шу-Сарысуской и Сырдарьинской урановорудных провинций являются первостепенной задачей АО «НАК «Казатомпром».

2. Охрана недр в рассматриваемом районе. Методика планируемых работ

Для получения ответа на поставленные выше вопросы предлагается проведение комплекса работ.

1. Создание единой для каждой из провинций сети мониторинговых (наблюдательных) скважин. Для этих целей в основном предлагается использовать уже готовые скважины. При их отсутствии на отдельных направлениях и площадях предусмотреть бурение новых. По этим скважинам в числе прочих требуется изучение качества подземных вод, восстановление водоносного слоя отработанных полигонов по добыче урана, изучение самовосстанавливающихся природных условий водоносных горизонтов, характеристики по радиоактивным элементам и вредным компонентам водоносных горизонтов.

2. Создание геофильтрационной математической модели Шу-Сарысуской и Сырдарьинской провинций. Выполнение работ методами математического моделирования обусловлено особенностями технологии подземного выщелачивания. Методы математического моделирования являются наиболее эффективными в данных условиях.

Предполагается:

- Построение геофильтрационной математической модели отдельно для Шу-Сарысуской и Сырдарьинской урановорудных провинций, моделирование путей миграции подземных вод в пределах обозначенного контура работ для оценки риска загрязнения подземных вод продуктами подземного выщелачивания.
- Разработка рекомендаций по повышению эффективности добычи в процессе эксплуатации месторождения методом подземного выщелачивания по результатам построенной модели гидродинамических условий и путей миграции технологических растворов с целью минимизации их негативного влияния на окружающую среду.

Положительным примером применения математической модели является месторождение Инкай разрабатываемое ТОО «СП «Инкай».

3D-моделирование для оценки ресурсов и составления Кодекса публичной отчетности KAZRC нашло свое успешное применение на урановом месторождении Инкай. По итогам проделанной работы отмечено преимущество трехмерного моделирования, в частности при:

- геологической интерпретации литологии и рудной минерализации;
- оценке ресурсов и классификации ресурсов/запасов;
- планировании горных работ;
- проектировании технологических блоков.

Значительным улучшением в процессе внедрения 3D-моделирования стало создание литологической модели проницаемости пород, так как данный критерий является ключевым при проектировании технологических блоков.

Такие модели отдельных месторождений и участков по отдельным параметрам должны быть встроены в качестве врезок в создаваемую общую для провинции модель.

Здесь следует отметить, что формирование 3D-модели месторождения осуществлялось под определенные задачи, связанные непосредственно с добычей. В нее не были включены данные по мониторинговым скважинам, не были учтены данные по потоку и массопереносу растворенных компонентов, которые являются основными в предлагаемой нами модели.

Основные решаемые гидрогеологические задачи при использовании методов математического моделирования

- Решение задач моделирования массопереноса в рудоносном горизонте. Моделирование массопереноса в подземных водах предназначено для моделирования переноса в воде химического компонента и расчета распределения его концентрации в пространстве и времени.

Проведение работ по моделированию массопереноса в подземных водах методами математического моделирования осуществляется поэтапно.

1) Создание геофильтрационной математической модели гидрогеологического объекта.

2) Проверка соответствия геофильтрационной модели природным гидрогеологическим условиям.

3) Подтверждения достаточной сходимости созданной математической модели с естественными природными условиями.

4) Оценка времени изменения качества подземных вод и технологических растворов с применением созданных гидродинамических и миграционных математических моделей.

5) Разработка рекомендаций по повышению эффективности добычи в процессе эксплуатации месторождения методом подземного выщелачивания.

Выводы

Вопрос охраны подземных вод от загрязнения и истощения в условиях интенсивного техногенного воздействия является одной из ведущих задач в современных условиях.

Мониторинговые исследования в рамках охраны подземных вод от загрязнения и истощения имеют большую практическую значимость, результаты данных исследований являются базой для решения многих экологических задач.

Так, в результате проведения мониторинговых исследований на площади Шу-Сарысуской и Сырдарьинской урановорудных провинций в целом с построением геофильтрационной математической модели будет проанализировано одновременно состояние подземных вод продуктивного горизонта (зоны влияния) и установлена предварительно закономерность отработки ресурсов и качества подземных вод в районе проведения работ.

Список спользованных источников

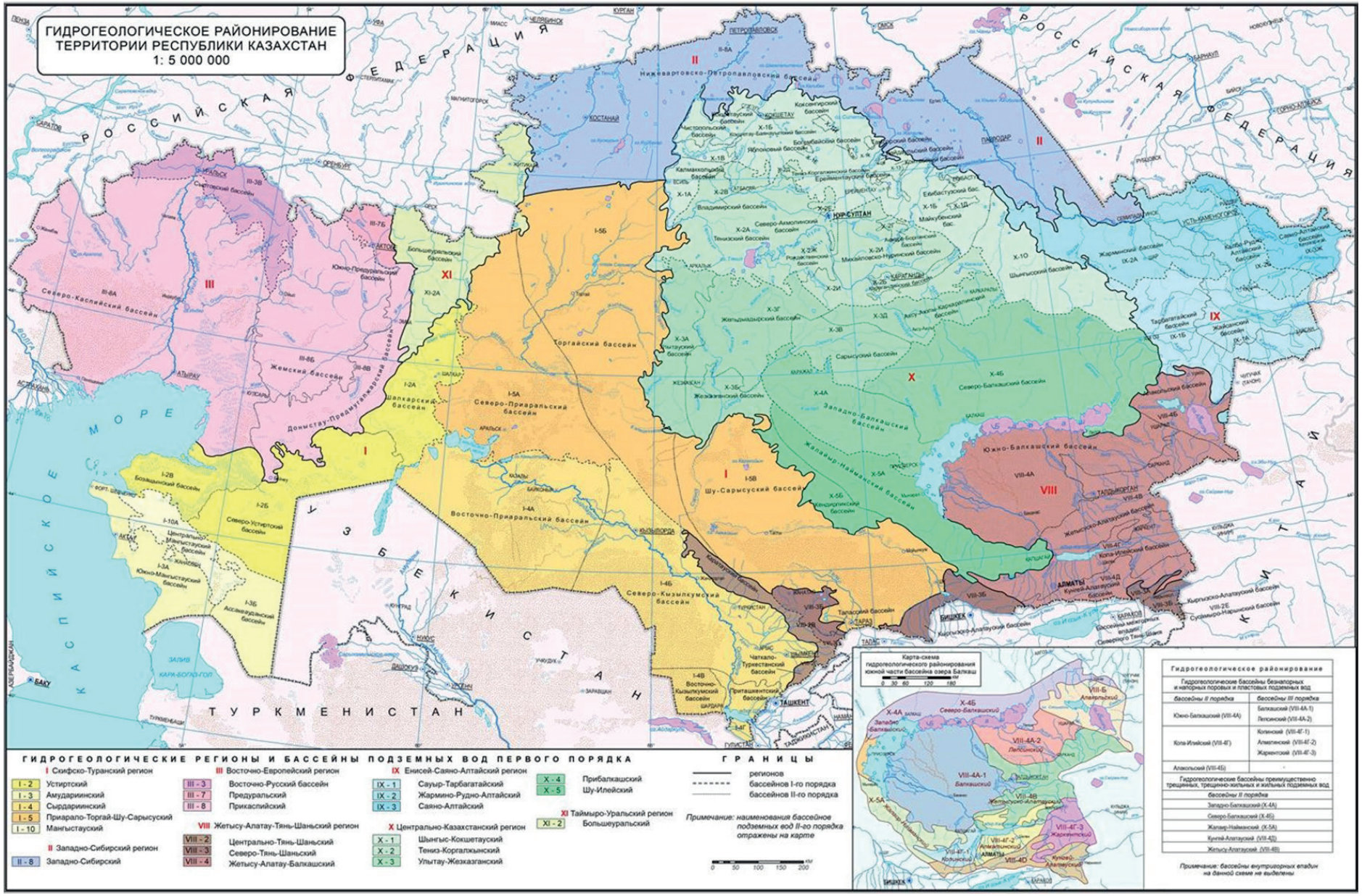
1. Методические рекомендации по изучению гидрогеологических и инженерно-геологических условий пластово-инфильтрационных месторождений урана. – Алматы: АО «НАК Казатомпром», АО «Волковгеология», 2019 г.

2. Ахмедсафин У.М. Формирование и гидродинамика артезианских бассейнов Южного Казахстана. – Алма-Ата: Наука, 1973 г.

3. Бочевер Ф.М. Гидрогеологическое обоснование защиты подземных вод и водозаборов о загрязнения. – М.: Недра, 1969 г.

4. Гавич И.К. Методы охраны подземных вод от загрязнения и истощения. – М.: Недра, 1985 г.

5. Сборник докладов Международной инновационной школы «Перспективы и технологии для диверсификации деятельности АО «НАК «Казатомпром», посвященный 70-летию АО «Волковгеология», Алматы, 2018.



Приложение 1– Гидрогеологическое районирование территории Республики Казахстан

ВОЗМОЖНОСТИ 3D-МОДЕЛИРОВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ПРОЦЕССА ДОБЫЧИ УРАНА МЕТОДОМ ПСВ

Разуваева Т.В., Светлакова К.Р., Калыкова Г.М., Мырзабек Г.А.
ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан

Основная цель современной разработки месторождений полезных ископаемых направлена на наиболее полное извлечение запасов при максимальной экономической рентабельности. Решение комплекса задач по максимально эффективному извлечению разрабатываемых минерально-сырьевых ресурсов является ключевой задачей природопользования предприятий горнодобывающей отрасли. Полнота и качество отработки запасов полезных ископаемых имеют важнейшее значение, поскольку являются одними из главных резервов повышения экономической эффективности горных предприятий.

Управление добычей урана методом ПСВ при минимуме методов оперативного контроля считается довольно сложной задачей. Понимание процессов, протекающих в недрах, становится наиболее достоверным при модельных построениях.

Для добывающих предприятий моделирование процесса ПСВ на настоящий момент является наиболее совершенным методом прогнозирования технологических свойств блоков и предоставляет такие возможности, как построение моделей, анализ, прогнозирование и управление процессом добычи урана.

В целом применение моделирующих программ целесообразно в двух случаях: на новых участках и при планировании или нештатной отработке сложных в геолого-технологическом отношении блоков. Опыт отработки, компьютерное моделирование текущего процесса и построение прогнозов развития производственных и геотехнологических процессов позволяют повысить эффективность отработки урановых месторождений.

В данной работе рассмотрены возможности 3D-моделирования с помощью программного комплекса (ПК) для изучения процесса добычи урана методом ПСВ.

Программный комплекс для изучения процесса добычи урана методом ПСВ состоит из трех вычислительных и одного информационного модуля: геологический модуль, гидродинамический модуль, модуль химической кинетики и модуль подключения к базе данных «Атомгео» информационной системы «Рудник» для импорта исходных данных (ввод данных также возможен и с текстового формата установленного шаблона).

Построение моделей состоит из следующих этапов: загрузка и формирование входных данных; создание расчетной сетки; построение геологической модели; построение гидродинамической модели на основе интерполированных фильтрационных данных и данных о дебитах/приемистости; построение модели кинетики выщелачивания на основе данных о кислотности растворов.

При помощи модуля импорта осуществляется загрузка данных по скважинам: наименование скважины, тип скважины (закачная/откачная), координаты с учетом инклинометрии, глубина скважины, расположение фильтров (от/до), производительность скважин в зависимости от типа скважины (дебит/приемистость с соответствующей концентрацией кислоты), фильтрационные и минералогические свойства породы (литологический тип, коэффициент фильтрации и концентрация урана), литологические и рудные интервалы (от/до); по заданным координатам осуществляется создание структурированной, регулярной трехмерной расчетной сетки. Входными данными в том числе служат коэффициенты, специфичные для необходимых вычислений (коэффициенты скоростей реакций, вариограммы, граничные условия и т.д.). Также есть возможность экспорта данных для хранения полученных результатов с возможностью дальнейшего их экспорта в распространенных форматах.

Все численные вычисления производятся в узлах расчетной сетки, покрывающей интересующий пласт с учетом инклинометрии.

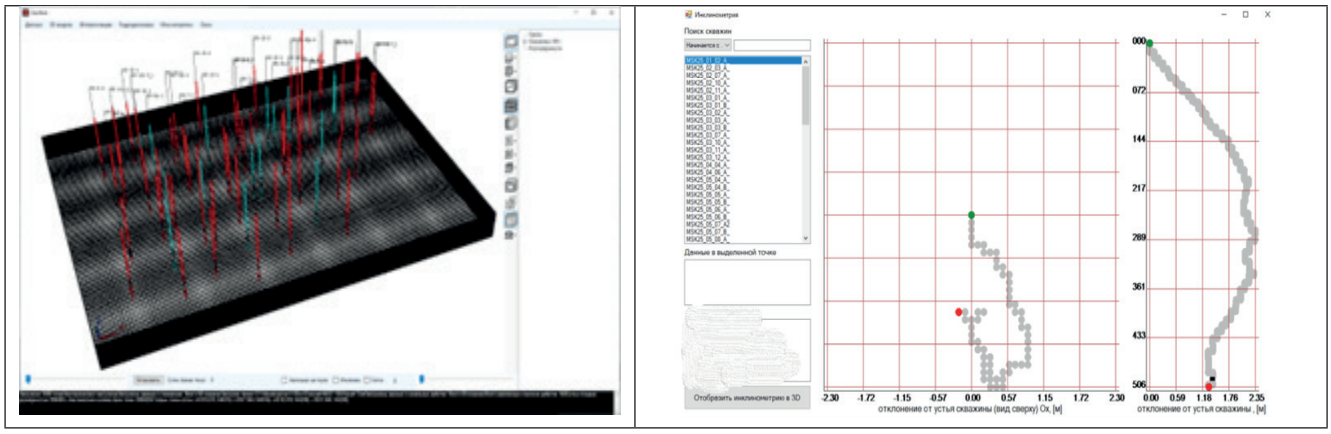


Рисунок 1 – Расчетная сетка, покрывающая интересующий пласт с учетом инклинометрии

При помощи геологического модуля производится интерполяция скважинных данных для определения фильтрационных свойств и распределения концентрации урана в межскважинном пространстве блока. Для интерполяции используются методы геостатистики: кригинг и обратных взвешенных расстояний. Модуль геологии позволяет по скважинным данным определить фильтрационные свойства, геометрическое распределение руды и литологические свойства породы в межскважинном пространстве.

В программном комплексе также есть возможность для импортирования данных геологической модели, построенных в других программных продуктах (например, Micromine) в виде значений блочной модели в текстовом формате для дальнейшего построения моделей гидродинамики и кинетики в ПК.

На примере моделирования исследуемого технологического блока (рисунок 2) показано, как выглядят результаты 3D-визуализации по моделированию геологии.

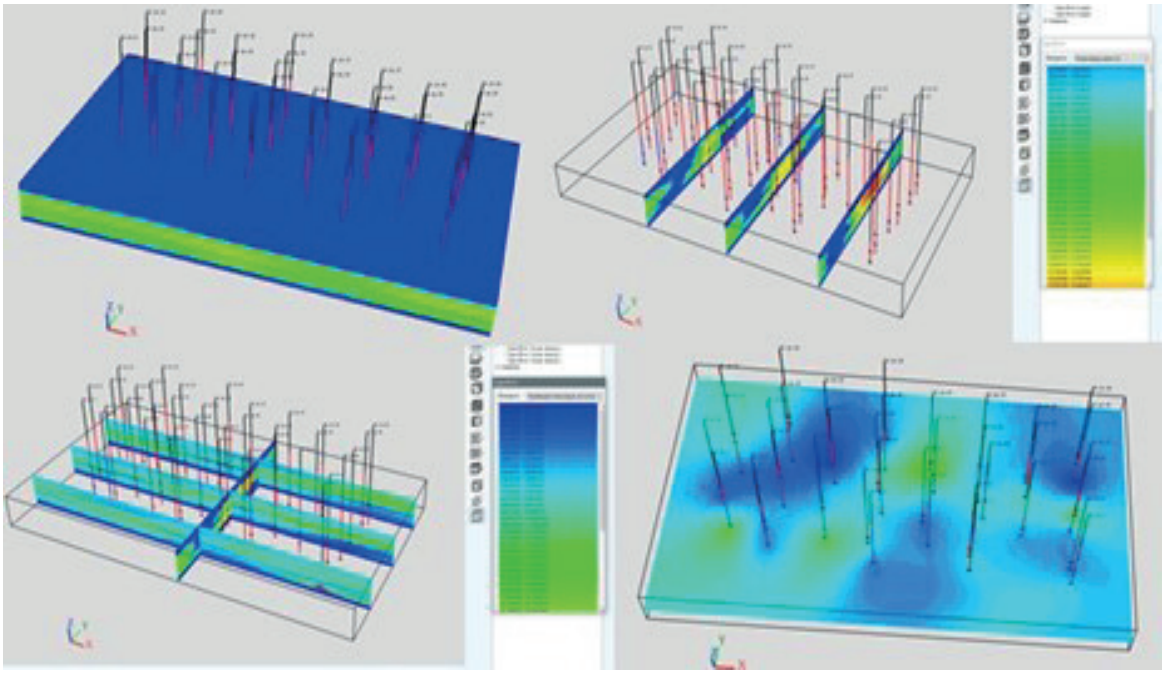


Рисунок 2 – Визуализация геологической модели (слева направо и сверху вниз): схема расположения скважин на фоне геологической модели по урану; геологические 3D-модели в виде разрезов по содержанию урана, по коэффициентам фильтрации и урану, по коэффициентам фильтрации в плане

Есть возможность построения разреза между любыми скважинами, который визуализируется в двумерной форме. В окне криволинейного среза пользователь может поменять отображаемое свойство (уран, проницаемость), отобразить легенду с расшифровкой цветовых значений и увидеть глубину узла, на которую наведен курсор мыши. При этом на картинке отображены скважины, глубина забоя в соответствии с входными данными и вертикальное расположение фильтров (рисунок 3).

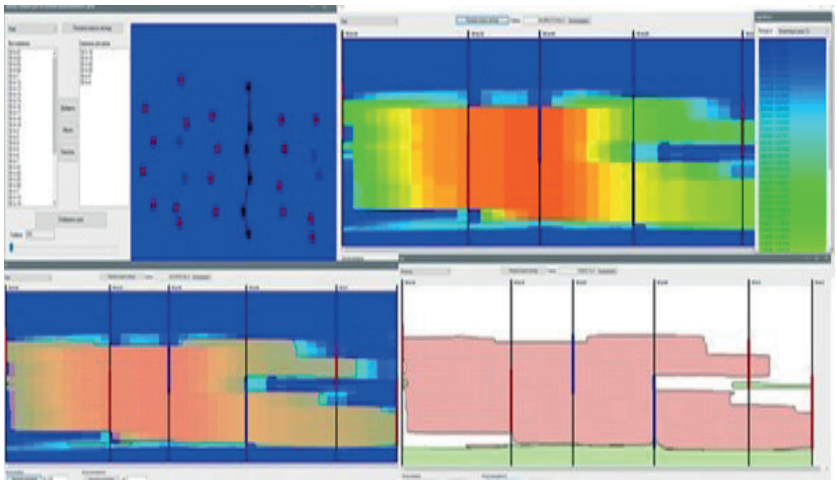


Рисунок 3 – Построение разреза (слева направо и сверху вниз): выбор разреза вдоль скважин; отображение разреза вдоль выбранных скважин по содержанию урана в руде согласно легенде; наложенные изолинии со значением по урану выше 0,04%; дополнительно наложенные изолинии по коэффициенту фильтрации ниже 1

Далее при помощи гидродинамического модуля вычисляется распределение давления в пласте на основе интерполированных геологическим модулем фильтрационных данных и данных о производительности скважин. На основе распределения давления строится и отображается в 3D направление тока раствора по времени (визуализируются потоки технологических растворов при отработке блоков за любой интервал процесса добычи).

Моделирование гидродинамики процесса добычи урана методом ПСВ с использованием программного комплекса позволяет получить модели потоков технологических растворов для эксплуатационных блоков, которые позволяют потенциально выявить зоны закисления, наряду с застойными зонами. Гидродинамика визуализируется в виде распределения линий тока (рисунок 4).

Данный модуль может помочь при решении следующих технологических задач: обоснование местоположения технологических скважин и посадки фильтра, определение застойных и неотработанных зон, оценка интенсивности проработки горнорудной массы.

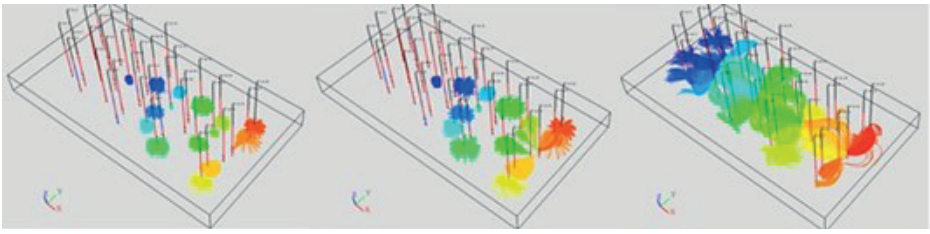


Рисунок 4 – Линии тока при заданных дебитах на начало эксплуатации блока (30 и 90 дней) и в середине эксплуатации блока при всех включенных скважинах

С помощью модуля кинетики химических процессов в 3D вычисляется динамика распределения концентрации урана в ПР, концентрации кислоты в ВР и содержание остаточного урана в руде в зависимости от времени; результаты вычислений визуализируются на горизонтальных или вертикальных срезах. При вычислении можно выбрать несколько временных промежутков для получения результатов и отслеживать изменение на построенных срезах (рисунки 5–7). Значения по извлечению урана в ПР, полученные в результате вычислений модуля химической кинетики, используются для отображения графиков.

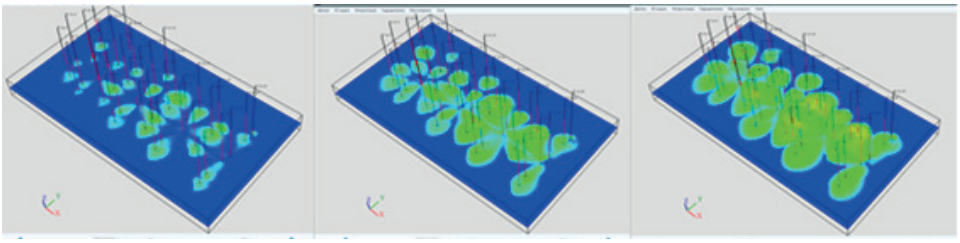


Рисунок 5 – Распределение ВР, г/л через 100, 200, 300 дней

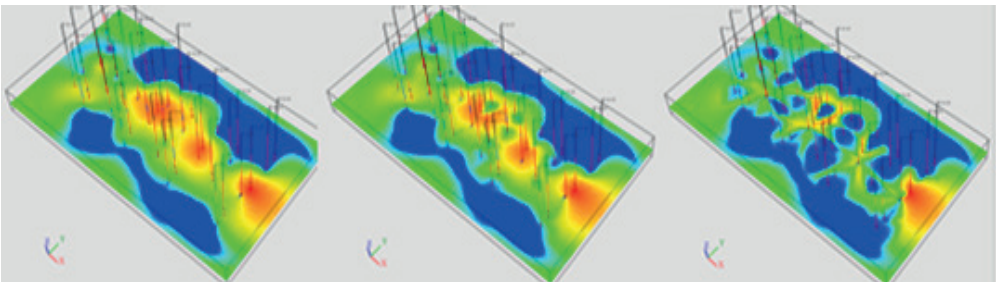


Рисунок 6 – Распределение остаточного урана в руде, % через один, 100, 200 дней

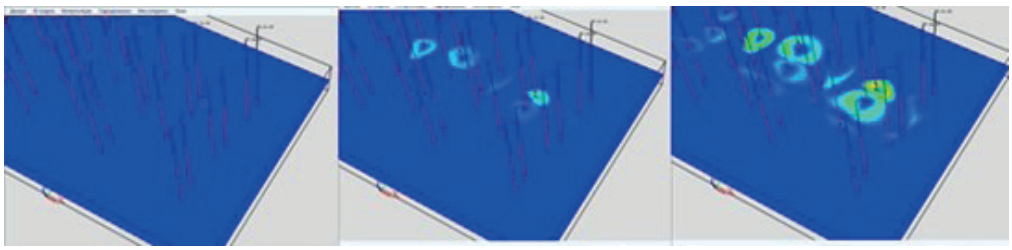


Рисунок 7 – Распределение урана в ПР, мг/л через 30, 60, 90 дней

На фоне построенных разрезов, визуализирующих оруденение, есть возможность отображать проработку выбранного участка выщелачивающим раствором (ВР), распределение продуктивного раствора (ПР) и отработку оруденения по времени (рисунки 8–11).

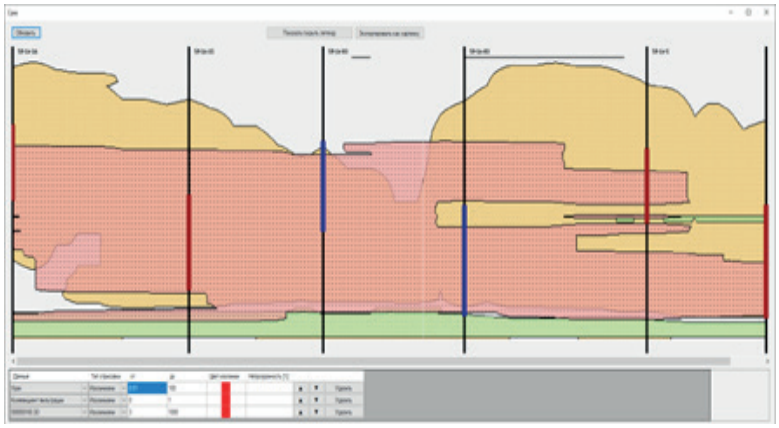


Рисунок 8 – Распределение ВР на 160 день работы блока с минимальной концентрацией ВР 3 г/л (оранжевый). Поверх наложены контур минерала с содержанием выше 0,0% (кирпичный) и коэффициент фильтрации Кф ниже 1 м/сутки (зеленый)

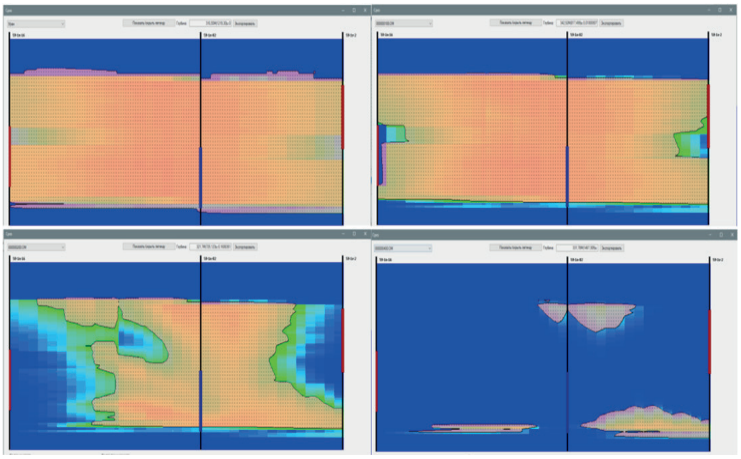


Рисунок 9 – Изменение контура по содержанию остаточного урана в руде через один, 100, 200, 400 дней работы (слева направо и сверху вниз)

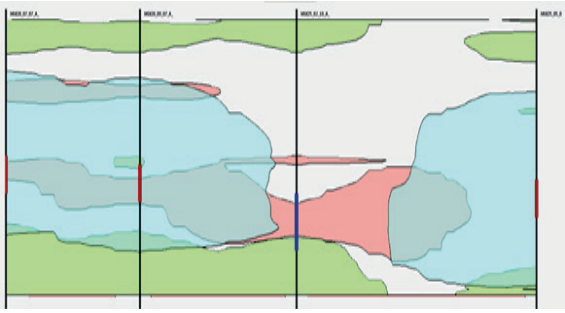


Рисунок 10 – Пример визуализации по распределению ВР с концентрацией от 3 до 25 г/л на конец отработки блока

Видно, что есть участок, непроработанный ВР, и при рассмотрении этого же участка с отображением остаточного урана в руде наблюдается его концентрация выше 0,008% в конце отработки блока (рисунок 11). При визуализации в программном комплексе видно, что расстояние между откачной и закачной скважинами составляет порядка 65 м, что может повлиять на скорость и интенсивность распределения ВР. Также над одной из закачных скважин наблюдается пониженный Кф, что может повлиять на скорость распределения ВР из этой скважины.

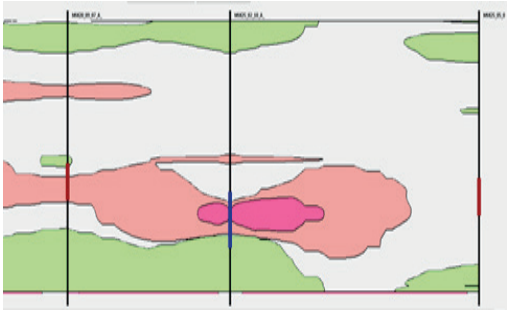


Рисунок 11 – Распределение остаточного урана (выше 0,008%) в конце отработки блока

Также геологический модуль оснащен функционалом для вычисления следующих параметров в активной мощности: закисляемого объема рудовмещающих пород; средневзвешенного содержания урана по скважинам; подсчета запасов урана геостатистическими методами.

После проведения расчета массопереноса можно определить и визуализировать закисляемый объем. В данном случае под закисляемым объемом подразумевается некий объем в расчетном блоке, содержащий концентрацию ВР выше заданного предела в г/литр на заданное время работы блока.

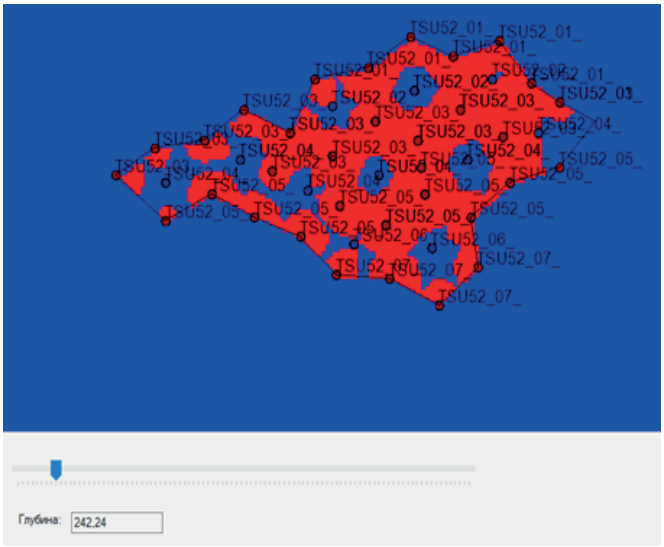


Рисунок 12 – Закисляемый объем на конец отработки на уровне глубины начала фильтров

Дополнительно реализован функционал по отображению трехмерных изоповерхностей по выбранному параметру с возможностью анимации по выбранным временным интервалам

Движение фронта выщелачивающего раствора в виде изоповерхностей показаны на рисунке 13.

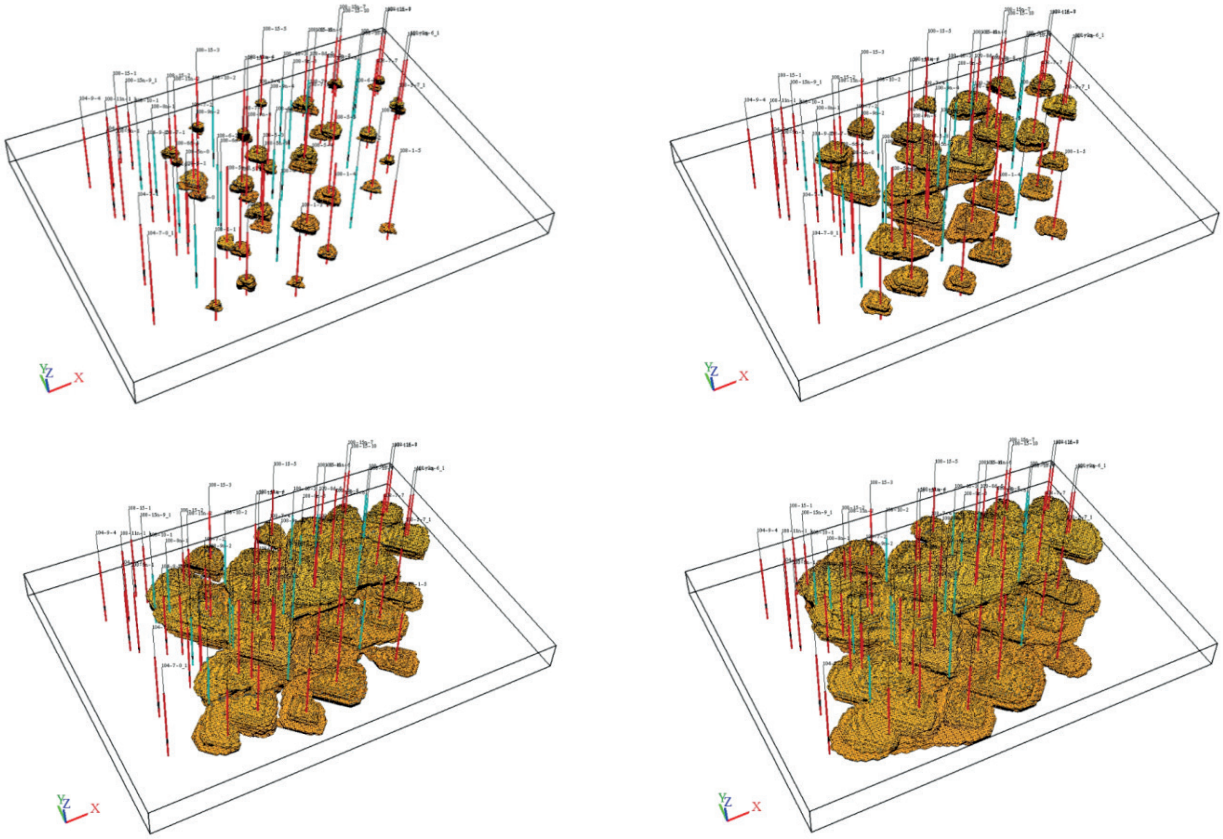


Рисунок 13 – Изменение фронта выщелачивающего раствора на 5, 80, 120, 300 день поле начала отработки

1) Также в ПК есть возможность для построения плана-карты блока в 2D:
2) измерение дистанции между двумя точками;
3) измерение периметра выделенного контура;
4) построение контура через произвольные точки или через конкретные координаты скважин.

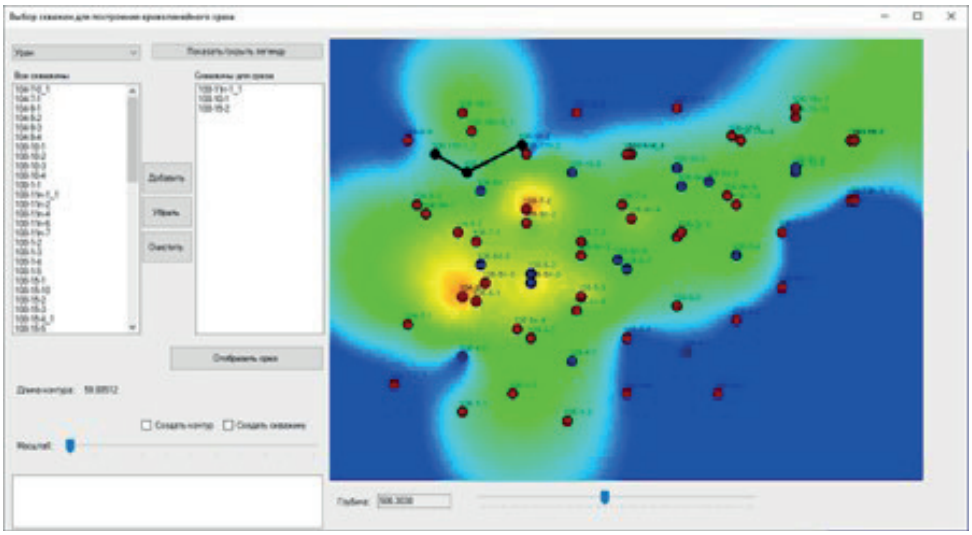


Рисунок 14 – Окно отображения 2D-карты по содержанию урана на заданной глубине

При построении 2D-срезов в области 3D-визуализации реализованы возможности:

1. построения изолиний с соответствующими значениями;
2. отображение значений по выбранному параметру на срезе как среднее значение и как сумма значений от заданной глубины и интервала (вверх и вниз) от нее.

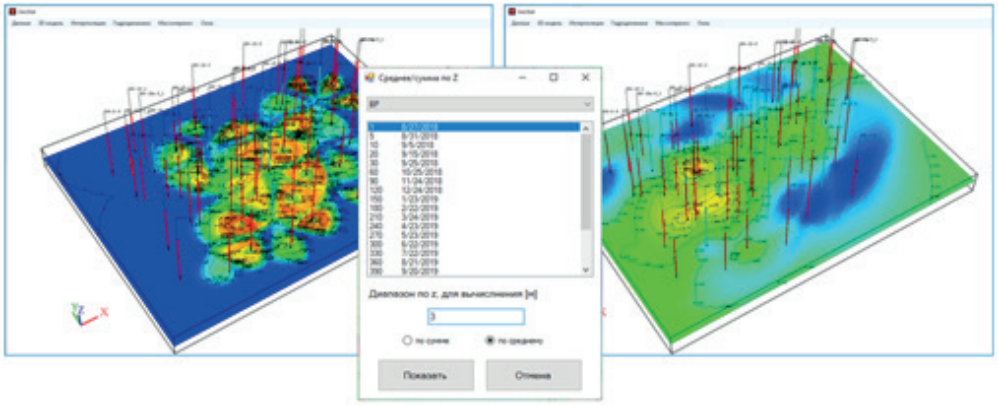


Рисунок 15 – Построение изолиний по усредненным/суммированным срезам

Также есть возможность расчета затрат на реагент (серную кислоту) с учетом его расхода. Расход учитывает реагент, введенный в пласт по указанным дебитам и концентрации кислоты в ВР за заданное время моделирования. В окне расчета затрат на реагент вводится стоимость реагента в необходимой валюте и получает затраты в денежном эквиваленте.

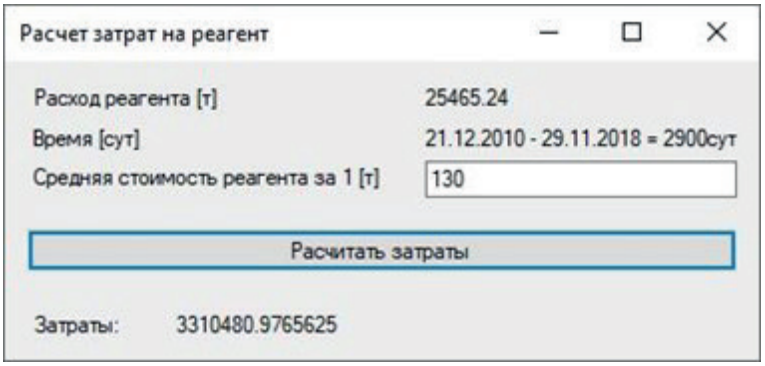


Рисунок 16 – Окно расчета затрат на реагент, введенный в пласт

Программный комплекс апробирован на нескольких предприятиях, в результате чего показаны различные варианты использования ПК: для моделирования планируемых изменений в исходных данных; для сравнения результатов моделирования с фактическими данными по отработке с целью дальнейшего прогноза отработки, а также для 3D-визуализации динамики геотехнологических процессов и анализа работы блоков, выявления недостатков в управлении режимами.

Таким образом, моделирование гидродинамики ПСВ может позволить оптимизировать следующие процессы: выбор оптимального расположения скважин; мониторинг образования застойных зон и растекания раствора за пределы блока; прогнозирование, контроль и управление процессом добычи урана регулированием содержания серной кислоты в выщелачивающем растворе, регулированием давления на скважинах и реверсированием потоков в рудном горизонте.

Список использованных источников

1. Анализ извлекаемости руд проблемных блоков месторождения Инкай. Отчет по проекту № 4262 от 01.08.2017 г., ТОО «ИВТ», Алматы, 2017.

2. Оптимизация процесса добычи урана методом ПСВ с учетом внедрения и апробации программного комплекса для изучения процесса добычи урана методом ПСВ. Отчет по проекту № 84-ТОО-19 от 15.04.2019 г., ТОО «ИВТ», Алматы, 2019.

3. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. / Под ред. Н.П. Лаверова. – М.: Издательство Академии горных наук, 1998. – 446 с. ил. – ISBN 5-7892-0026-5

4. Программный комплекс для изучения добычи урана методом ПСВ с получением Симулятора версии 3.0. Свидетельство о внесении сведений в государственный реестр прав на объекты, охраняемые авторским правом, № 10493 от 2 июня 2020 года.

ВЛИЯНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СОДЕРЖАНИЙ УРАНА В РУДАХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННОГО ТИПА НА ПРОЦЕСС ПСВ

Брехт А.А.[1], Вятченникова Л.С.[2], Жондиллаева М.С.[1], Мусабаев С.Р.[1], Раисов Б.Б.[1], Чистилин П.Е.[1]
[1]Филиал АО «Волковгеология» – «Геотехноцентр», г. Алматы, Казахстан
[2]ТОО «Два Кей», г. Алматы, Казахстан

Во время добычи урана методом ПСВ отмечаются случаи, когда при малой степени извлечения урана из руд концентрация урана в продуктивном растворе (ПР) резко снижается, несмотря на принимаемые меры по соблюдению регламента ведения процесса выщелачивания.

Скорость снижения концентрации урана в ПР зависит от многих геотехнологических факторов, таких как качество вскрытия рудного тела, стабильная работа технологических скважин, соблюдение регламента подачи кислоты на закисление и выщелачивание и т.п. Одним из многих, но очень важных факторов, объясняющих снижение концентрации урана в ПР, является характер распределения содержаний урана в рудовмещающих породах.

Текстурные и структурные особенности распределения урановой минерализации во вмещающей породе определяют степень «упорности» руд для выщелачивания урана методом ПСВ и могут быть причиной низких концентраций урана в ПР, несмотря на высокое содержание урана в породе.

Согласно [1] руды месторождений пластово-инфильтрационного типа характеризуются дисперсной и тонко-вкрапленной (рядовые руды) или цементной (богатые руды) текстурой, определяемой размещением урановых минералов в алеврит-глинистом наполнителе песка, на поверхности обломочных пород, а также в самих обломках.

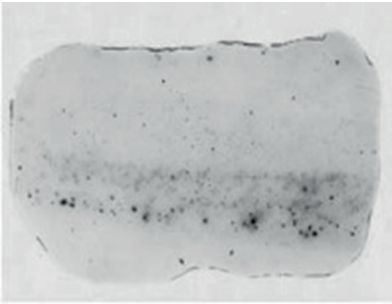
По характеру распределения урановой минерализации в песчаных проницаемых отложениях выделяются дисперсно-рассеянные, вкрапленные, пятнисто-вкрапленные и полосчато-вкрапленные текстуры.

На рисунках 1 и 2 приведены α-микрорадиографические изображения аншлифов мелкозернистого и среднезернистого песка со сложной текстурой распределения урановой минерализации (черное).

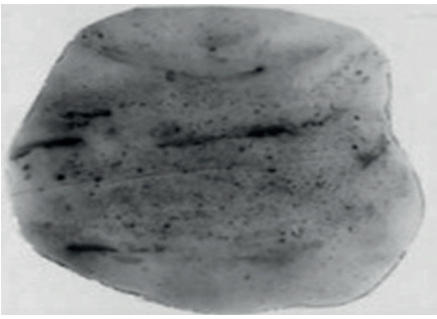
На рисунке 1а видно, что распределение урана в площади аншлифа имеет крайне неравномерный характер. Наряду с отдельными скоплениями урана по всей поверхности образца в виде черных точек резко выделяется лентообразный прослой со значительным обогащением ураном (серое).

Несмотря на значительное содержание урана в образце, текстурные особенности его распределения свидетельствуют об «упорности» подобной руды для выщелачивания. В самом деле, по мере выщелачивания урана в данном образце в первую очередь будет растворена рассеянная урановая минерализация и частично минерализация в лентообразном прослое. Дальнейшее выщелачивание из прослоя будет сопровождаться значительным снижением концентрации урана в ПР в результате их разбавления безурановыми выщелачивающими растворами, которые движутся по породе, из которой металл уже извлечен.

На рисунке 1б характер распределения урана в площади аншлифа также крайне неравномерный. На фоне равномерно распределенного по площади аншлифа урана (серая вуаль) выделяются скопления урана с полосчато-вкрапленной текстурой (черное). Подобные скопления урана представлены, как правило, богатыми рудами с цементной структурой замещения порового пространства песка урановыми минералами.



а) α - микрорадиография аншлифа мелкозернистого песчаника с рассеянной и тонко-вкрапленной текстурой распределения урана. Ув. 4



б) α - микрорадиография аншлифа средне-зернистого песчаника с рассеянной, тонко-вкрапленной и полосчато-вкрапленной текстурой распределения урана. Ув. 4

Рисунок 1 – α-микрорадиография аншлифа мелко- и среднезернистого песчаника

Пример руды с цементной структурой, которая образуется в результате полного заполнения порового пространства базальным настурановым минералом, приводится на рисунке 2.

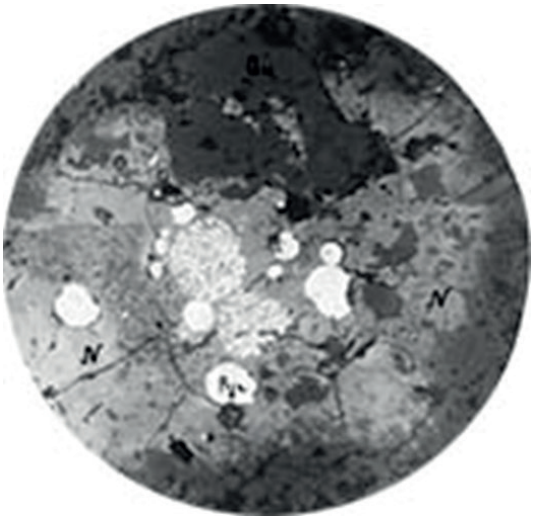


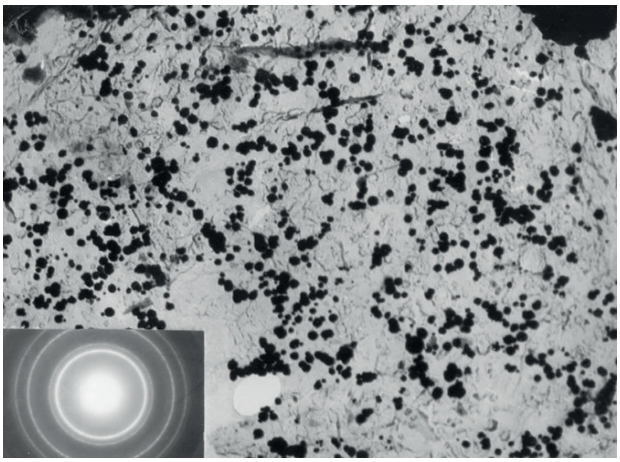
Рисунок 2 – Базальный цемент настурана (N) (светло-серое) в среднезернистом песке с биогенным пиритом (Pyr) (белое). Ув. 500

Руды, в которых урановая минерализация полностью заполняет поровое пространство, как правило, относятся к очень богатым рудам. Подобные руды являются «упорными» для выщелачивания урана, поскольку поровое пространство непроницаемо для выщелачивающих растворов. В этом случае сернокислотные растворы взаимодействуют только с доступной внешней поверхностью скопления урановой минерализации и поэтому процесс полного растворения минералов урана затягивается на длительное время.

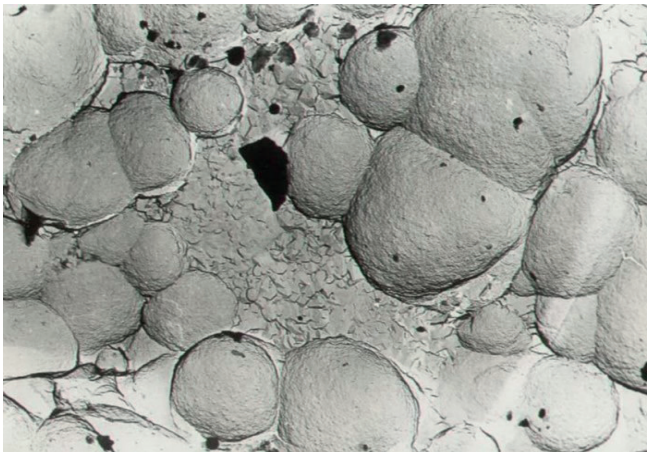
Более наглядно влияние различных содержаний урана в породе на процесс выщелачивания видно в электронно-микроскопическом масштабе. Электронно-микроскопические исследования проводятся с целью изучения дисперсной урановой минерализации месторождений урана пластово-инфильтрационного типа.

На рисунке 3 приведены электронные микрофотографии урановых минералов настурана и коффинита из рудных образцов месторождения Мынкудук.

Настуран

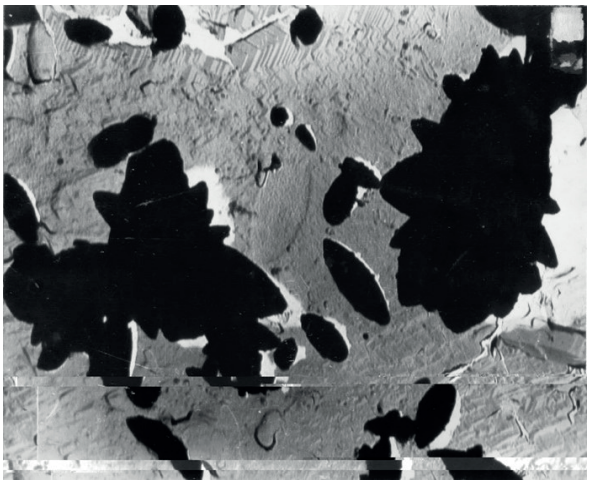


Рассеянные микроглобули настурана
на поверхности зерна кварца
Ув. 10 000

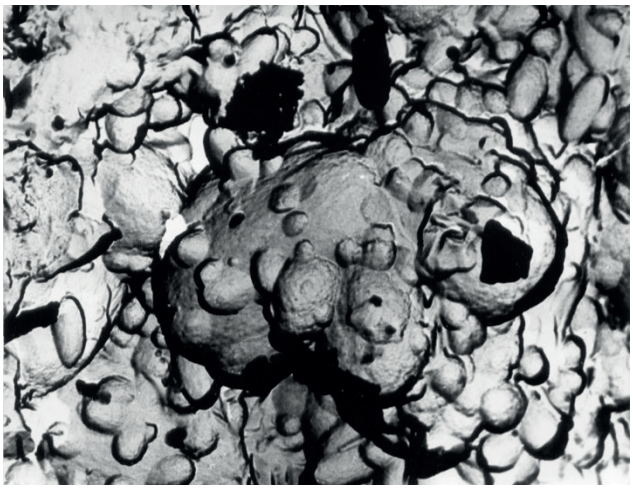


Колломорфная структура мономинеральных
агрегатов настурана на поверхности зерна кварца.
Ув. 10 000

Коффинит



Сростки рассеянных веретеновидных кристаллов коффинита на поверхности зерна кварца. Увел. 10 000



Теснейшая ассоциация коффинит-настуранового монолитного агрегата. Увел. 10 000

Рисунок 3 – Электронные микрофотографии урановых минералов в рудах месторождения Мынкудук

На снимках, имеющих одинаковую площадь, видно различное распределение урановой минерализации. От дисперсного распределения мелких глобуль настурана и веретеновидных микрокристаллов коффинита до крупных, монолитных агрегатных выделений этих же минералов. Дисперсно распределенные частицы минералов соответствуют малым содержаниям, в то время как мономинеральные агрегаты соответствуют большим содержаниям урана в руде. Очевидно, что дисперсная, равномерно распределенная урановая минерализация будет выщелачиваться быстрее, чем монолитный плотный агрегат. Для подтверждения этого утверждения можно провести аналогию с растворением сахарного песка и такого же по весу спрессованного куска сахара. Крупный кусок будет растворяться гораздо дольше, нежели крупинки сахарного песка.

Влияние содержания урана в породе на процесс растворения и выщелачивания урана подтверждается и лабораторными исследованиями.

В работе [2] приводятся данные по агитационному режиму выщелачивания неокисленных на воздухе керновых проб месторождения Моинкум.

Пробы отбирались из свежего керна в герметичные контейнеры и заполнялись нейтральным газом. Выщелачивание проводилось растворами серной кислоты с концентрацией 10,0 г/дм^3.

На рисунке 4 приводится корреляционный график зависимости коэффициента извлечения от содержания урана в керновых пробах на пятые сутки агитационного выщелачивания.

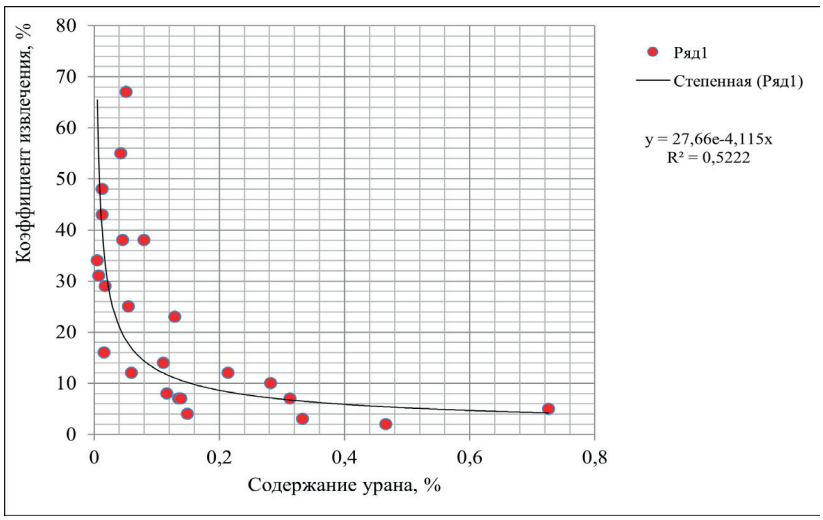


Рисунок 4 – Зависимость степени извлечения урана от содержаний урана в неокисленных керновых пробах. Время агитационного выщелачивания 5 часов. Концентрация серной кислоты 10 г/дм^3

На диаграмме прослеживается тенденция обратной зависимости между содержанием урана в пробе и степенью извлечения урана в одинаковых условиях. Из этой зависимости следует, что с ростом содержания урана уменьшается скорость извлечения урана из образцов. Поэтому руды с повышенным содержанием урана в реальных условиях будут отрабатываться дольше, чем руды с более низкими содержаниями урана.

Влияние содержания урана в рудовмещающих породах на процесс выщелачивания отмечается и в опытах на трубках.

На рисунке 5 приведены графики зависимости коэффициента извлечения урана от параметра Ж/Т при выщелачивании урана в опытах на трубках. В опытах исследовались пробы с различным содержанием урана из кернового материала месторождения Торткудук. Содержание урана в сборных пробах составляло 0,032%, 0,153% и 0,227%, концентрация серной кислоты 15 г/дм^3.

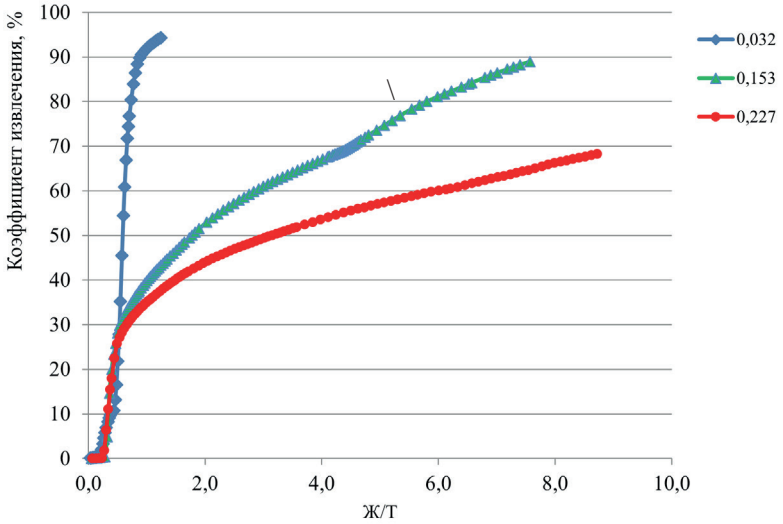


Рисунок 5 – Зависимость коэффициента извлечения урана от параметра Ж/Т при выщелачивании урана в опытах на трубках из кернового материала месторождения Торткудук

Как видно из графиков, с ростом содержания урана в пробах параметр Ж/Т увеличивается для достижения одинакового коэффициента извлечения.

Влияние неравномерности распределения содержаний урана в руде на процесс ПСВ (рисунок 6) рассмотрим на примере кернового опробования рудного интервала контрольной скважины № 4-12к-1 с месторождения Буденновское (мынкудукский горизонт).

По данным кернового опробования, линейные запасы в рудном интервале имеют следующие параметры: мощность – 5,8 м, среднее содержание урана – 0,168%, метропроцент – 1,0788 м%.

Рисунок 6 – Распределение содержаний урана в рудном интервале по керновому опробованию контрольной скважины месторождения Буденновское (мынкудукский горизонт)

Распределение линейных запасов по классам содержаний выглядит следующим образом. На руды с содержанием урана от 0,0122 до 0,2193% и мощностью 4,5 м приходится 30% от линейных запасов рудного интервала. А на руды с содержанием урана от 0,4230 до 0,9751% и мощностью 1,3 м приходится 70% запасов от всего рудного интервала.

Учитывая вышеприведенные примеры, можно сделать следующие выводы.

Во время выщелачивания урана в зоне влияния скважины по мере быстрой отработки руд с малыми содержаниями урана дальнейшее выщелачивание из руд с большим содержанием урана будет продолжаться с существенным разбавлением ПР и снижением в них концентрации урана.

Совершенно очевидно, что на добычу методом ПСВ из части интервала с большим содержанием урана необходимо затратить большее количество ВР, а следовательно, и времени выщелачивания.

Поэтому добывать уран из запасов с крайне неравномерным распределением содержания урана при существующей технологии ПСВ очень проблематично из-за высокой себестоимости получения конечного продукта. Добыча урана из подобных руд сопровождается большим разбавлением ПР и снижением в них концентрации урана, что приводит к увеличению сроков отработки и затрат на получение необходимого количества готовой продукции.

На месторождениях пластово-инфильтрационного типа урановые руды с содержанием урана более 0,50% можно назвать «упорными» рудами с точки зрения применения метода ПСВ. Подобные руды характеризуются разнообразными текстурными и структурными особенностями распределения урановой минерализации, которые определяют степень «упорности» руд для выщелачивания урана, могут быть причиной низких концентраций урана в ПР, несмотря на высокие содержания урана в руде.

Выводы

1) Показана необходимость детального изучения вещественного состава рудовмещающих пород, урановой минерализации, ее распределения в отложениях для понимания получаемых результатов ПСВ урана.

2) Отмечено крайне неравномерное распределение содержаний урана при различных масштабах исследования руд на месторождениях пластово-инфильтрационного типа.

3) Показано, что параметр Ж/Т и длительность выщелачивания урана возрастают с увеличением содержаний урана в руде.

4) Процесс выщелачивания урана в технологическом блоке, в котором имеются руды малой мощности, но очень высокого содержания, будет сопровождаться быстрым снижением концентрации урана в ПР и длительным временем достижения необходимого коэффициента извлечения урана.

5) Интегральные характеристики рудных интервалов по скважинам (мощности, средние содержания, метропроценты) используются для подсчета запасов. Для понимания особенности процесса выщелачивания урана предлагается определять по каждой скважине распределение оруденения по классам содержаний урана, используя данные ГК.

Список использованных источников

1. Отчет о результатах детальной разведки Мынкудукского уранового месторождения за период с 1975–1980 гг. с подсчетом запасов урана по состоянию на 01.01.1981 г.

2. Салтыков А.С. Влияние вещественного состава руд и пород на величину удельного расхода реагента при подземном выщелачивании растворами серной кислоты: Дисс... – Москва, 1989.

РАЗРАБОТКА И ИЗГОТОВЛЕНИЕ КОМПЛЕКСНОГО СКВАЖИННОГО ПРИБОРА, СОВМЕЩЕННОГО С ИНКЛИНОМЕТРОМ И КАВЕРНОМЕРОМ КСП-ГК-60ИК

Редько А.В., Волненко М.П, Кондрачуков М.А., Гайнуллин Д.Р.
ТОО «СП «Инкай», г. Шымкент, Казахстан

В настоящее время при проведении геофизических исследований в процессе бурения технологических и эксплуатационно-разведочных скважин актуально уделяется особое внимание не только качеству проводимых работ, но и их эффективности с экономической точки зрения. Существуют решения по снижению экономических, а также трудовых затрат, основанные на одновременном проведении нескольких видов каротажей при одном спуске-подъеме в скважину.

В рамках реализации этого принципа в ТОО «СП «Инкай» была принята концепция замены аналоговых комплексных приборов на современные, цифровые. Начиная с 2019 года для проведения первичного каротажа скважин в технологических и эксплуатационно-разведочных скважинах геофизическим отделом ТОО «СП «Инкай» успешно используется цифровой скважинный прибор КСП-ГК-43И, позволяющий выполнять одновременно гамма-каротаж ГК, электрокаротаж КС и ПС, а также измерение пространственного расположение скважины с определением угла наклона и азимута. В 2019 году прибор КСП-ГК-43И успешно прошел государственную сертификацию с целью утверждения типа и внесен в реестр средств измерения РК.

Поиск аналогичных разработок показал, что приборы, способные выполнить измерения нескольких геофизических параметров за один спуск-подъем и удовлетворяющие техническим требованиям, предъявляемым к аппаратуре, работающей в условиях урановых месторождений Казахстана в странах СНГ и дальнего зарубежья, в настоящее время не выпускаются в поточном, конвейерном вариантах.

В связи с этим перед специалистами геофизического отдела ТОО «СП «Инкай» была поставлена задача реализовать разработку и изготовить комплексный скважинный прибор, совмещенный с инклинометром и каверномером, и внедрить его в промышленную эксплуатацию в ТОО «СП «Инкай» в рамках научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ (НИОКР).

Для решения поставленной задачи специалистами ТОО «СП «Инкай» было разработано Техническое задание на разработку и изготовление комплексного скважинного прибора, совмещенного с инклинометром и каверномером КСП-ГК-60ИК, согласно которому разрабатываемый прибор мог позволить выполнить первичный каротаж за один спуск-подъем, а не за два-три, как происходит в большинстве случаев.

Принимая во внимание немалые экономические затраты на изготовление КСП-ГК-60ИК, было решено изготовить приборы в количестве двух штук.

Использование данного прибора в отрасли позволяет:

• снизить затраты времени на выполнение каротажа ГК, КС, ПС, КМ, инклинометрию, давая возможность оптимизировать процессы по внедрению нового геофизического оборудования и методик ГИС;

• повысить точность количественной интерпретации гамма-каротажа за счет общего центрирования прибора рычагами каверномера относительно оси скважины.

Ожидаемые результаты НИОКР:

• выполнение НИОКР оптимизирует работу (без потери качества) каротажной бригады при выполнении первичного каротажа скважин за счет следующих факторов:

• повышение производительности каротажной бригады, снижение амортизационного износа функциональных узлов передвижных каротажных станций.

Цель работы – разработка и создание комплексного геофизического скважинного прибора для проведения за одну спускоподъемную операцию одновременно гамма-каротажа (ГК), электрокаротажа методами кажущегося сопротивления (КС) и самопроизвольной поляризации (ПС), определения пространственного расположения скважины с измерением угла наклона и азимута (инклинометрия), определения среднего диаметра скважины (кавернометрия). Условное наименование прибора – КСП-ГК-60ИК. Количество опытных образцов прибора – два. Методы исследования – анализ опубликованных данных, теоретические и экспериментальные исследования, разработка и изготовление опытных образцов, лабораторные и полевые испытания опытных образцов, обобщение фактических материалов.

Полученные результаты: согласно техническому заданию изготовлены и отлажены два опытных образца прибора КСП-ГК-60ИК, проведены лабораторные испытания опытных образцов прибора КСП-ГК-60ИК.

Разработана программа и методика полевых испытаний. Проведена метрологическая аттестация опытных образцов прибора КСП-ГК-60ИК. Разработана эксплуатационная документация: паспорт и руководство по эксплуатации. Оформлена декларации соответствия Техническим регламентам Таможенного союза (ТР ТС).

Научная новизна: впервые производится разработка комплексного скважинного прибора для одновременной регистрации методов КС, ПС, ГК, инклинометрии, кавернометрии в неглубоких скважинах в условиях агрессивной среды.

Успешное выполнение работ по разработке и изготовлению комплексного скважинного прибора, совмещенного с инклинометром и каверномером КСП-ГК-60ИК, позволило приступить к выполнению полевых испытаний данных приборов, которые, в свою очередь, также были реализованы успешно.

Область применения прибора – проведение геофизических исследований скважин, пробуренных на месторождениях урана, в целях литологического расчленения разреза, измерения естественной гамма-активности горных пород, определения траектории и среднего диаметра ствола скважины.

Выполнение НИОКР состояло из трех этапов:

1-й этап. Подготовка технического предложения с разработкой структурной схемы и чертежа общего вида. Разработка принципиальных электрических схем. Разработка конструкторской документации согласно техническому заданию.

2-й этап. Изготовление и отладка двух опытных образцов. Разработка и утверждение рабочей программы проведения полевых испытаний.

3-й этап. Полевые испытания на скважинных полигонах месторождения Инкай.

Подготовка технического предложения с разработкой структурной схемы и чертежа общего вида. Разработка принципиальных электрических схем. Разработка конструкторской документации согласно техническому заданию.

Первый этап предполагал решение следующих задач: подготовка технического предложения с разработкой структурной схемы и чертежа общего вида. Разработка принципиальных электрических схем. Разработка конструкторской документации согласно техническому заданию.

По проекту прибор КСП-ГК-60ИК должен состоять двух основных блоков:

1. Прибор ГК и каверномер;
2. Прибор КС, ПС и инклинометр.

На рисунке 1 представлен схематический эскиз прибора КСП-ГК-60ИК**.**

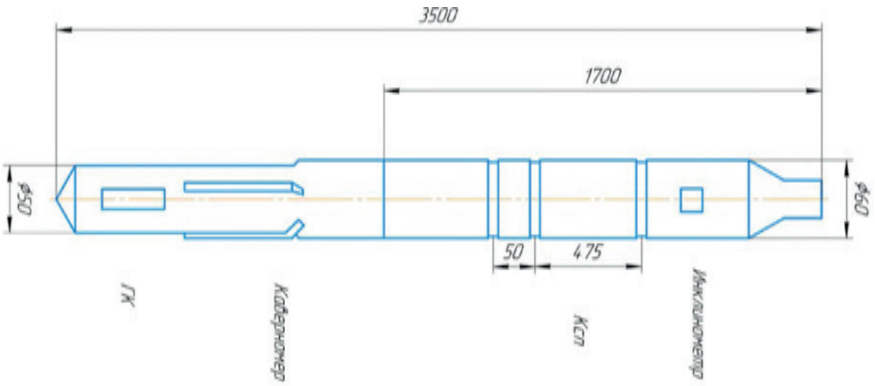


Рисунок 1 – Схематический эскиз прибора КСП-ГК-60ИК

В нижней части прибора располагается каверномер. Каверномер имеет возможность дистанционного управления раскрытия-закрытия измерительной 3-рычажной системы. В одном корпусе с каверномером расположен прибор ГК. В верхней части расположен прибор КС, ПС и инклинометр.

Главной идеологией при создании прибора являются: комплексирование методов КС, ПС, ГК, инклинометрии и кавернометрии в одном приборе диаметром 60 мм, в кислотостойком исполнении, с достаточной баропрочностью прибора (11 МПа), с программно-управляемым режимом измерений, обработки и передачи первичной информации. Подготовлено техническое предложение с разработанной структурной схемой и чертежом общего вида. Разработаны принципиальные электрические схемы прибора. Теоретически разработана схемотехника, реализующая все основные принципы питания и одновременного измерения параметров нескольких методов ГИС на основе использования доступных отечественных и зарубежных комплектующих изделий и радиоэлектронных компонентов. Разработан комплект конструкторской документации.

Изготовление и отладка двух опытных образцов. Разработка и утверждение рабочей программы проведения полевых испытаний

В ходе второго этапа изготовлены и отлажены два опытных образца приборов согласно техническому заданию. Разработана и утверждена программа и методика лабораторных испытаний. Проведены лабораторные испытания приборов. Разработана и утверждена программа и методика полевых испытаний.

Технические характеристики КСП-ГК-60ИК

Длина: 3400 мм.

Наружный диаметр: 60 мм.

Масса прибора: 30 кг.

Максимальная глубина исследуемой скважины: 1000 м.

Скорость перемещения прибора в скважине: до 1000 м/час.

Сопротивление изоляции в нормальных климатических условиях между любым электродом зонда КС и металлическими частями прибора при напряжении 500 В не менее 20 МОм. Для изоляции использован инженерный полимер с удельным сопротивлением по технической документации изготовителя не менее 1015 Ом.

Материал электродов: свинец С1 по ГОСТу 9559-60.

Ширина электродов: 10 мм.

Расстояние между электродами А-В: 50 мм.

Расстояние между электродами М-А: 475 мм.

Расстояние от электрода В зонде КС до неизолированной металлической части корпуса прибора: 406 мм.

Расстояние от электрода М зонда КС до неизолированной металлической части корпуса прибора: 462 мм.

Электроды заглублены относительно внешнего диаметра кожуха на 2 мм.

Приборы конструктивно состоят из двух основных блоков или неавтономных модулей:

прибор ГК и каверномер;

прибор КС, ПС и инклинометр.

Полевые испытания на скважинных полигонах месторождения Инкай

Все работы выполнялись в соответствии с действующей нормативной базой. («Инструкция МВИ по гамма-каротажу на месторождениях урана пластово-инфильтрационных, Алматы, 2016 г.» и «Техническая инструкция по проведению геофизических исследований в скважинах на пластово-инфильтрационных месторождениях урана, Алматы, 2010 г.»).

В ходе третьего этапа проведены полевые испытания на скважинных полигонах месторождения Инкай. Проведено обучение персонала необходимым навыкам эксплуатации, обслуживания, настройки и ремонта прибора. Разработан технологический регламент проведения работ, в том числе применительно к месторождению Инкай.

Стабильность работы аппаратуры в период между градуировками контролировалась и оценивалась по результатам измерений гамма-излучения до и после каротажа скважин от контрольного источника. По результатам измерений от рабочих источников оценивалась погрешность работы аппаратуры по величине среднего квадратического отклонения (S), которая составила 3,49% до каротажа и 2,91% после проведения каротажа. Кроме того, после проведения градировок гамма-канала и в процессе эксплуатации приборов систематично выполнялись каротажи на контрольной скважине КПС-4.

Погрешность измерений при каротаже оценивалась по результатам контрольного каротажа путем сравнения площадей гамма, КС-аномалий основного, контрольного и расчета по этим значениям среднего квадратического отклонения. Контрольный гамма-каротаж, как правило, выполнялся другим комплектом аппаратуры либо наиболее опытным техником-геофизиком. Объем контрольного гамма-, КС-каротажа в производственных скважинах выполнен двумя комплектами приборов по 23 рудным интервалам. Среднее квадратическое отклонение составило по результатам сопоставления ГК – 2,86%, по КС каротажу – 2,91%. Погрешность в определении мощности рудных тел не превышает 0,07 м.

Для контроля данных инклинометрии проводились повторные (контрольные) измерения в каждой скважине, оценивались погрешности полевых измерений. Расхождения между основными и контрольными измерениями не превышают допустимых паспортных значений.

По результатам кавернометрии средние фактические диаметры скважин сопоставлялись с другим комплектом аппаратуры. На основании статистических расчетов, выполненных по данным кавернометрии, охватывающим свыше 250 интервалов, установлено, что средние фактические значения диаметров скважин

отличаются от аналоговой аппаратуры, стоящей на балансе геофизического отдела, весьма незначительно – в пределах 12%. На рисунке 2 представлены результаты полевых испытаний прибора КСП-ГК-60ИК.

Результаты НИОКР

Сокращение времени главным образом будет выполнено за счет уменьшения спускоподъемных операций с трех до одной. Также за счет конструктивных особенностей прибора данные, получаемые им при выполнении гамма-каротажа, будут наиболее точными за счет центрирования прибора по оси скважины рычагами каверномера, что, в свою очередь, гарантирует более достоверные расчеты стволовых запасов урана. Повышение точности и достоверности прямым образом влияет на выполнение производственной программы, особенно в условиях повышения планов добычи.

Ожидаемый экономический эффект, будет заключаться в сокращении времени на каротаж и, соответственно, сооружение технологической скважины, экономии топлива, снижении использования каротажных станций. Детальные расчеты в денежном выражении планируется выполнить в течение 2023 года главным образом на основании выполненных объемов каротажей.

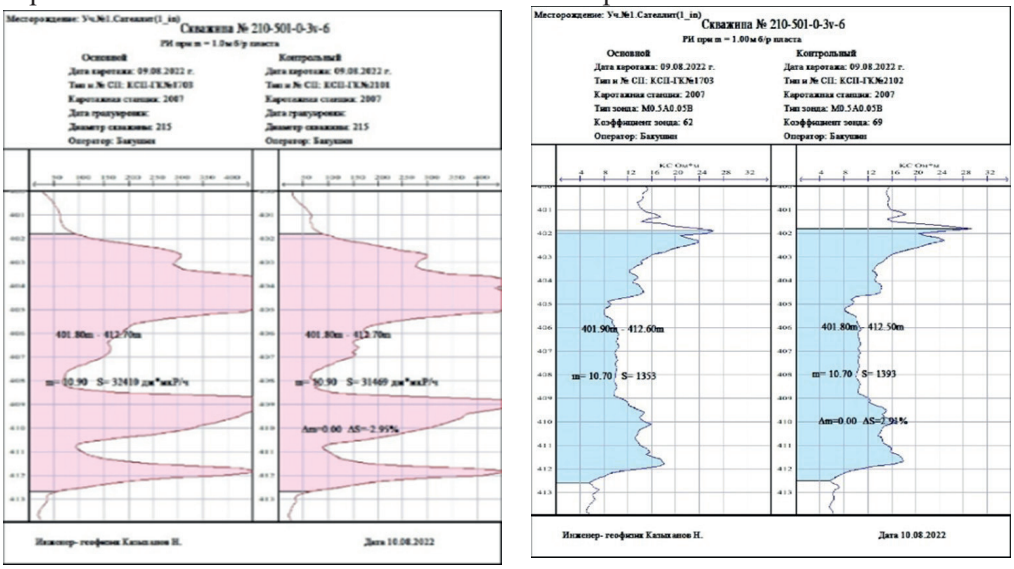


Рисунок 2 – Результаты полевых испытаний прибора КСП-ГК-60ИК

Заключение

НИОКР предусматривали решение следующих задач:

- изготовление и отладка двух опытных образцов, согласно техническому заданию;
- лабораторные испытания опытных образцов;
- разработка программы и методики полевых испытаний;
- метрологическая аттестация опытных образцов;
- разработка эксплуатационной документации;
- оформление декларации соответствия ТР ТС.

Все задачи выполнены. Результаты выполненных работ позволяют сделать следующие выводы.

Подтверждены идеология и принципы разработки и изготовления комплексного прибора, реализующего методы КС, ПС, ГК, инклинометрии и кавернометрии в одном приборе диаметром 60 мм, в кислотостойком исполнении, с достаточной баропрочностью (11 МПа) и термостойкостью, с программно-управляемым режимом измерений, обработки и передачи первичной информации, что подтверждается положительными результатами лабораторных испытаний и метрологической аттестации.

Разработана и утверждена программа и методика лабораторных испытаний. Проведены лабораторные испытания.

Разработана и утверждена программа и методика полевых испытаний.

Проведена метрологическая аттестация приборов.

Разработана эксплуатационная документация: паспорт, руководство по эксплуатации.

Оформлена декларация соответствия ТР ТС.

Оформлен акт внедрения результатов научно-исследовательской работы «Разработка и изготовление комплексного скважинного прибора, совмещенного с инклинометром и каверномером КСП-ГК-60ИК».

Приборы успешно эксплуатируются в условиях месторождения Инкай.

ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАДИОВОЛНОВОЙ ГЕОИНТРОСКОПИИ МЕЖСКВАЖИННОГО ПРОСТРАНСТВА «4D РВГИ» В ТОО «СП «ИНКАЙ» ДЛЯ МОНИТОРИНГА ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Редько А.В.[1], Гайнуллин Д.Р.[1], Демехов Ю.В.[2], Истратов В.А.[3], Копбаева М.П.[4]
[1]ТОО «СП «Инкай»; [2]АО НАК «КАЗАТОМПРОМ», г. Астана, Казахстан;
[3]ООО «Радионда», г. Москва, Россия;
[4]ТОО «ИВТ», г. Алматы, Казахстан

Современное состояние и лидирующие позиции Республики Казахстан на мировом рынке урана подтверждают актуальность комплексных программ научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ (НИОКР), осуществляемых АО «НАК «Казатомпром» по совершенствованию технологий разработки урановых месторождений способом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ), включающих как новые схемы вскрытия и режимы отработки технологических блоков, использование различных технологических растворов и т.п., так и создание надежных систем оперативного контроля за процессом отработки, оценки экологических рисков и эффективности новых решений.

Сложность геологических и технологических условий на урановых месторождениях ПСВ требует применения современных высокочувствительных методов контроля над процессом отработки месторождения как в пространстве, так и во времени.

К числу новых систем контроля относится и технология 4D мониторинга процесса разработки месторождений ПСВ способом радиоволновой геоинтроскопии горных пород в межскважинном пространстве (4D РВГИ мониторинг).

Радиоволновая геоинтроскопия (РВГИ) – это технология «визуализации» внутреннего строения непрозрачной геологической среды в пространстве между скважинами с помощью просвечивания радиоволнами. В основе метода лежит зависимость интенсивности поглощения радиоволн от электрического сопротивления пород, расположенных на трассе их распространения. На практике это максимально детальное 2D и 3D геоэлектрическое картирование межскважинного пространства. Используя специальную технику измерений (рисунок 1) и алгоритмы обработки данных, получаемых путем многократного и под разными углами радиопросвечивания изучаемого массива, удается определить значение электрического сопротивления ρ для каждой «элементарной ячейки» исследуемой среды. По совокупности данных просвечивания восстанавливается 2D- или 3D-распределение электрических свойств пород в межскважинном пространстве, и на этой основе выявляются и локализуются геологические неоднородности относительно малых размеров и электрической контрастности.

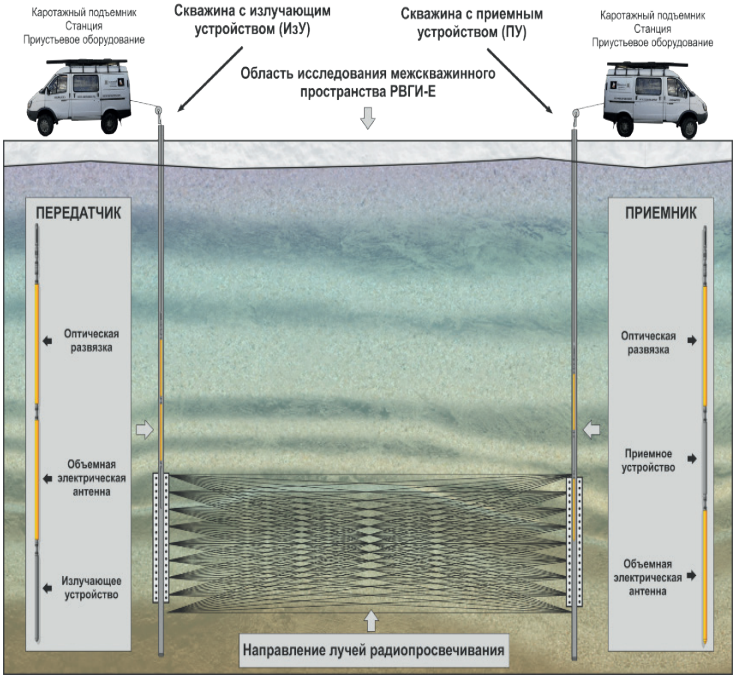


Рисунок 1 – Схема веерного способа межскважинного радиопросвечивания

Радиоволновое поле имеет такую весьма важную характеристику, как «зона, существенная для распространения радиоволн – зона Френеля», что позволяет при обработке данных просвечивания применять алгоритмы волнового восстановления и выполнять объемное (3D) геоэлектрическое картирование межскважинного пространства.

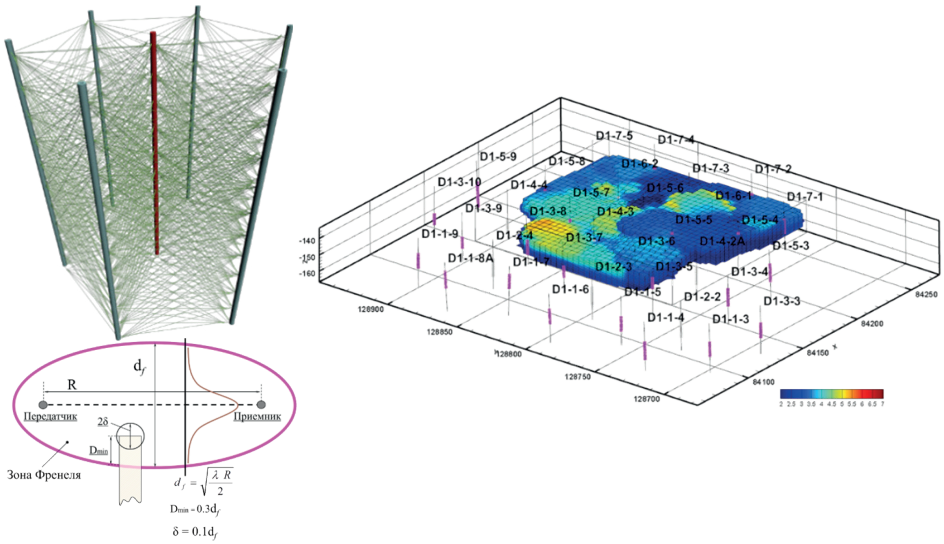


Рисунок 2 – Технология 3D геоэлектрического картирования РВГИ.

Эффективность применения РВГИ обусловлена контрастностью электрических свойств пород, слагающих разрез. В этом отношении геоэлектрические условия на гидрогенных месторождениях урана являются достаточно благоприятными.

Так как добыча металла происходит только из пластов, в которые проникает технологический (выщелачивающий) раствор, то при подсчете запасов важно выявление проницаемых областей, доступных для обработки окислителем.

Проницаемость рудовмещающих терригенных пород определяется их глинистостью: чем выше глинистость, тем ниже проницаемость. Электрическое сопротивление пород также в основном обусловлено глинистостью: чем выше глинистость пород, тем ниже их электрическое сопротивление. На основе этой обратной корреляции создается литолого-фильтрационная модель месторождения и устанавливается осредненный количественный критерий, по которому проводится разделение руд на литолого-фильтрационные типы и подсчитываются извлекаемые запасы.

Изучению процесса выщелачивания радиоволновым методом способствует еще более высокая контрастность электрических свойств технологических растворов относительно природного флюида: концентрация кислоты в технологических растворах составляет 15-30 г/л при минерализации исходного флюида до 5 г/л.

Таким образом, электрическое сопротивление пород после закисления полностью определяется содержанием в них кислоты. Для количественной оценки закисления используется параметр $К_з = \rho_{п1}/\rho_{п2}$ (коэффициент закисления), где $\rho_{п1}$, $\rho_{п2}$ – сопротивление пород до и после закисления.

Практика показала, что небольшая глубина исследований методами электрического каротажа не обеспечивает получение надежной информации о литологической неоднородности межскважинного пространства, что приводит к существенным ошибкам при подсчете запасов и сказывается на эффективности разработки.

Достоверный контроль за фактическим растеканием растворов в литологически неоднородном межскважинном пространстве можно выполнить только методами скважинной геофизики. Наилучшими возможностями для этого обладает способ объемной радиоволновой геоинтроскопии горных пород «3D-РВГИ», который защищен патентом РФ № 2710874 от 27.03.2019 и Евразийским патентом №041195 от 26.09.22.

Способ 3D-обработки на основе алгоритма волнового восстановления позволяет получать достоверные 3D-карты литологического строения технологического блока и карты фактического растекания кислотных растворов в межскважинном пространстве. Обработка выполняется в разработанной ООО «Радионда» программе RVGI#3D (зарегистрирована в госреестре №2017662496).

За период 2013–2021 гг. технология 3D геоэлектрического картирования РВГИ экспериментально опробована на ведущих горнодобывающих предприятиях РК (ТОО «СП «Инкай», ТОО «ДП «Орталык», ТОО «Семизбай» и др.). Исследования, выполненные на разных этапах отработки блоков, показали возможность не только объемной визуализации процесса растекания технологических растворов в межскважинном пространстве (рисунок 3), но и получение количественных критериев степени проработанности блоков (и отдельно каждой технологической ячейки), а также динамики развития процесса (рисунок 4).

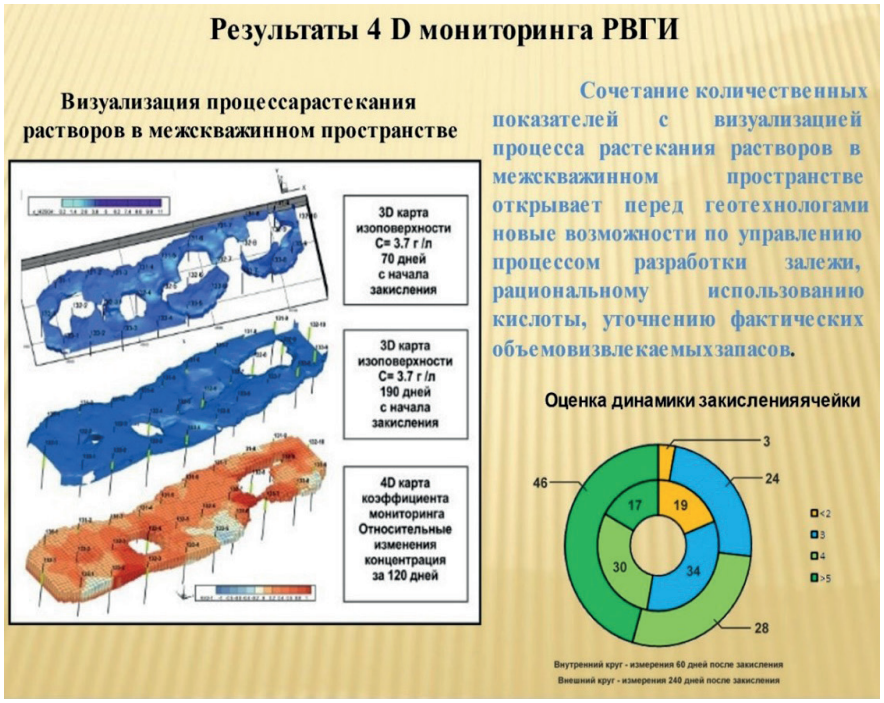


Рисунок 3 – Результаты 4D-мониторинга РВГИ

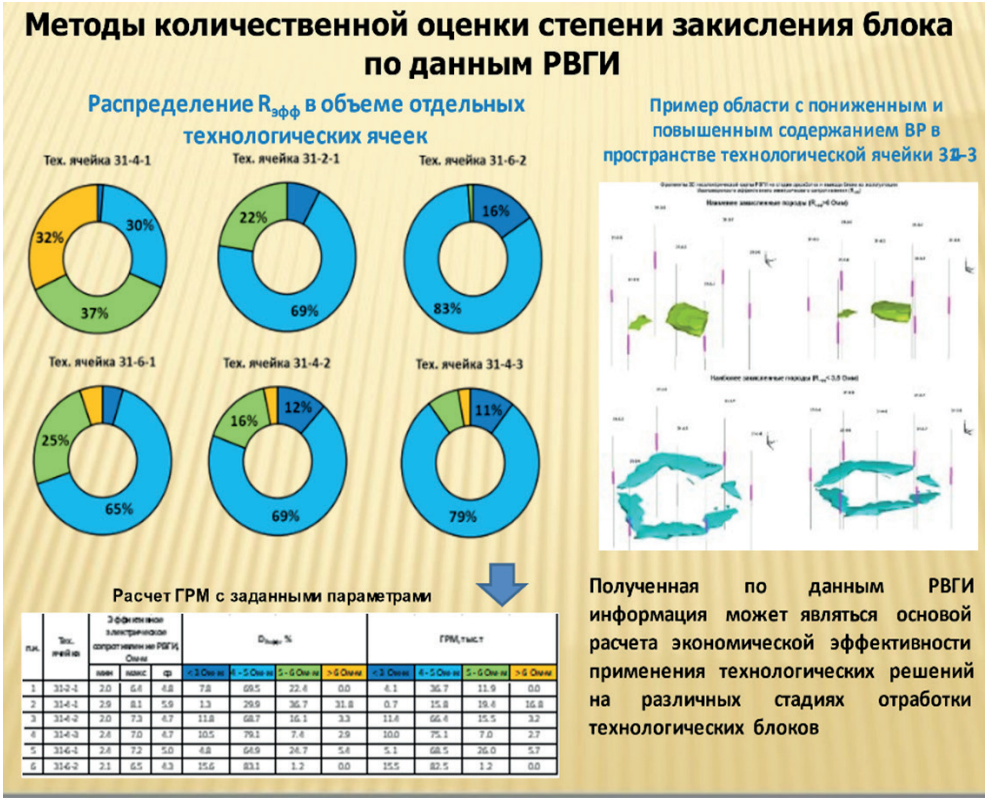


Рисунок 4 – Количественная оценка степени закисления отдельных технологических ячеек по данным РВГИ

Важной дополнительной задачей РВГИ является экологический контроль состояния надрудной толщи.

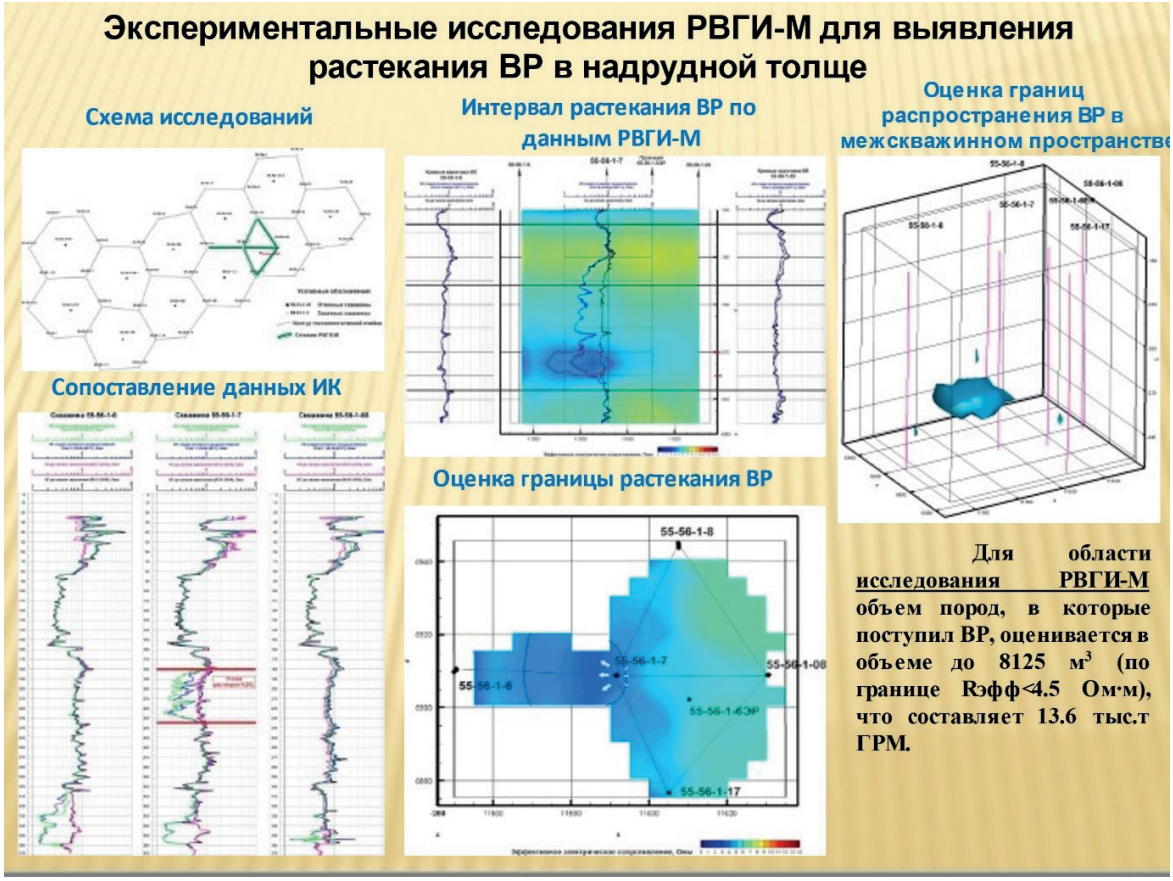


Рисунок 5 – Выявление и локализация интервалов растекания ВР в надрудной толще

В настоящее время технология 4D РВГИ мониторинга находится на стадии внедрения в комплекс геофизических исследований ТОО «СП «Инкай» с целью совершенствования процесса ПСВ урана в период промышленной эксплуатации месторождения.

В процессе внедрения геофизической службе поставлена современная комплексная радиоволновая аппаратура РВГИ-17ЕМ (патент РФ № 2706205 от 30.04.2019) с электрическими и магнитными антеннами, которая изготовлена и сертифицирована согласно ТУ 26.51.12-001-13239197-2021 (рисунок 6). Применение этой аппаратуры на объектах АО «НАК «Казатомпрома» согласовано с Восточно-Казахстанским филиалом РГП "Казахстанский институт стандартизации и метрологии".

Рисунок 6 – Скважинная радиоволновая аппаратура серии «РВГИ-17ЕМ»

Ведущие специалисты геофизической службы ТОО «СП «Инкай» прошли три этапа подготовки, включающие: освоение физико-геологических основ радиоволнового метода и принципов работы измерительной аппаратуры, практических навыков в проектировании работ, постановке задач и методике геолого-технологической интерпретации данных РВГИ с использованием ПО.

В процессе пусконаладочных работ и опытно-производственных испытаний аппаратуры проведено обучение операторов каротажных станций методике выполнения измерений в скважинах, управления аппаратурой, выполнения работ по ее обслуживанию и поверке.

Все прошедшие обучение специалисты получили соответствующие сертификаты.

Совместно с ТОО «СП «Инкай» разработан и утвержден технологический регламент проведения работ, в соответствии с которым в августе-сентябре 2022 г. геофизической службой самостоятельно выполнены измерения в объеме 114 сечений РВГИ на нескольких технологических блоках, а по результатам обработки полученных данных построены 3D-карты РВГИ, характеризующие литологическое строение блоков до начала закисления (пример карты по блоку 84-1 приведен на рисунке 7). Эти карты станут базой сравнения для оценки фактического растекания ВР.

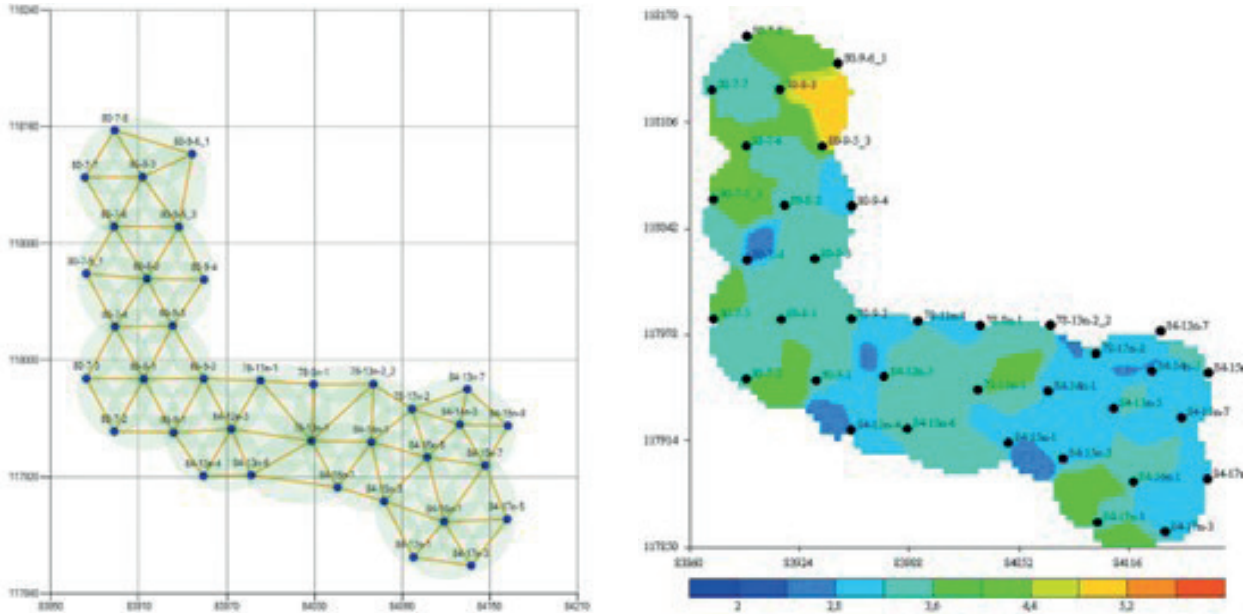


Рисунок 7 – Фрагмент геоэлектрической карты РВГИ по блоку 84-1

В процессе технического и методического сопровождения работ по внедрению технологии 4D РВГИ специалистами ООО «Радионда» совместно со специалистами ТОО «СП «Инкай» разработан формат экспорта результатов РВГИ из программы обработки данных RVGI#3D в виде блочной модели. В результате стало возможным без дополнительных затрат времени на переформатирование импортировать данные РВГИ напрямую в комплексный 3D-проект исследованного блока, созданный и регулярно обновляемый в горно-геологической информационной системе Micromine.

Благодаря этому переданная технологам 3D-карта РВГИ может быть визуализирована в среде Micromine в виде куба данных (элементарные ячейки обработки), горизонтальных срезов и вертикальных разрезов, а также оперативно проанализирована совместно с геологической, геофизической и технологической информацией по исследованному участку: геологическими колонками, геологическими и геолого-технологическими разрезами, рудными телами, данными ГИС, дебитами технологических скважин, содержанием металла в технологическом растворе откачных скважин и т.д.

Пример импорта данных РВГИ приведен на рисунке 8, на котором куб данных 3D геоэлектрической карты визуализирован совместно с линиями технологических скважин, их геологическими колонками, положением фильтров и рудными интервалами.

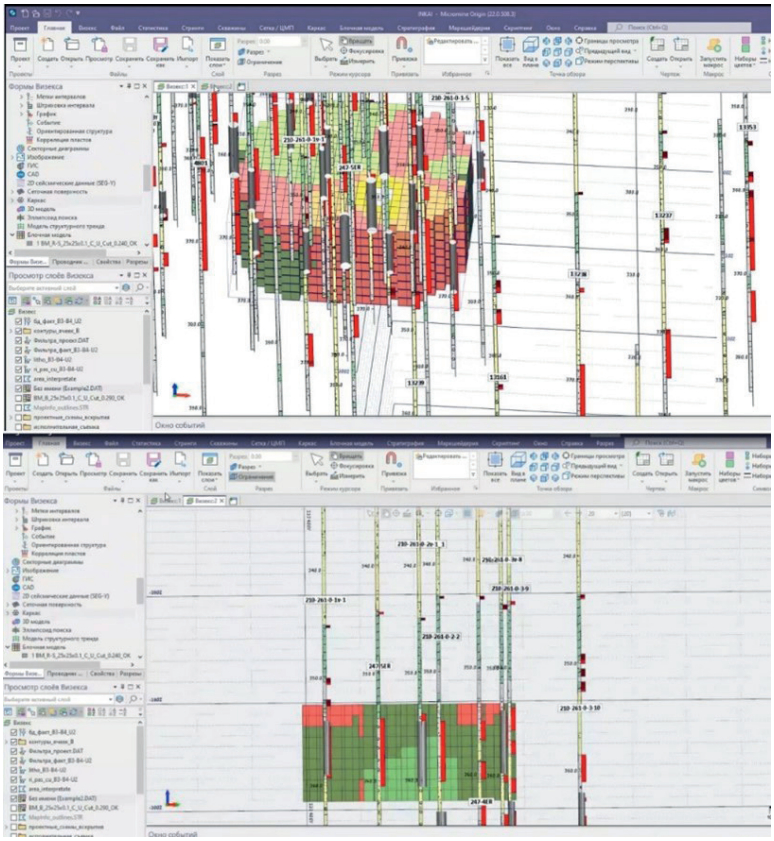


Рисунок 8 – Пример импорта данных РВГИ в среду Micromine

Выполнение работ РВГИ в производственных объемах сделало актуальной задачу обеспечения этой технологии:

– нормативной базой, соответствующей требованиям к горнодобывающим предприятиям РК и регламентирующей производственные работы по технологии 4D РВГИ для утверждения в НАК «Казатомпром» в качестве «стандарта предприятия»;

– методикой комплексной интерпретации данных «4D РВГИ», на основе разработанных ТОО «Геотехсервис» (Чистилин П.Е. и др.) «Методических рекомендаций по определению степени проработанности рудовмещающих пород и оценке качества выщелачивания урана при ПСВ» (утверждена НТС «Казатомпром») с использованием возможностей и базы данных в ПО Micromine.

Это будет способствовать повышению квалификации специалистов ТОО «СП «Инкай» и широкому внедрению технологии на горнодобывающих предприятиях АО «НАК «Казатомпром».

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЛИТОЛОГИЧЕСКИХ РАЗНОСТЕЙ И ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ ОРУДЕНЕНИЯ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ УРАНА ГИДРОГЕННОГО ТИПА С ПРИМЕНЕНИЕМ РАДИАЛЬНЫХ БАЗИСНЫХ ФУНКЦИЙ

Светлакова К.Р.[1], Ненашев Д.В.[2], Разуваева Т.В.[1], Мырзабек Г.А.[1]
[1]ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан
[2] LLC Mine Tech Technology, Mongolia

Основная цель современной разработки месторождений полезных ископаемых состоит в наиболее полной отработке извлекаемых запасов при максимальной экономической рентабельности. Одной из наиболее сложных и трудоемких задач при разработке месторождений является оконтуривание тел полезных ископаемых для их комплексного освоения. Управление добычей урана методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) при минимуме методов оперативного контроля считается довольно сложной задачей. Метод ПСВ предусматривает подачу выщелачивающего раствора через сеть нагнетательных скважин и подъем урансодержащего раствора на поверхность через откачные скважины для последующего извлечения.

Весьма высокая литолого-фациальная изменчивость рудовмещающих пород и большая неоднородность распределения урановых минералов в рудных телах, а также сбои в работе действующих блоков являются причинами появления в них слабо проработанных выщелачивающими растворами зон. Это приводит к увеличению сроков отработки запасов, незапланированным потерям урана, перерасходу реагента и, в конечном итоге, к появлению такого понятия, как «неподтверждение запасов».

С другой стороны, некоторые рудники столкнулись с нестандартной проблемой переизвлечения вскрытых запасов, зафиксированного как в настоящее время, так и ожидаемого по прогнозным расчетам, что может говорить о наличии тенденции к недооценке вскрытых запасов.

Одним из методов, обеспечивающих системный подход к решению задач освоения и эксплуатации месторождений, является математическое моделирование объектов и процессов горной технологии. Главное преимущество современных методов математического моделирования состоит в том, что они позволяют оперативно оценить пространственную изменчивость границ рудных тел с учетом литологических факторов, а также определить пространственные закономерности распределения содержаний полезных компонентов.

Важно понимать, что ресурсная модель любого месторождения не является статическим элементом для работы, она должна постоянно изменяться, совершенствоваться и обновляться совместно с меняющимися представлениями о геологии месторождения, морфологии рудных тел, а также при получении новой аналитической или геологической информации о рудных телах.

Для решения описанных задач широко используются горно-геологические информационные системы. Эти системы позволяют выполнить преобразование данных по скважинам в математическую трехмерную модель, которая при правильном подходе должна максимально объективно отражать геологическое строение и геометрию оруденения, а также характер распределения металлов в нем.

При этом методика построение моделей может принципиально отличаться. Ниже мы предлагаем рассмотреть несколько вариантов подходов.

Геометризация литологических разностей пород и оруденения может быть выполнена двумя способами.

Эксплицитный способ основан на полном ручном оконтуривании пород и руд, или же создании опорных точек кровли и подошвы разностей. Данный способ связан с большим количеством механических ручных операций и, в свою очередь, может быть реализован двумя методами:

- построение триангуляционных каркасных моделей на основе замкнутых вертикальных контуров, созданных на параллельных скважинных профилях (рисунок 1);

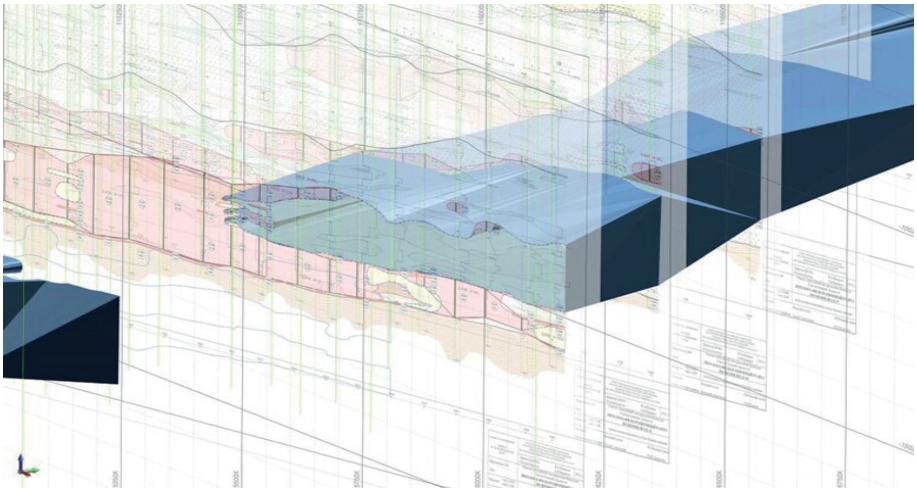


Рисунок 1 – Полигоны и каркас эксплицитного метода

- при помощи сеточных моделей (гридинг), когда исходные данные, например интервалы непроницаемых пород, маркируются опорными точками по кровле и подошве, по принципу «материнский – дочерний», после чего, согласно стратиграфической иерархии, увязываются сетками и ограничиваются контурами выклинивания в плане (рисунок 2).

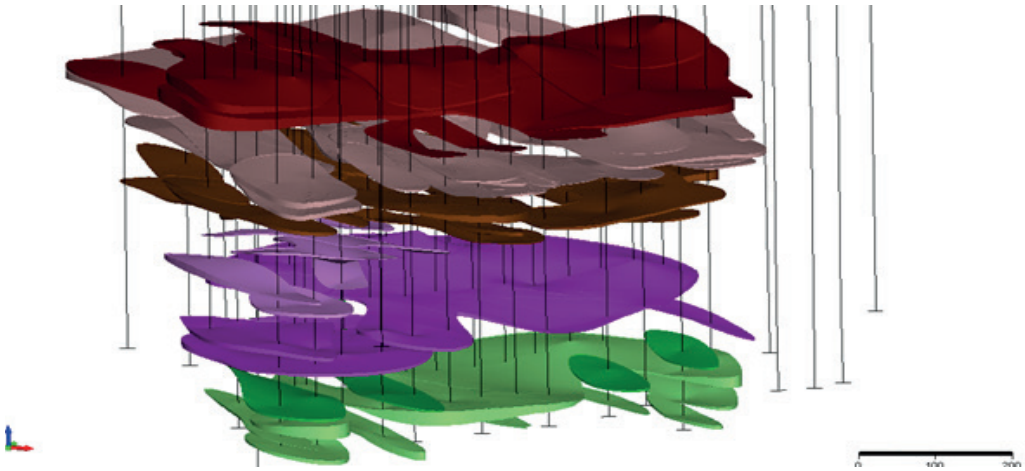


Рисунок 2 – Каркас, построенный с помощью сеточных моделей

Основной проблемой данного способа является отсутствие возможности оперативного обновления моделей, особенно на участках сгущения разведочной сети.

Имплицитный способ неизменно ассоциируется с радиальными базисными функциями, не требующими значительного «ручного» моделирования.

Радиальные базисные функции – это группа функций, которые генерируют значения в зависимости от расстояния. Таким образом, чем ближе вы находитесь к определенной точке, тем большее влияние она оказывает. Эти функции определены как один из наиболее точных и стабильных методов решения проблем интерполяции разрозненных данных.

Чтобы понять, как работают данные алгоритмы геометризации, рассмотрим трехмерный объем, содержащий переменный, но измеряемый атрибут. Таким «атрибутом» может быть плотность, температура или содержание металла в рудной залежи. Фактические измерения были проведены в разрозненных точках данных, представляющих пробы или интервалы в скважинах. Эти точки данных могут быть использованы для получения «неявной» функции, обеспечивающей непрерывное математическое представление атрибута по всему объему. Эта неявная модель содержит бесконечное число изоповерхностей – поверхностей, представляющих точки с постоянным значением.

Но сама неявная модель не может быть визуализирована. Для этого мы должны извлечь из модели одну или несколько изоповерхностей, а затем отобразить их в трехмерном пространстве.

Эту задачу решает алгоритм «шагающий куб», основной принцип которого в том, что мы можем задать куб со значениями в восьми углах 1, если значение поля в точке больше, чем на изоповерхности, и 0 в противном случае. Определяя, какие грани пересекаются изоповерхностью, создаются треугольники, которые разделяют куб между областями в пределах изоповерхности и внешними областями (рисунок 3). Если соединить треугольники из всех кубов на границе изоповерхности, будет создано трехмерное представление поверхности.

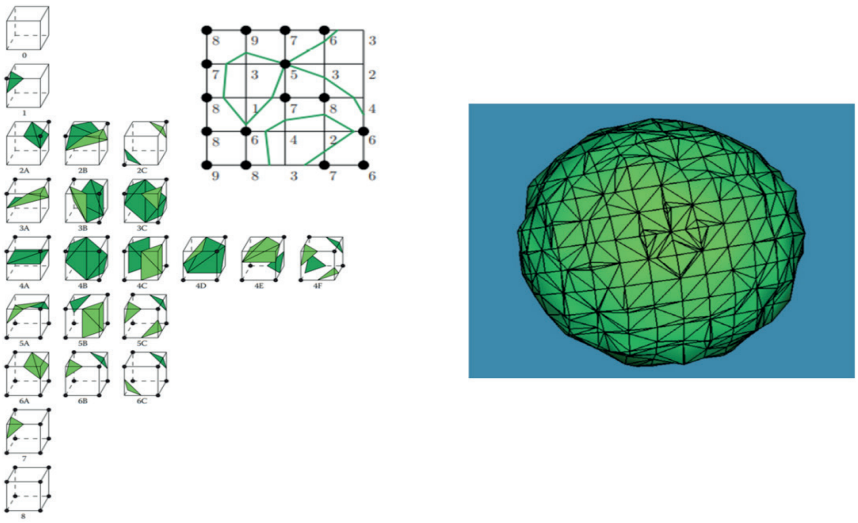


Рисунок 3 – Конфигурации куба

Далее на примере исследуемого участка рассмотрена последовательность процесса построения математической трехмерной модели имплицитным способом.

Для корректной геометризации литологических разностей и оруденения методом необходимо подготовить исходные данные таким образом, чтобы все интервалы были последовательны, а также отсутствовали «разрывы» в данных.

После подготовки исходных данных следует построение модели структурных трендов, контролирующих локальные изменения в моделях. Учитывая, что на данном типе месторождений характер осадконакопления влияет на форму рудных залежей, в качестве поверхностей трендов принимаются границы стратиграфических горизонтов. Рассчитываются координаты кровли верхнего интервала, входящего в соответствующий стратиграфический горизонт. Полученные высотные отметки вовлекаются в построение сеточных моделей, которые в последующем конвертируются в триангуляционные модели (рисунок 4).

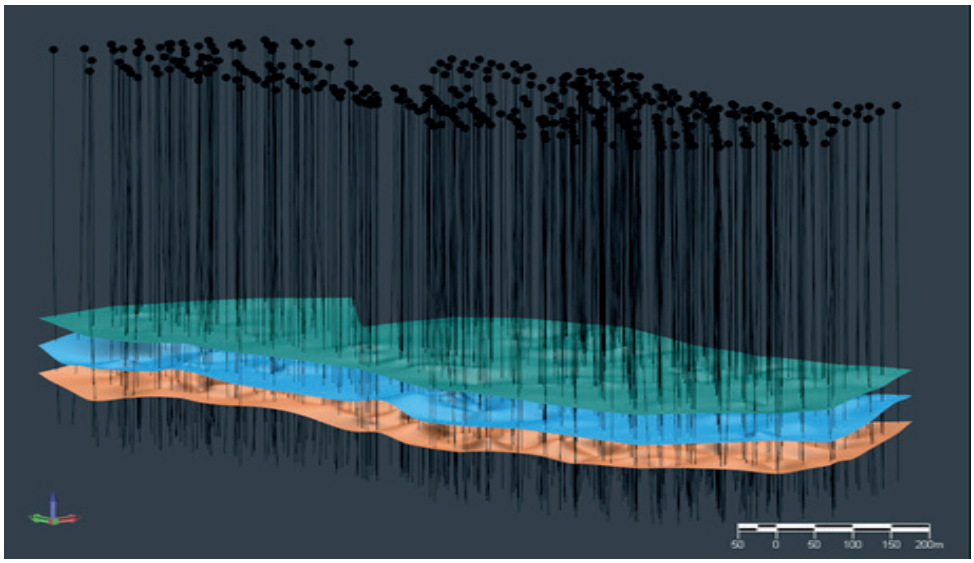


Рисунок 4 – Триангуляционные модели стратиграфических горизонтов

Опираясь на данные поверхности, по каждому из участков строятся модели структурных трендов (рисунок 5). Параметры структурных трендов определяются исходя из густоты разведочной сети скважин и мощности страт горизонтов. В последующем структурные тренды используются для геометризации литологических разностей пород и рудных залежей.

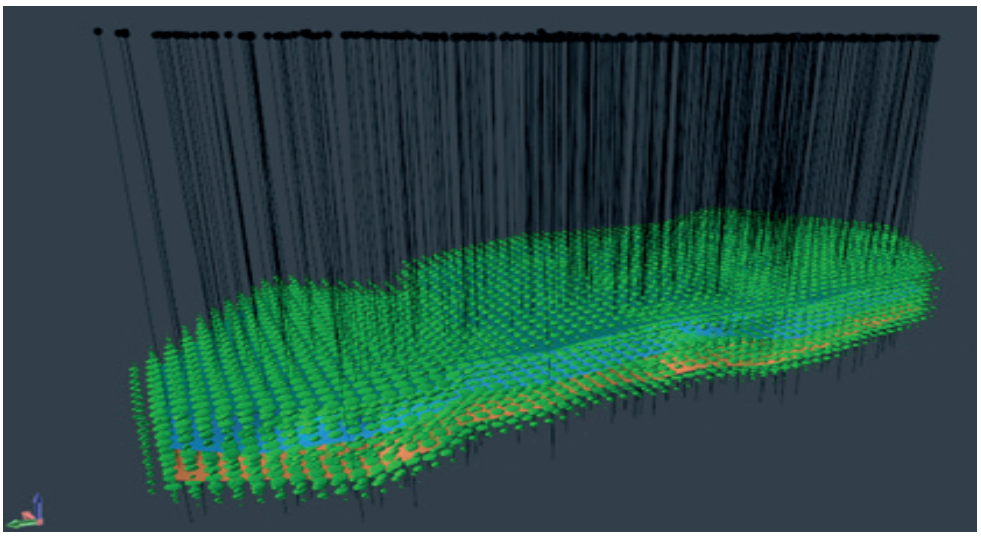


Рисунок 5 – Модель структурного тренда

Процесс каркасного моделирования проницаемых/непроницаемых пород (рисунок 6) и руд проходит в несколько итераций. После чернового построения каркасных моделей в качестве файла вывода наряду с каркасами создается файл весов. Данный файл включает в себя точки с отрицательными и положительными значениями, которые служат границами, определяющими геометрию моделируемого объекта. Отрицательные веса – внешнее пространство, положительные – внутреннее пространство объекта. Файл весов используется для корректировки черновой модели. Таким образом, в межскважинном пространстве контролируется выклинивание и прослеживание моделируемых объектов.

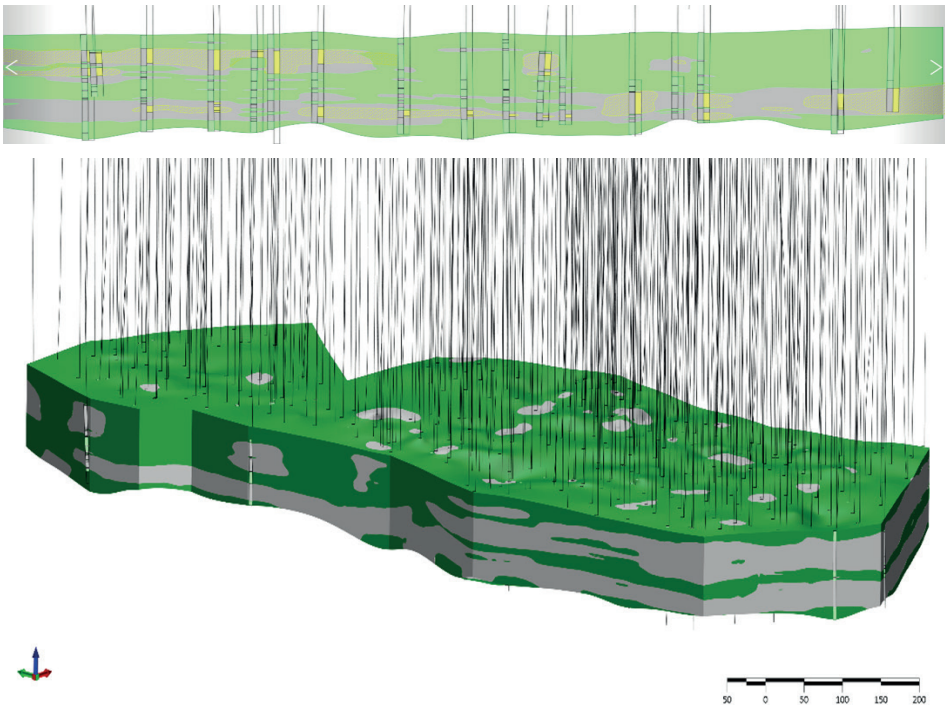


Рисунок 6 – Литологическая модель проницаемых и непроницаемых пород

Затем с учетом положения проницаемых и непроницаемых разностей пород аналогичным образом выполняется геометризация рудных интервалов (рисунок 7).

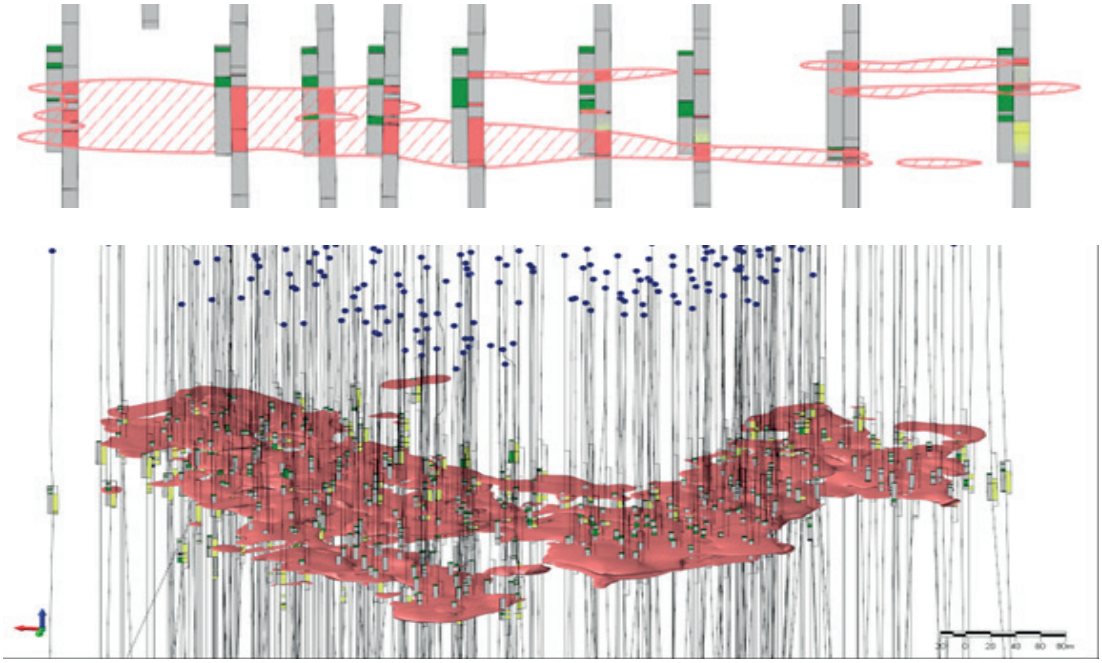


Рисунок 7 – Каркасная модель рудной залежи

После чего в пределах продуктивного горизонта в полученные каркасы вписывается блочная модель. Каждый элементарный блок модели получает коды проницаемости, степени окисления и отношения к рудной или породной части. В последующем выполняется геостатистический анализ, определяющий закономерности распределения полезных компонентов в пространстве и параметры интерполяции их содержаний в блочную модель (рисунок 8).

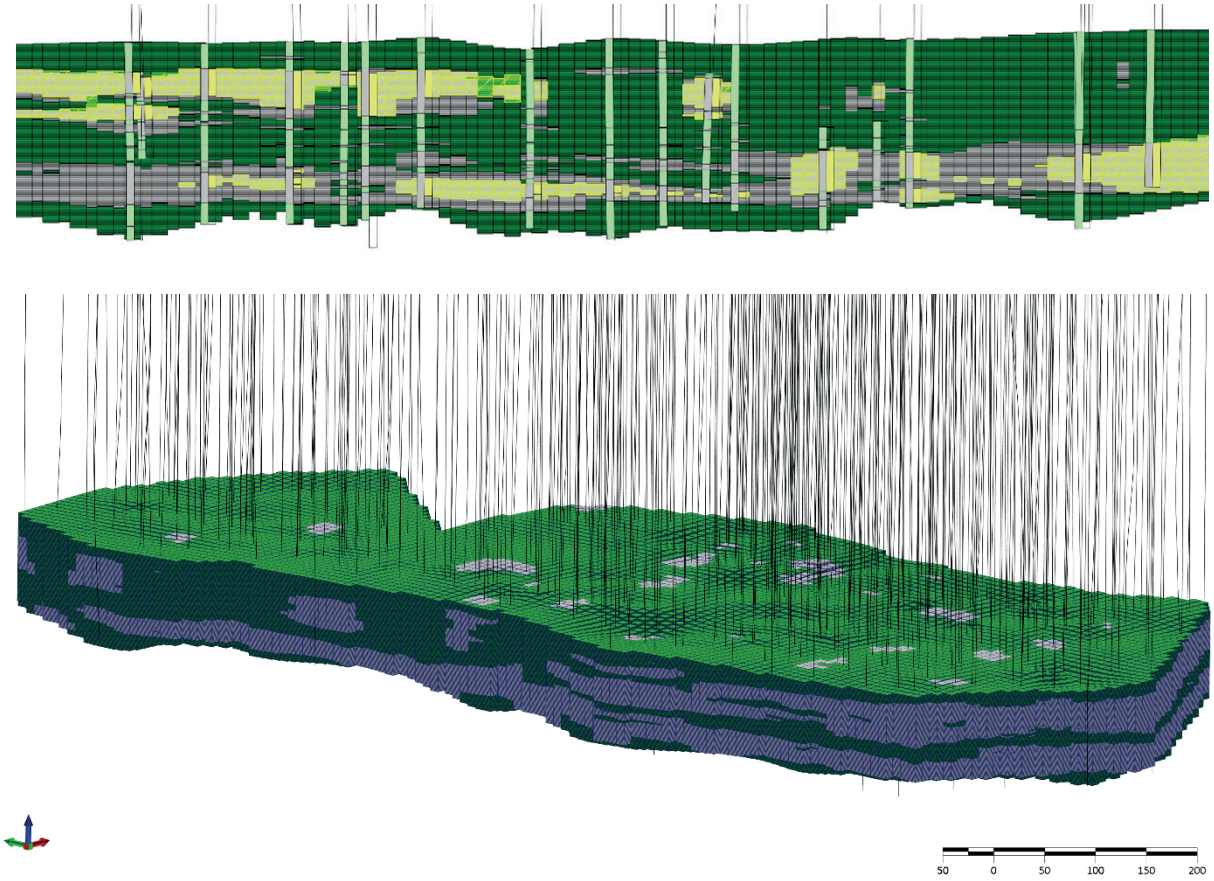


Рисунок 8 – Литологическая модель проницаемых и непроницаемых пород

Основной задачей, на наш взгляд, является именно геометризация недр. Автоматизация данного процесса позволит значительно сократить время, затрачиваемое на обновление моделей с учетом вновь поступивших данных, что особенно актуально для стадии эксплуатации месторождения, где высока интенсивность бурения.

По сути, автоматизация позволит перейти от дискретной модели к динамической и решить задачу непрерывного обновления моделей при контроле содержаний и сопоставлении данных разведки и эксплуатации.

Известно, что эксплицитное моделирование, так широко используемое в горно-геологической отрасли, тем не менее не получило должного распространения при моделировании месторождений урана песчаникового типа, что, по всей видимости, связано с достаточно трудоемким многоитерационным процессом подбора параметров моделирования и недостаточным количеством элементов контроля модели, к которым можно отнести выклинивание/сплошность, искривление/сглаженность.

Однако в современных горно-геологических системах появляется все больше инструментов, позволяющих увеличить адаптивность моделей, что неизбежно приведет к распространению описанного в данной статье подхода.

Список используемой литературы:

1. What is Implicit Modelling? | Paul Hooykaas | Micromine forum 19 November 2014

http://global.micromine.com/what-is-implicit-modelling/

Finite Difference Implicit Structural Modeling of Geological Structures | Modeste Irakarama, Gautier Laurent, Julien Renaudeau, Guillaume Caumon | Mathematical Geosciences | 5 September 2020

https://link.springer.com/article/10.1007/s11004-020-09887-w

2. Matt's Webcorner | Matthew Fisher | Stanford | 2014

https://graphics.stanford.edu/~mdfisher/MarchingCubes.html

Басаргин А.А., Писарев В.С. Особенности моделирования объектов геологической среды при разработке месторождений твердых полезных ископаемых с применением ГГИС Micromine // Интерэкспо Гео-Сибирь. Науки о Земле и смежные экологические науки. – 2021.

PROBLEMS AND PROSPECTS OF SELF-PROPELLED DELIVERY EQUIPMENT USE IN TERMS OF URANIUM DEPOSIT DEVELOPMENT

Shirin, L.N., Inyutkin, I.V., Herasymenko, A.O.
Dnipro University of Technology, Dnipro, Ukraine

Introduction. Characteristic features of the uranium deposit development are complex morphology of ore deposits, geological faults, uneven distribution of useful components etc. As a result, face entries and development headings being driven using a drilling and blasting method (DBM) take a curvilinear shape in a plan with a sign-changing path profile [1].

To a large extent, the specific conditions of ore body occurrence in the uranium deposits determine mining conditions at the enterprises of the industry as well as various options for layout schemes of drilling, technological and transport facilities. Specific costs for transportation of crushed ore within such curvilinear mine workings at some enterprises of the industry achieve 60% of its total extraction costs. The abovementioned depends upon the fact that the traditional step-by-step transport schemes are formed at the expense of the avaiable vehicles without adequate assessment of their technical condition and performance. It results in the low capacity of such transportarion and technological schemes as well as high labour intensity of operations to remove ore from the stopes [2].

To increase capacity of the operating transportation and technological schemes (TTSs), promising enterprises of the industry use modern import diesel-powered self-propelled delivering and loading equipment. The advantage of this equipment is its multifunctionality; high mobility and on-board control system recording changes in the technical state of the mechanisms to inform operator promptly.

At the same time, regardless of the high technoeconomic characteristics of foreign-made machines, consumer enterprises of the self-propelled equipment have constant problems with maintainance of the facilities as well as with the need to replace deficient units and aggregates if they fail during operation. The matter is that a significant percentage of the purchased import mining transport facilities worked abroad for a certain period under other mining and geological conditions with proper equipment; hence, it has an indefinite resource.

Manufacturers believe that the main reasons, preventing high-performance foreign TDMs from full capacity operation, are the available industrial methods to maintain mining equipment as well as the lack of specialized sites equipped with modern diagnostics systems; therefore, mining transportation equipment operates until failure, and it is mostly repaired independently in the field [3, 4]. At the same time, a number of researchers refer to the imperfect current methods determining performance of the bucket TDMs [5, 6].

Comparative assessment of the operational parameters of foreign TDMs, used in terms of industry enterprises, with the performance indicators of similar models abroad has made it possible to state that use of the new generation mining transportation equipment (if development features of uranium deposit as well as corresponding scientific and methodological support are ignored) cannot help achieve the planned indicators and implement their nominal capacity.

Analysis of studies and publications. The findings concerning analysis of operational indicators and reliability of units and aggregates of the imported self-propelled equipment under the real conditions of uranium deposits have shown that the following should be considered as the main reasons of the scheduled tasks non-fulfillment: peculiarities of ore deposit development; non-compliance with the requirements and recommendations of SP manufacturers as well as the lack of qualification control and diagnostics of machines and mechanisms [7].

First of all, the specific features involve mining and geological conditions of an ore body occurrence in addition to the spatial position of preparatory and transport mine workings being carried out in accordance with the current recommendations [8, 9] without taking into account the SP manufacturers to maintain standard operation conditions of new generation mining equipment.

Since there are no branch recommendations, in the majority of cases, foreign models of new-generation transportation facilities are introduced into operating technological transport schemes with such characteristics of underground workings which do not correspond to the performance indicators of high-tech self-propelled equipment. As a result, the innovative machines function at the industry enterprises under abnormal operating conditions without methodically substantiated consideration of real working conditions as well as impact by limiting factors.

In view of the fact that the current industry methods determining operational parameters of SPs do not take

into account the complex influence of the mentioned factors, it is recommended to consider the productive work of new generation trucks and delivery vehicles under the specific operating conditions as an interacting dynamic system 'delivery vehicles-mine working' (DVs-MW).

The experiments have proved that it is possible to ensure effective operation of the understudied dynamic 'delivery vehicles-mine working' system while developing standard conditions for the interaction of the system elements; increasing adaptability of self-propelled equipment; and implementing operational methods to diagnose and control their condition.

Purpose of the research is to increase both reliability and adaptability of new generation delivery vehicles under the complex conditions of mine environment varying inadequately over time and space during intensification of preparatory and extraction operations.

Statement of the problem and research methods. Under mining intensification, technoeconomical indices of the self-propelled facilities are influenced heavily by capacity of transport mine workings, characterized by ore amount passing through the mine working per unit of time. Therefore, consideration of following parameters is required to determine capacity of transport mine workings equipped with self-propelled equipment: section of mine workings (roadway width and height of the mining workings); road surface condition and adaptation of transport vehicles within curvilinear sections of the mine workings.

Mining research has proven that roadway width and road surface condition are among the most significant characteristics of the capacity of underground transport mine workings influencing heavily technical level of TDMs, their velocity, and time for trip.

In accordance with the International Standards and Requirements for maintenance of high-tech self-propelled mining equipment and reduction of terms and costs to eliminate failures, a programme has been developed improving the efficiency, control, and troubleshooting of technical condition of diesel mining equipment, and developing innovative engineering solutions to raise their performance under the real mine conditions.

Presentation of the material and research findings. For the rational TDM application under the specific conditions of the industry enterprises, a complex study program has been developed to increase their use coefficient at the expense of implementation of adaptive functions and nominal productivity achievement.

A stage of technical condition analysis considered TDM exclusively as an engineering system is divided conventionally in terms of functional purpose into interacting subsystems (i.e. units and aggregates). To identify failure frequency, self-propelled TDM units and aggregates were grouped as body parts; mechanical transmission elements; electrical networks and devices; engine maintenance systems; and units of hydraulic and fuel systems [7].

Resulting from the assessment of reliability indicators of units and aggregates as well as urgent requests for spare parts for the self-propelled equipment, it was established that a diesel engine, mechanical transmission and hydraulic system have the lowest failure rate. Regardless of an on-board control system, recording timely changes in technical condition, the needs of mining enterprises for spare parts are 19, 21, and 24%, respectively. The smallest share of the requiests was replacement of body parts and tires, i.e. 6%; however, the elements are those ones posing problems while implementing new generation TDMs in the operating transportation and technological schemes of mining enterprises.

Multifunctional purpose of underground TDM operation is their specific feature. Under the real mining conditions, TDMs are used to drive preparatory mine workings and face entries; load the crushed ore and transport it to an ore chute; and perform auxiliary operations for the delivery of materials, removal of oversize, cleaning of the route and loading runs etc. A wide range of interconnected basic and auxiliary processes and operations as well as different operating conditions make it difficult to take into account their influence while determining the real performance indicators of new generation machines.

Under the typical mining conditions, the TDM efficiency is the achieved volume of mining mass loading and its delivery to an ore chute per unit of time taking into account technological and organizational breaks involved by a coefficient of temporal machine use. The current methods [6, 10] define changeable operation effiviency by the well-known expression

$$\boldsymbol{\Pi}_{е} = 60\, \boldsymbol{V}_{кн}\, \boldsymbol{k}_{з}\, \boldsymbol{T}_{зм}\, \boldsymbol{k}_{н} / \boldsymbol{T}_{ц}$$

where $\boldsymbol{V}_{кн}$ - is nominal bucket capacity; $\boldsymbol{k}_{з}$ is bucket filling factor; $\boldsymbol{T}_{зм}$ is shift duration; $\boldsymbol{k}_{н}$ is coefficient of temporal TDM use; and $\boldsymbol{T}_{ц}$ is duration of a working cycle of the machine.

While determining a specific TDM efficiency, the vast majority of researchers pay the greatest attention to the conditions of interaction between the machine bucket and a pile of the crushed mining mass and a process of its loading into the bucket. To identify duration of the working cycle of the machines, the average indicators of the duration of the loading and unloading time of the bucket; working and idle running of the machine and its maneuvering operations are used traditionally. Interaction processes between TDM-M system elements under the real mining are still understudied.

In practice, the indicators are obtained based on the results of time-tracking studies of the time required to perform a specific technological operation ignoring the peculiarities of spatial and temporal changes in mining conditions of transport operation.

In this regard, it is recommended to consider the transportation and technological processes of ore delivery as the events resulting from vehicle-mine environment interaction in terms of negative influence of limiting factors.

The comprehensive research program envisages that the interactive TDM-M system includes a new generation bucket loading and delivery machine as well as the parameters of the mine workings (section of a mine working; foot profile; curvature radii; rock properties etc.) varying constantly over time and space.

In the process of mining studies of the interaction parameters between the elements of the transportation and technological system, the underground route from the point of TDM bucket loading to the point of ore unloading into the ore chute was divided into sections with characteristic conditions, processes, and operations as well as with the indication of the production characteristics within the calculation scheme of the equipment movement (Figure 1).

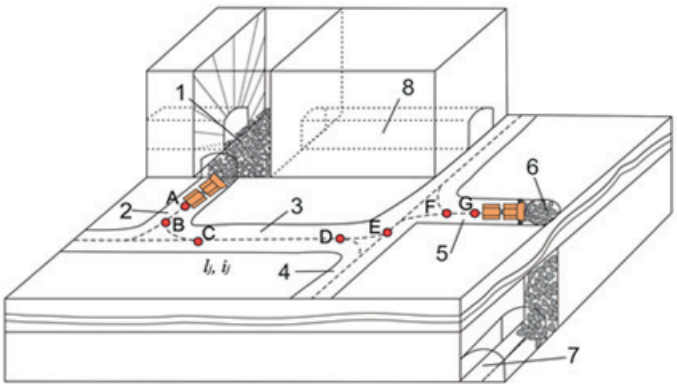


Figure 1 – Ore transportation scheme in mine workings in the context of underground system of uranium deposit development
1 – stope; 2 – loading run; 3, 4 – transport mine workings;
5 – unloading run; 6 – ore chute; 7 – concentration level;
8 – underground mine workings

In Fig. 1, A, B, C,....G symbols indicate potentially dangerous sections of the route, where imperfections of varying severity, decrease in operational TDM indicators as well as damage to their units and elements were recorded. In accordance with the scheme, velocities and values of tractive resistance, traction force and TDM braking distance, and their limiting factors were determined for typical types of work and sections of the route (A – B, C – D, E – F, F – G) with the corresponding indicators of length and types of road surface.

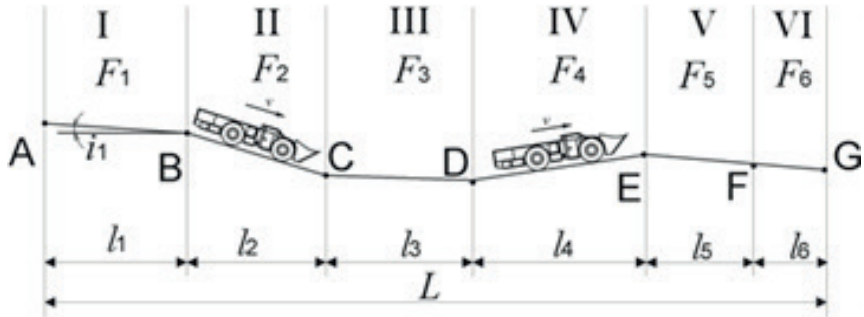
It should be noted that in terms of constant values of delivery length and volumes of ore mass transported in buckets, the current methods, determining operational productivity of domestic vehicles, assume average machine velocity as a reliability indicator of the transportation and technological process.

The experiments have supported the idea that if a facility moves downhill then its velocity is limited by braking conditions and structural features of power transmission.

Hence, in terms of the set movement, the analytical indices of traction force F_k within pneumatic wheel TTS circle (Fig. 1), were defined for each section taking into account the machine weight; specific rolling resistance of the wheels on the road surface; and actual characteristics of transportation mine workings.

According to the results of the study concerning ore transportation within mine workings with a sign-changing path profile and theoretical calculations for the most difficult section of the route, the TDM braking distance was established; moreover, the absence of wheel slippage was checked under the condition $F_{max} > W_{max}$ experimentally for a specific type of road surface, i.e. when the traction force on the circumference of the wheels (F_k) is greater than the total of the resistance forces (W).

The nature of the interaction between delivery vehicles and the road surface as well as operational parameters of the new generation TDMs, ensuring resource and energy saving during the delivery process in underground workings of a complex configuration, are established according to the calculation scheme (Figure 2).



L – road length; A-B, B-C,...D-E – road sections having corresponding profile;
l_1, l_1... l_6 – length of characteristic sections; i_1 – road slope of the track within A-B section; F_1, F_2...F_n – traction force of the machine within corresponding sections of the road.
Figure 2 – Analytical scheme to identify operational parameters of TDM in the underground mine workings with a sign-changing route profile.

According to the scheme, the main TDM parameter under the real operating conditions is traction force ***F*** of the machine within the sections being rectilinear and curved in the profile and plant, and braking distance when moving downhill.

For (I–VI) sections, shown in the diagram, F_1, F_2 F_n indicators were determined according to the expression

$$F_n = f(P, \alpha_n, \beta_n, l_n, w_n, v_n) \qquad (1)$$

where P is hitch weight of the TDM, N; α_n is angle of change of the road profile within the area, degrees; β_n is curvature angle within the section, degrees; l_n is section length, respectively; w_n is movement resistance coefficient; and v_n is velocity of the vehicles, m/s.

Operational indicators of movement velocity and time of the loaded TDM were determined sequentially for each section of the road from a stope (A – B) to an ore chute (F – G) as well as for empty vehicle in the opposite direction. Taking into account the loaded TDM weight, the specific rolling resistance of the wheels with the road surface, and the real characteristics of the transport mine workings within the sections, traction force F_k on the rim of the pneumatic wheels was also determined.

While analyzing the conditions of interaction between TDM elements and mine environment, the real profile of the route of the transport mine working A, B, C...G was considered as a set of irregularities – successively located free-form protrusions and depressions. S being length of the irregularities; $H_в$ being height of of protrusions; $H_г$ being depth of the depressions; and A being deviation between the left 1 and right 2 tracks have been assumed as th main parameters of the track profile (Fig. 3).

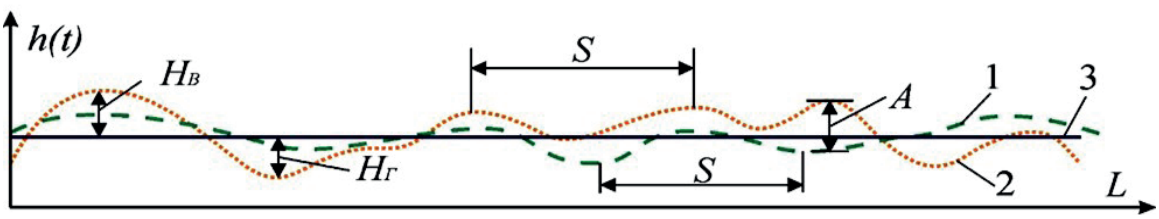


Figure 3 – Parameters of irregularities of foot surface of the mine workings

The experiments have helped identify that interaction between TDM and mine road irregularities results in the initiation of oscillatory processes the machine structure, in particular, vertical, horizontal and transverse movements as well as deformations and accelerations.

It should be mentioned that the values of vertical and horizontal TDM deviations depend upon the road condition as well as upon the vehicle velocity. The velocity of TDM movement through underground workings is

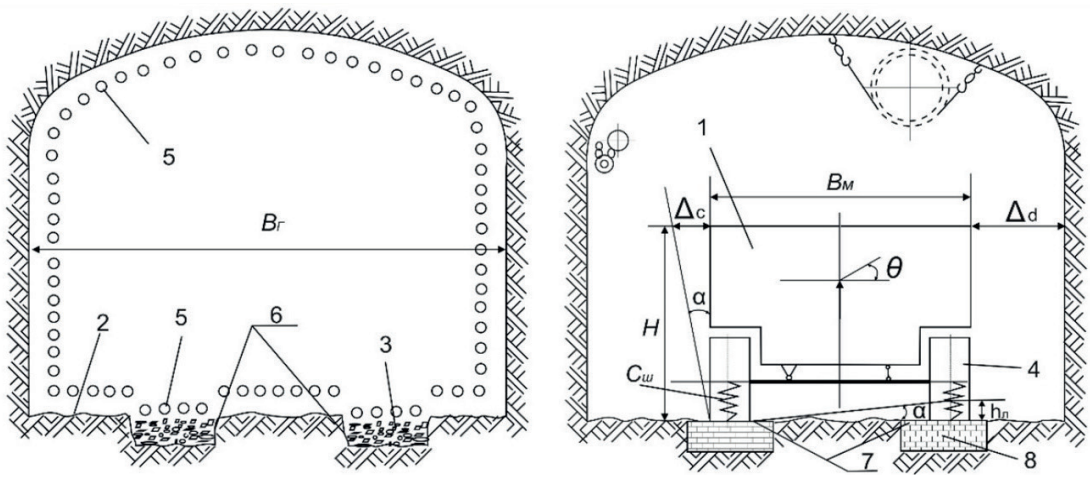
limited by the gaps between the machine body and walls of the mine working, i.e. it depends on the mine working width. In addition, it is determined by the braking conditions and the possibility of the facility skidding when passing curved sections.

Studies of the operating modes of Atlas Copco 'ST3.5' TDM under the conditions of *Smoline* mine have identified that the velocity of ore mass transportation in the non-linear delivery mine workings is influenced heavily by the size of lateral gaps between a body of the movable machine and walls of the mine workings as well as the roughness of their side surfaces. High velocity operation of the new generation TDM in the mine workings having no special road surface requires the provision of large gaps between the machine dimensions and walls of the mine workings. The matter is that in the context of high velocities, significant horizontal TDM deviations provoke damage to body part which repair involves extra time losses in the aggregate efficiency.

In the world practices of ore deposit development, one of the ways to increase the carrying capacity is to improve the condition of mine roads by covering the foot of mining workings with crushed stone of different fractions over the entire width followed by surface strengthening with a viscous mixture of bitumen, lime, cement, and water [11].

The disadvantage of the technology is the large specific cost for foot levelling in the transport mine working and the complexity while erecting separate crushed stone layers of different fractions. However, construction of the road surface does not ensure the terms of putting the transport mine workings into operation.

To increase TDM adaptability, a method of operational formation of the reinforced carriageway of mining transport mine workings to move ore and blasting chart for its implementation is recommended [12]. In accordance with it, a scheme for placement of contour boreholes (Fig. 4); the parameters of dynamic axis of the track, the left and right track as well as the contours of the working sides are set taking into account dynamic deviations of the TDM body at the maximum permissible movement velocity.



1 – SP; 2 – foot surface of the transportation mine working; 3 – rock mass; 4 – SP wheel; 5 – contour borehole; 6 – track of the transportation mine working; 7 – coverage of the transportation mine working; 8 – hardening mixture.

Figure 4 – Cross-section of the transportation mine working and layout of the contour blastholes to shape a track of the roadway part of the mine working

It should be mentioned that construction of underground transportation mine workings with simultaneous shaping of carriageway and tracks, which design parameters correspond to the operational TDM characteristics and size of the tires of their wheels, has to take into account gaps Δ_d between the wall of the mine working and the TDM in terms of maximum deviation of its body in the transverse plane

$$\Delta_d = Htg\,\theta_{\alpha 1} \qquad (2)$$

where H is TDM height, m; $\theta_{\alpha 1}$ is amplitude of the machine deflection angle in the transverse plane with a rigid suspension, rad.

The analysis of the available methods to increase the throughput of transportation mine workings has made it possible to develop a technique of their driving by means of drilling and blasting with the simultaneous shaping of a roadway for the rubber tired self-propelled equipment.

Idea of the developed technique is to improve mine TTS efficiency while increasing capacity of transportation workings owing to their carriageway track shaped in accordance with structural, power and operational parameters of the TDM with the subsequent road surface construction only within the areas of the left and right track formation.

Carriageway construction in the transportation mine working includes following operations: drilling and blasting of contour blastholes below its foot surface for track trenches; and filling of trenches with a concrete mixture followed by its compaction and surface leveling.

According to the underground research findings concerning TDM operating modes it has been determined that owing to the road levelling and reinforcing with the help of concrete mixture, the recommended technique for ore extraction helps reduce ocillatory TDM processes in the vertical and horizontal planes by 12-15%; increase velocity of rubber-tyre self-propelled machines in the underground mine workings by 25-30%; magnify adhesion coefficient of wheels and traction force of the machine as well as capacity of transportation mine workings.

Conclusions. During the development of uranium deposits, the design parameters of face entries and preparatory mine workings must be determined taking into account variability of the side surface hypsometry; dynamic axis of transportation mine workings; road profile; and velocity of new-generation mining transport equipment. The hypsometry of lateral surfaces and foot profile of transportation mine workings after their drilling and blasting determine TDM adaptability under the real conditions of mine environment. Improvement of the technqiue of road surface shaping in mine workings while introducing innovative technical and technological solutions makes it possible to reduce specific transportation costs; increase productivity of self-propelled equipment; and improve efficiency of the uranium deposit development.

References

1. Babak M. I., Koshyk Y. I. & Puhalsky V. N. (2001). Mining and processing of uranium ores in Ukraine; under the municipality ed. AP Chernova. C238.

2. Shyrin L., & Iniutkin I. (2018). Substantiating operational parameters of loadhaul-dumpers in the context of irregular-shaped underground mine workings. In E3S Web of Conferences (Vol. 60, p. 00036). EDP Sciences. https://doi.org/10.1051/e3sconf/20186000036

3. K.R. Monsini (1998)Company “Caterpillar” – the concept of technical maintenance of mining machines// Gornyi zhurnal, no. 11–12, pp. 66–69.

4. Alekseev O.N. (2014)Ways to increase the reliability of the exploitation of imported underground self-propelled machines at the uranium mines of Russia / O.N. Alekseev, M.N. Dadiev // Mountain information and analytical bulletin, no. 7, pp. 168–172.

5. Makedonsky O.M. (2003) Methodology for determining operational productivity / Mountain information and analytical bulletin, no. 3, pp. 111–112.

6. Hryhoryev E.A. (2004) Methodical principles for determining the resource of elements of loading and delivery machines according to their operational load. Moscow.

7. Shirin L.N. (2019) Improvement of methods of control and diagnostics of the technical condition of self-propelled transport and technological equipment of mining enterprises. Energy: economy, technologies, ecology, no 3, pp. 94–103. https://doi.org/10.20535/1813-5420.3.2019.196393.

8. Kucheryavenko I.A. (2010) Design of underground mines: textbook/ I.A. Kucheryavenko, Yu.G. Vilkul, M.I. step stool – Kryvyi Rih: KTU Publishing Center, 332 p.

9. Maltsev D.V. (2013) Technology of underground development of uranium ores by blasting method: monograph / D.V. Maltsev, O.E. Khomenko – Dnipropetrovsk: NSU,110 p.

10. VNTP-37-86. Standards for the technological design of mines of color metallurgy and the underground method of development. – Approved. By the Protocol of the Ministry of Colors of the USSR dated February 12, 1986, no. 48. Moscow: Nedra, 1986, 276 p.

11. Compaction and laying of road materials. Theory and practice. Company “Dynapac” Sweden / Publishing House “Test-Print” – 1995.

12. Shirin L.N., Troshchilo V.S., Bobylyov O.O. Inyutkin I.V., Patent for the invention: Method of development of ore deposits: pat. 90715 Ukraine. No. u201314766; statement 16.12.2013; published 10.06.2014, Bull. No. 11. 2014

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ И МАТЕРИАЛОВ ПРИ ДОБЫЧЕ УРАНА НА УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ»

Оразбек Н.Ә., Шуриев Т.Х., Садырбаев Ж.А.
АО «НАК «Казатомпром», г. Астана, Казахстан

В ходе проведения глубинного анализа процесса горно-подготовительных работ были выявлены проблемные участки и недостатки, требующие устранения, а также определены новые направления для увеличения потенциала и совершенствования процесса повторного использования оборудования и материалов на уранодобывающих предприятиях АО «НАК «Казатомпром».

В этой связи в целях повышения производственной и операционной эффективности с 2019 года на ДЗО АО «НАК «Казатомпром» внедрена усовершенствованная практика повторного использования материалов и оборудования при проведении горно-подготовительных работ, основными техническими результатами которого являются:

Выявленные недостатки и новые направления для совершенствования процесса	Реализованные мероприятия
Отсутствие единого регламентированного подхода на уранодобывающих предприятиях к процессу повторного использования и к обеспечению техники безопасности	Регламентирован процесс повторного использования, разработана и утверждена инструкция «Повторное использование оборудования и материалов»
Отсутствие единого перечня оборудования и материалов	Сформирован единый перечень оборудования и материалов для повторного использования на уранодобывающих предприятиях
Ежегодное увеличение затрат на закуп материалов и оборудования для горно-подготовительных работ	Оптимизированы и снижены затраты при горно-подготовительных работах на уранодобывающих предприятиях
Необходимость снижения углеродного следа на производстве (Scope 3) путем снижения отходов металлолома и низкорадиоактивных отходов, отрицательно влияющих на экологию.	Снижено образование отходов металлолома, сокращены затраты на последующую ликвидацию металлолома
Отсутствие единой базы мониторинга и учета данных	Разработан модуль в информационной системе eKAP

Планирование и процесс выполнения работ

Количество технологических блоков, планируемых к выводу из эксплуатации, определяется по показателям достижения коэффициента извлечения урана и/или дальнейшей рентабельности добычи.

Планирование повторного использования оборудования и материалов допускается только с тех участков, в отношении которых технологические блоки являются остановленными и развитие добывающего комплекса завершено. Результатом планирования является перечень оборудования и материалов для повторного использования, прошедших проверку на пригодность повторного использования и утвержденных рабочей комиссией, созданной на основании распоряжения руководства предприятия.

Комиссией в установленные сроки проводится осмотр оборудования и материалов, запланированных к выводу из эксплуатации из отработанных блоков, с целью определения количества оборудования и материалов, пригодных для повторного использования.

По результатам осмотра формируется протокол комиссии с указанием оборудования и материалов, подлежащих повторному использованию.

На основании протокола разрабатывается график демонтажа оборудования и материалов с технологических блоков, подлежащих выводу из эксплуатации.

Демонтаж материалов и оборудования проводится в соответствии с утвержденным графиком, непосредственно перед дальнейшим применением.

После демонтажа технологического блока полученные оборудование и материалы обследуются на предмет радиационного загрязнения и возможного повторного использования.

По результатам обследования комиссией составляется и подписывается акт осмотра материалов/оборудования с указанием перечня оборудования и материалов, допустимых к повторному использованию.

Обеспечение техники безопасности при проведении работ

До начала работ по демонтажу ответственными лицами, согласно утвержденному графику демонтажа, производится остановка подачи кислоты, закрывается вентиль на линии подачи и производится сброс давления через сливной вентиль и сброс давления с трубопроводов.

Необходимо отключить электропитание и отсоединить питающий кабель от трансформаторной подстанции, контур заземления от всех заземленных объектов.

Необходимо отсоединить магистральные трубопроводы, трубопроводы откачных и закачных скважин.

Демонтаж технологического блока производится при строгом соблюдении экологических требований.

При осуществлении демонтажа способы и порядок сбора, накопления, затаривания, транспортировки, обезвреживания и захоронения токсичных отходов осуществляется с учетом класса опасности химических веществ, исключается возможность загрязнения окружающей территории, обеспечивается безопасность персонала.

Запрещается повторное использование оборудования и материалов, у которых истек срок службы при отсутствии его продления от аттестованной организации.

При монтаже повторно используемого оборудования необходимо соблюдать следующие требования:

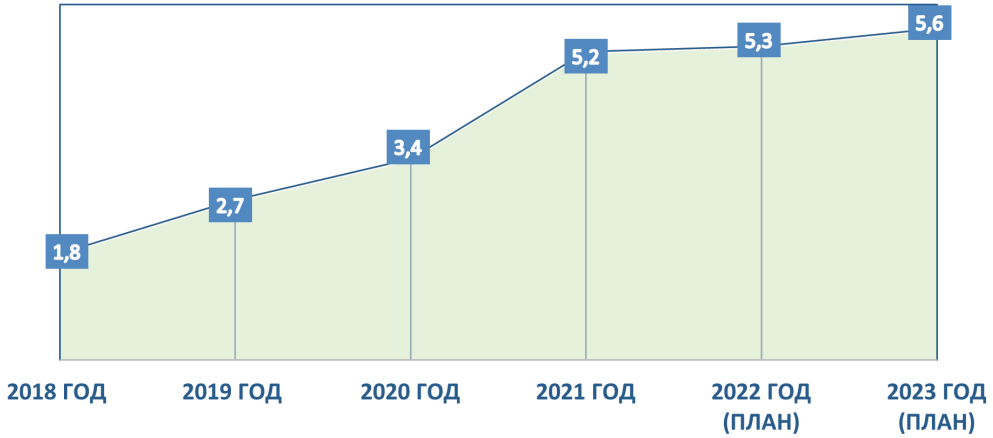
- до монтажа на новом месте проверяются исправность оборудования и материалов и наличие необходимой технической и разрешительной документации;
- необходимо провести испытания оборудования и материалов на соответствие техническим параметрам, заявленным заводом-изготовителем;
- проверяется соответствие оборудования и материалов утвержденной и согласованной проектной документации на устанавливаемом объекте;
- проводится испытание вновь смонтированного объекта с установленным оборудованием и материалами.

Экономические результаты и другие достижения

1. По итогам 2020 года общие выгоды составили 3,4 млрд тенге, с учетом доли владения АО «НАК «Казатомпром» – 1,8 млрд тенге;

2. По итогам 2021 года общие выгоды составили 5,2 млрд тенге, с учетом доли владения АО «НАК «Казатомпром» – 3 млрд тенге, из них по новым наименованиям по сравнению с 2020 годом – 941 млн тенге;

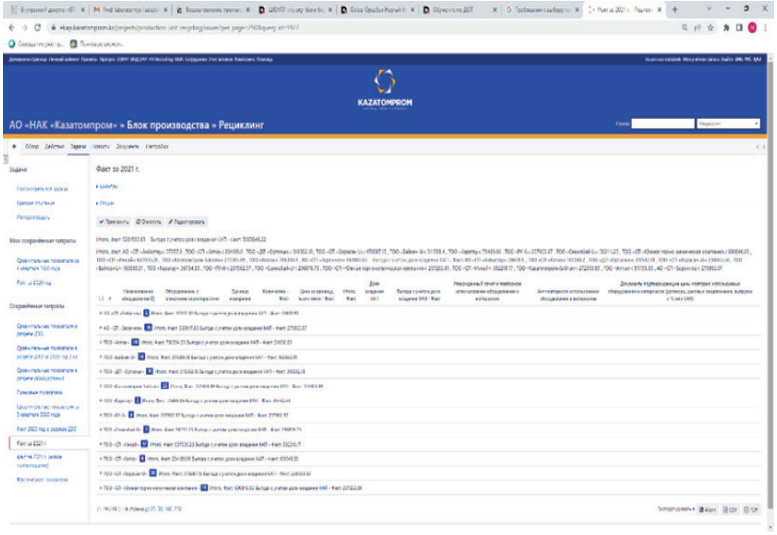
График. Динамика роста общих экономических выгод за 2018–2023 годы, млрд тенге с момента реализации проекта



Отмечается ежегодное увеличение общих экономических выгод от проекта, в 2023 году выгоды запланированы в размере ***5,6 млрд тенге****, что* ***в 2,5 раза больше*** *по сравнению с показателями до начала реализации проекта (2018)*

3. Разработана и утверждена инструкция «Повторное использование оборудования и материалов»;

4. В целях ведения учета и хранения всей отчетной документации разработан модуль в информационной системе eKAP;



5. Признан лучшим мероприятием с финансовыми выгодами по итогам 2020 и 2021 годов в рамках программы цифровой трансформации АО «Самрук-Қазына».

6. 3-е место отраслевой премии в ГМК «Золотой Гефест» в номинации «Проект года» по итогам 2021 года.

Вывод

Реализация данного мероприятия позволила снизить себестоимость работ по обвязке блоков при горно-подготовительных работах в среднем на 20% ежегодно по всем ДЗО «АО «НАК «Казатомпром».

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТОДОВ РЕГЕНЕРАЦИИ И ИНГИБИРОВАНИЯ ГИПСА В РУДОНОСНОМ ПЛАСТЕ, ВОЗНИКАЮЩЕГО В РЕЗУЛЬТАТЕ ХИМИЧЕСКОЙ КОЛЬМАТАЦИИ, ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПСВ

Шылбатыр А.А., Хорошайло Д.В., Досатов Т.И.
ТОО «Научно-исследовательский институт «BIOSMART», Актобе, Казахстан

Введение

Одной из причин, снижающих эффективность эксплуатации скважин, является образование неорганических солей, которые отлагаются в призабойной зоне скважин и на поверхности оборудования. Борьба с отложившимися солями – очень трудоемкий и не всегда эффективный процесс, поэтому практичнее использовать методы предупреждения их выпадения. Прогнозирование выпадения неорганических солей позволяет подобрать оптимальный режим работы скважины и своевременно предпринять меры по предупреждению солеобразования. В данной научно-исследовательской работе описаны состав и условия отложения солей в процессе разработки месторождения Северный Харасан. При этом рассмотрены методы предупреждения их выпадения, а также методыпромывки скважины.

Гипсовые отложения являются одним из наиболее распространенных видов отложений в скважинах месторождения Северный Харасан. На месторождении Северный Харасан ведутся работы по добыче урановых руд методом ПСВ. Для выщелачивания используют серную кислоту. В результате реакции серной кислоты с породой (кальцит, доломит) происходит выпадение гипса в осадок. Это приводит к нарушению режима работы скважины и износу оборудования. Из этого вытекает необходимость применения технологий по предупреждению выпадения гипса, или же необходимо ввести цикл промывки скважины, что позволит снизить темпы падения ее производительности.

Обоснование необходимости проведения НИР по теме «Сложно растворимые осадки в продуктивном горизонте образуют непроницаемые участки геохимического барьера, перекрывающие линии тока растворов». Как правило, непроницаемые участки не выщелачиваются и замедляют процесс отработки эксплуатационных блоков, данные блоки нуждаются в дополнительной интенсификации и повышении проницаемости пород. Разработка и применение ингибитора многофункционального назначения в интенсификации скважинной добычи урана позволят повысить эффективность технологии выщелачивания урана в сложных горно-геологических условиях. Создание геотехнологических условий для повышения полноты извлечения металла и эксплуатационных показателей блоков, что приводит к снижению удельных расходов серной кислоты, электроэнергии и других производственных расходов и обеспечит конкурентоспособность продукции рудников ПВ урана.

1 Разработка химического реагента ингибитора

1.1 Лабораторные исследования по увеличению растворимости и ингибирования с использованием имеющихся кольматантов, отобранных из скважин в сернокислой среде с применением химического реагента

Ход лабораторной работы при 40 ^{0}С с разными концентрациями серной кислоты и ингибитора:

Таблица 1 – Концентрация воды, серной кислоты, ингибитора

1 стакан	870 г воды, 30 г серной кислоты, 100 г ингибитора
2 стакан	815 г воды, 25 г серной кислоты, 150 г ингибитора
3 стакан	780 г воды, 20 г серной кислоты, 200 г ингибитора

Мешалки также выставили на значение 1000 об/мин и мешали растворы в течение часа при комнатной температуре.

Последующим действием было повышение температуры растворов до 40 °С. Растворы также мешали в течение часа при 1000 об/мин. Затем растворы отфильтровали и высушили осадки. После всех процедур осадки взвесили на весах (таблица 2).

Таблица 2 – Масса кольматанта, осадка

Номер проб (№)	Масса образцакольматанта (г)	Объем раствора (г)	Концентрацияингибитора (%)	Масса осадка(г)
69-4-7	10	1000	30	8,5
84-4-1	10	1000	25	7
82-6-1	10	1000	20	6,1

Результаты данной лабораторной работы:

• Растворимость гипса в 3% растворе серной кислоты и 10% растворе ингибитора (стакан №1) при 40 ^{0}С составила 1,5 г на литр;

• Растворимость гипса в 2,5% растворе серной кислоты и 15% растворе ингибитора (стакан №2) при 40 ^{0}С составила 3 г на литр;

• Растворимость гипса в 2% растворе серной кислоты и 20% растворе ингибитора (стакан №3) составила 3,9 г на литр.

Выводы по лабораторной работе при 40 ^{o}С

С понижением температуры до 40 ^{o}С, также с понижением концентрации ингибитора и серной кислоты падает скорость реакции. Лабораторные исследования при 40 ^{o}С длились 5 дней, хотя технический процесс на месторождении длится несколько месяцев. При увеличении времени отстоя увеличится и степень растворимости гипса.

2 Выбор технологического блока и проблемных по дебиту технологических скважин для проведения опыта для ингибирования и растворения химических кольматантов

Подбор эксплуатационного блока рудника Хорасан-1 для проведения экспериментальных работ

В качестве испытательного блока в период опытно-промышленных испытаний специально был выбран новый технологический блок №109 для предотвращения образования отложении гипса. Новый блок №109 был сооружен и введен в эксплуатацию в 2021 году. По технологическому регламенту блок включает в себя 5 откачных, 16 закачных скважин и 1 реверсную скважину. Средний расход откачных скважин и закачных в период закисления представлен ниже в таблицах (фактические показатели могут изменяться). После выбора блока была выбрана точка дозирования ингибитора на блоке №109 участка Харасан-1. По технологической схеме было утверждено место после ТУЗ блока №109.

Таблица 3 – Средний расход откачных и закачных скважин в период закисления

Откачные скважины (5 скважин 50 дней закисление)	Объем ВР, м^3		Кислотность, г/л	Расход серной кислоты (92,5%), тн	
	сут	нараст		сут	нараст.
	474,4	23 721	25,2	12,0	597,8
Закачные скважины (16 скважин 30 дней закисление)	Объем ВР, м^3		Кислотность, г/л	Расход серной кислоты (92,5%), тн	
	сут	нараст		сут	нараст.
	428	12 838	25,0	10,7	321

2.1 Сбор и монтаж оборудования на линию подачи выщелачивающего раствора. Проведение тестовых испытаний рабочих узлов

Образование непроницаемых участков в рудных телах продуктивного горизонта блокирует линии тока и снижает извлечение урана на блоке, понижает содержание металла в ПР. Для устранения химических и механических осадкообразований применяется специально разработанная установка для промывки фильтровой зоны скважины ингибитором в сернокислой среде. На промышленную установку АКПС, оборудованную емкостью 3 м^3 и со специальным узлом для подачи реагента на фильтровую зону, подается ингибитор в количестве 2,8 м^3 (привозится на автоцистерне объемом 11 м^3). Далее приготовленный раствор подается в забойную зону скважины для очистки фильтров от кольматантов.

Фото 1 – Установка АКПС для промывки скважин

2.2 Проведение работ по ингибированию образования отложении гипса при скважинной добыче урана с применением химического комплекса реагентов

Экспериментальные работы на откачных и закачных скважинах при закислении блока №109 рудника Хорасан-1 выполнялись согласно технологическому регламенту. Была начата подача химических реагентов в продуктивный горизонт с последующим отслеживанием геотехнологических параметров скважин. Проведение ОПИ также включало оценку эффективности влияния химических реагентов на геотехнологические параметры скважин (приемистость скважины, изменение содержания урана в ПР, производительности скважины по ПР, определении pH и т.д.). Для определения эффективности и воздействия на геотехнологические параметры ингибитора было решено подавать ингибитор через сеть откачных и нагнетательных скважин в главную линию подачи ВР. Суточный средний расход реагента исходя из подачи ВР, согласно технологическому регламенту блока №109, а также исходя из лабораторных исследований в период закисления для ингибирования отложения гипса, составил 15 т (3% раствора от объема ВР) за сутки (плотность реагента – 1,14 г/см^3).

Фото 2 – Дозирование ингибитора на технологический блок №109 на этапе закисления

Таблица 4 – Характеристика используемого оборудования на блоке закисления

Наименование оборудования	Количество	Назначение
Утепленная емкость с электрообогревом с объемом 25 м^3, оборудованная лестницей и метр-штоком	1	Емкость объемом 25 м^3 ежедневно заправляется ингибитором для непрерывного дозирования на ВР. Емкость оснащена терморегулятором для постоянного поддержания одной температуры. Для наблюдения за уровнем реагента имеется метр-шток.
Насос-дозатор PS 2E 089 C (SS) 1000-5 с производительностью 1000 л/час, 5 атмосфер	1	Насос-дозатор для постоянного дозирования ингибитора 0,55 м^3/ч на ВР. Монтирован на емкость и на линию ВР 109-го блока.
Насос центробежный Grandfar с производительностью 233 л/мин для перекачки жидкости	1	Монтирован на автоцистерну. Перекачивает ингибитор с автоцистерны на емкость.
Автоцистерна 11 м^3	1	Ежедневно транспортирует ингибитор на месторождение

Таблица 5 – Расход ингибитора в период опытно-промышленных испытаний в процессе закисления, выщелачивания и при промывке отдельных проблемных скважин согласно технологическому регламенту

Расход реагента напериод закисления	Объем ВР согласно тех. рег., м^3	Объем реагента,$_м$3	Масса реагента, т	Концентрация*реагента %, в объеме ВР	Объем реагентана период закисления, 80 дней
Сутки	474,4	13,2	15	3	1 200 т
Расход реагента напериод выщелачивания	Объем ВР согласно тех. рег., м^3	Объем реагента,$_м$3	Масса реагента,т	Концентрация*реагента %, в объеме ВР	Объем реагентана период выщелачивания
Сутки	474,4	10	11,4	2,3	2 195 т
Расход реагента напериод промывки скважин	Количество проблемныхскважин	Объем реагента,$_м$3	Масса реагента,т	Концентрация*реагента %, в объеме ВР	Общий объемреагента на промывку скважин
На одну скважину	30	3	3,5	20	105 т

2.3 Аналитический контроль процесса. Мониторинг геотехнологических параметров

Таблица 6 – Геотехнологические параметры технологического блока №109 при закислении

№ п/п	№ блока	Кол-во скв.	Кол-во РВР при закислении	Кол-во РВР на одной скважине	Средние результаты РВР, $м^3/ч$		МРЦ по блоку, сут.
					до	после	
1	109	21	23	1,1	0,7	5	73
2	107	34	72	2,1	1,6	3,6	51
3	106	42	27	0,6	1,1	3,3	76

Как можно увидеть из таблицы 6, у 109-го блока количество скважин 21. Количество РВР при закислении составляет 23. Среднее количество РВР на одну скважину – 1,1, данное количество можно назвать средним, так как на 107-м блоке среднее количество – 2,1, а на 106-м – 0,6. Средний дебит до РВР ингибитором составлял 0,7 $м^3/ч$, а после 5 $м^3/ч$. Сравнительно у 107-го блока средний дебит 3,6 $м^3/ч$, а у 106-го средний показатель дебита – 3,3 $м^3/ч$. Результаты мониторинга свидетельствуют о высокой эффективности работ скважины на этапе закисления. Межремонтный цикл у 109-го блока – 73 дня, в то время как у 107-го – 51 сут., а у 106-го – 76 сут.

Таблица 7 – Результаты лабораторного анализа на этапе закисления

№ скважины	Ме, мг/л	pH
109-1нр	0,392	1,85
106-1нр	0,044	6,94
107-1нр	0,093	1,56

Результаты лабораторной работы показали следующие результаты: содержание металла на этапе закисления у 109-го блока – 0,392 мг/л. Сравнительно у 106-го – 0,044, а у 107-го – 0,093.

Таблица 8 – Геотехнологические параметры технологического блока №109 при активном выщелачивании

№ п/п	№ блока	Кол-во скв.	Кол-во РВР при выщелачивании	Кол-во РВР на одной скважине	Средние результаты РВР, $м^3/ч$		МРЦ по блоку, сут.
					до РВР	после РВР	
1	109	21	14	0,7	1,3	4,8	34
2	107	34	44	1,3	1,7	3,7	16
3	106	42	27	0,6	2,1	4,1	21

По вышеприведенным данным из таблицы можно сделать вывод, что большинство скважин 109-го блока работают непрерывно с начала добычи продуктивного раствора, не требуя ремонтно-восстановительных работ по дебиту. В 106-м блоке 44% скважин работают непрерывно на РВР. В 107 блоке 50% скважин работают непрерывно. Сравнивая со 109-м блоком, мы видим, что количество РВР на 109-м блоке меньше, чем в соседних блоках. Скважины 109-го блока также показывают хороший дебит, что указывает на положительную работу ингибитора.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ОБВЯЗОЧНЫХ РАБОТ НА УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ»

Сейтжанов А.К., Шуриев Т.Х., Садырбаев Ж.А., Зайцева О.А., Оразбек Н.Ә.
АО «НАК «Казатомпром», г. Астана, Казахстан

Основной предпосылкой к созданию проекта служило то, что при обвязочных работах было наличие большого количества «узких мест» – как технологических, так и процессуальных. Например, на дочерних уранодобывающих предприятиях, где обвязка является одним из основных звеньев горно-подготовительных работ (ГПР), не было типовых решений, т.е. технология строительства геотехнологического полигона (ГТП) от рудника к руднику отличалась. Это, в свою очередь, отражалось на отрицательном эффекте для стандартизации мониторинга, контроля и управления процессом добычи урана в дальнейшем. Помимо технологии наблюдалось также и ежегодное удорожание материалов, услуги и самих обвязочных работ, что в дальнейшем оказывало влияние на себестоимость готовой продукции предприятия.

После определения основных проблем в области обвязочных работ было решено создать проект «Повышение эффективности процесса обвязочных работ», целью которого является повышение эффективности различных аспектов обвязочных работ и оптимизация затрат на горно-подготовительные работы (ГПР).

Задачи проекта поделены на семь основных направлений:

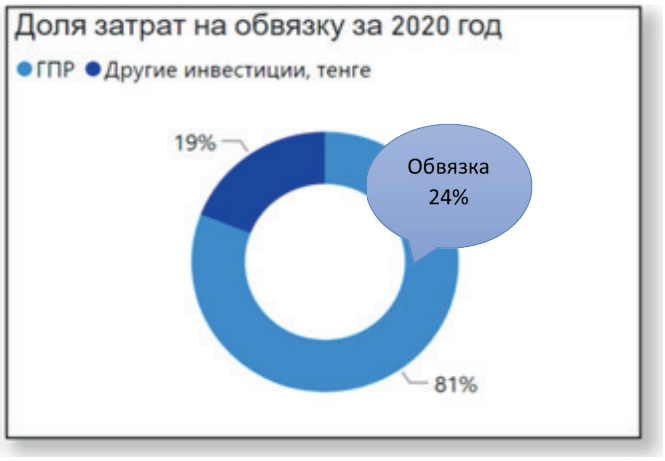
1. Выявление производственных «узких мест» и анализ на соответствие нормативным и законодательным требованиям при проведении обвязочных работ.
2. Оптимизация неэффективных затрат, не влияющих на производственную эффективность.
3. Техническая проработка вопроса, связанного с тиражированием применения лучших практик в области обвязочных работ на уранодобывающих предприятиях.
4. Повышение эффективности процесса повторного использования оборудования и материалов при горно-подготовительных работах.
5. Совершенствование процесса производственной безопасности при проведении обвязочных работ.
6. Возможность применения цифровых технологий, или «оцифровка» данных для эффективного анализа данных и повышения прозрачности обвязочных работ.

Проект реализуется в соответствии со стратегической задачей «Повышение производственной и операционной эффективности» Стратегии развития АО «НАК «Казатомпром» на 2018–2028 годы.

Для полного понимания портфеля затрат на обвязочные работы был проделан глубокий анализ производственных затрат, в т.ч. на материалы и услуги. Аналитиками было определено, что около 78% из всех инвестиций ДЗО приходится на горно-подготовительные работы, из них 22% – это обвязочные работы.

При этом из материалов самые большие затраты приходятся на следующие позиции:

1. Насосы погружные
2. Трубы ПНД
3. Технологические узлы
4. Расходомеры
5. Электрокабельная продукция



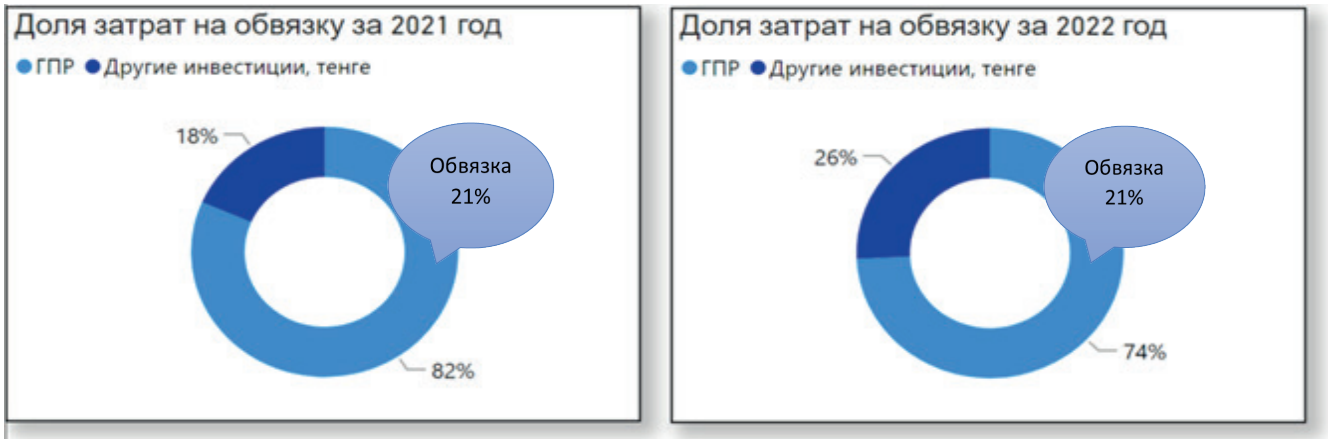


График 1 – Распределение инвестиционных затрат на обвязку с 2019 по 2022 годы (план) в среднем по добычным ДЗО АО «НАК «Казатомпрома»

Понимание основных затрат давало возможность сделать акцент при оптимизации процесса обвязки. Аналитиками был сделан упор на поиск и внедрение технологических решений, позволяющих сократить использование именно этих 5 позиций. Например, при проработке вопроса, связанного с закупом и использованием погружных скважинных насосов, был учтен пример одного из дочерних предприятий, где уже несколько лет подряд не закупаются насосы, вся потребность рудника перекрывается специально созданным подразделением, занимающимся ремонтом и обеспечением надежности оборудования. Было доказано, что ежегодный мониторинг производственных активов, своевременный ремонт и контроль качества оптимизируют большое количество производственных затрат на закупку погружных насосов.

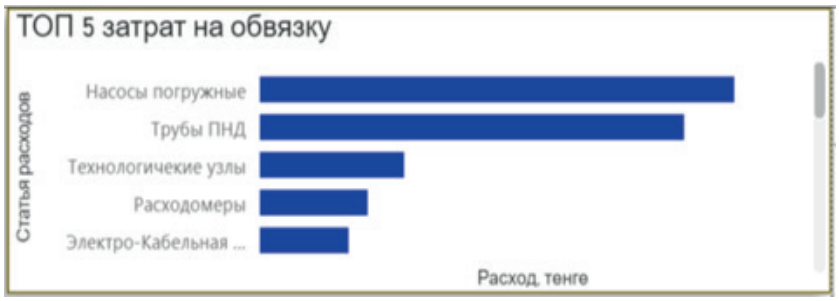


График 2 – Топ-5 затрат на материалы по обвязке

Перед полномасштабной реализацией проекта рабочей группой был проведен объезд по уранодобывающим предприятиям. В ходе объезда было выделено 18 технологических решений, позволяющих оптимизировать затраты при обвязочных работах. Некоторые из решений несут в себе научно-исследовательскую составляющую. В связи с этим рабочей группой было решено провести обмен опытом среди ответственных сотрудников за обвязку на уранодобывающих предприятиях группы «Казатомпром». Далее на базе данных предприятий состоялось мероприятие «Обмен опытом между ДЗО по лучшим практикам в сфере обвязки скважин» в рамках проекта «Повышение эффективности процесса обвязочных работ». Участники и ответственные лица с каждого добычного предприятия поделились своими наработками, опытом строительства геотехнологических полигонов и особенностями обвязки. Представители ДЗО подчеркнули важность обмена опытом для рационального использования ресурсов и оптимизации затрат на горно-подготовительные работы (ГПР). В завершение мероприятия на руднике «Южный Инкай» (ЮГХК) состоялся брейн-шторм по актуальным вопросам в области обвязки, по его итогам было предложено более 10 инновационных решений, позволяющих значительно сократить затраты на ГПР. Решения, несущие в себе научно-технологический потенциал, отдельно прорабатываются на соответствие научно-исследовательским и опытно-конструкторским работам (НИОКР).

Рисунок 1 – Вырезка из статьи журнала «Вестник компании» от 17.10.2022

Проектная команда ставит перед собой цели повышения эффективности обвязки путем внедрения лучших технологических решений в области магистральной и внутриблочной обвязки. На данный момент реализуются и прорабатываются все 18 оптимизационных решений на вопрос применимости на каждом добычном ДЗО. На диаграмме 1 показана степень влияния, доля и количество решений в каждом сегменте обвязки.

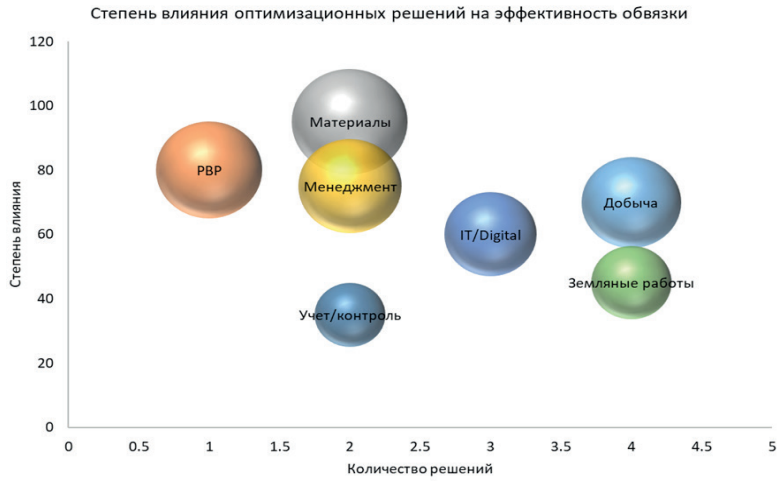


Диаграмма 1 – Степень влияния оптимизационных решений на эффективность обвязки

Вопрос внедрения оптимизационных решений несет в себе одну из главных составляющих проекта. На данный момент уже выделен портфель подпроектов, которые будут тиражированы среди добывающих предприятий. Одним из подобных проектов является «Смарт ГТП», который направлен на оперативное решение проблем в технологическом узле распределения растворов и узле закисления. Концепция состоит в том, что будут установлены специальные датчики утечки, камеры, будет разработано программное обеспечение (ПО), позволяющее в режиме реального времени отслеживать состояние технологических узлов. Проект актуален тем, что для тех предприятий, где технологические блока отдалены от основной промышленной площадки, будет создана возможность мониторинга и контроля процесса добычи.

Рисунок 2 – Реализация 1-го этапа проекта «Смарт ГТП»

На графике 3 указан план внедрения оптимизационных решений, повышающих эффективность обвязки. В данном плане уже учтены основные потребности и первостепенные проекты, позволяющие сократить затраты, а также повысить операционную эффективность.

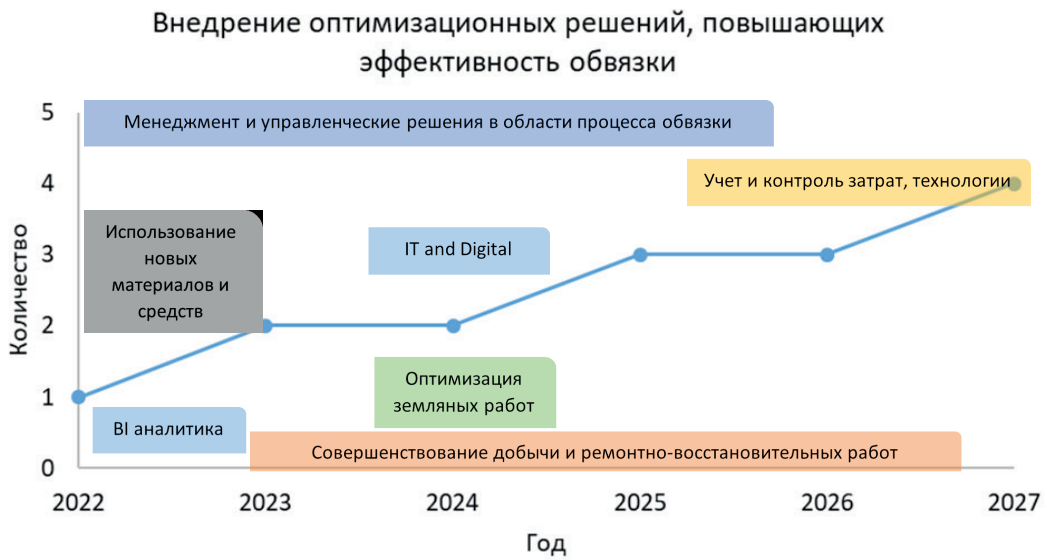


График 3 – План внедрения оптимизационных решений, повышающих эффективность обвязки

На данный момент в рамках проекта проведены следующие мероприятия:

	Мероприятие	Результаты
1	Сбор и анализ затрат на обвязку в разрезе добывающих предприятий, рудников. Анализ основных поставщиков по работам и услугам по обвязке.	Отчет в формате Power BI с динамическими графиками/ диаграммами по затратам добычных ДЗО на обвязку. Понимание портфеля основных позиций и затрат.
2	Посещение производственных объектов добычных предприятий в целях ознакомления с процессами организации и выполнения обвязочных работ.	Понимание рабочей группой аспектов обвязочных работ добычных ДЗО. Обнаружение «узких мест» и рекомендации в адрес ДЗО.
3	Разработка Технологического регламента на рабочий технологический процесс обвязки магистральных трубопроводов и внутриблочной обвязки технологических блоков в рамках производства горно-подготовительных работ	Регламент готов. Идет процесс согласования с заинтересованными дочерними предприятиями.
4	Анализ и выработка решений по увеличению потенциала процесса «рециклинг» на ДЗО.	После реализации проекта «Повышение эффективности процесса обвязочных работ» за счет введения новых позиций выгоды от рециклинга по ДЗО увеличатся на 8% в 2022 году.
5	Рассмотрение потенциала проведения обвязочных работ внутренними силами добычных ДЗО.	Был сделан анализ возможности создания собственной службы строительства геотехнологического полигона (ГТП). С учетом разработанной финансово-экономической модели и выносимых бюджетов на 2023 год анализ показал, что по 7 предприятиям при создании собственной службы строительства ГТП могут быть выгоды в размере более 30% в общем. На 2023 год планируется создание собственной службы строительства ГТП на одном из добычных предприятий.

Делая вывод, можно подчеркнуть важность и необходимость данного проекта для успешного выполнения производственной программы холдинга по подготовке запасов. Решая основные проблемы при проведении обвязочных работ, проект несет в себе и оптимизационную составляющую затрат на ГПР. Рабочей группой уже была разработана методика расчета финансовых выгод, которая сделает процесс подсчета экономии от мероприятий проекта прозрачным и эффективным. Исходя из потребностей производства на 2023–2027 годы, планируется трансформация проекта в создание полноценного бизнес-процесса по анализу, контролю, мониторингу и операционному менеджменту всего цикла обвязочных работ.

THE ABUNDANCE OF MUSCOVITE IN URANIUM BEARING PALEOCENE-EOCENE STRATA: PRELIMINARY CHARACTERIZATION AND SEDIMENTOLOGICAL SIGNIFICANCE, CHU SARISU BASIN, SOUTHERN KAZAKHSTAN

Alibek Abeuov, George Mathews, Antoine Dillinger, and Milovan Fustic
Nazarbayev University, Astana, Kazakhstan

Muscovite is the most common mineral in mica family. The mineral is formed in felsic intrusive rocks (i.e. granite and pegmatites) and by metamorphism of argillaceous rocks by transformation of clay minerals to shists, gneiss, and/or mica schists.

Muscovite is not particularly resistant to chemical weathering as under the most of conditions quite rapidly transforms to clay minerals. Additionally, because it readily cleaves into very thin transparent sheets and breaks apart due its brittle nature, it is also physically unstable. Thus, the preservation potential in sedimentary rocks is quite limited. This is particularly true for large, macroscopically visible grains / flakes.

The abundance of muscovite in Paleocene-Eocene strata is documented in literature (Munara 2012; Robin et al., 2015; Robin et al., 2020; Mathieu et al., 2015; Hebert et al., 2019), but interpretation of its origin and preservation did not attract much of attention in previous studies.

In this study, a visual description of 22 occurrences of muscovite enriched layers collected from three cores intersecting Paleocene-Eocene strata in the Chu-Sarisu Basin (southern Kazakhstan) were compared with sedimentary facies and a quantitative analysis of muscovite flake dimensions was conducted under an optical microscope. Preliminary observations are that: i) the muscovite abundance in selected facies commonly exceeds 10% of the volume; ii) muscovite is most commonly found as dispersed within cross-bed foresets (12 out of 22 samples), dispersed and/or finely laminated and associated with carbonaceous fragments in bottomsets (8 out of 22 samples), while only 2 samples were found in floodplain deposits; iii) the size of muscovite flakes ranges from 14µm to 3567µm (mean 1094µm).

Because of a limited burial (up to 400m), temperature range needed for the muscovite in situ diagenesis is not a plausible option for studied samples. Thus, they are all inferred to be detrital. The extremely well preservation of detrital muscovite in studied sediments most likely implies a very a short exposure of muscovite to physical and chemical weathering and/or disintegration agents during sedimentary transport. That implies a very short transport in a fresh (i.e. neutral pH; Palandri and Kharaka; 2004) environment such as most of fluvial settings. Comparison with paleo-geographic maps (Daukeev et al., 2002; Thomas et al, 1999) suggests that the closest sediment source were intrusive (granite) and metamorphic rocks exposed in low relief highlands to the North. To confirm this working hypothesis, a detail comparison with muscovite from these rocks as well as other muscovite bearing rock units from paleo-drainage system will allow for refining the sediment provenance of Paleocene-Eocene strata (*sensu* Galovic, 2016).

Muscovite accumulation in cross-beds and particularly bottomsets points to high energy systems or events such as riverine floods characterized by current flow separation that allows for finer and/or lower density grains such as muscovite to settle simultaneously with coarse grains. Proposed scenarios allow to suggest the process sedimentology based model for this unique set of observations.

Fast river currents transport denser minerals (i.e. quartz) as bedload and muscovite in suspension. In areas with amplified current velocities such as channel narrowing, shallowing, or "concentrated" currents in meander bends, muscovite flakes suspended in lower parts of water column (i.e. immediately above bedload transport zone) caught by flow separated current are hydrodinamicaly deposited together with carbonaceous material and other fine grains ahead of the progressing dune (cross-bed) which rapidly buries them. Muscovite found in floodplain deposits was most likely carried during the major flood and settled there following water retreat.

The proposed depositional model is based on sound sedimentological principles and is part of an ongoing investigation about the sediment provenance, and paleo-climate and paleo-geography reconstruction.

References

1. Galović, L. (2016). Sedimentological and mineralogical characteristics of the Pleistocene loess/paleosol sections in the Eastern Croatia. *Aeolian research*, *20*, 7–23.

2. Hebert, B., Baron, F., Robin, V., Lelievre, K., Dacheux, N., Szenknect, S., ... & Beaufort, D. (2019). Quantification of coffinite (USiO4) in roll-front uranium deposits using visible to near infrared (Vis-NIR) portable field spectroscopy. Journal of Geochemical Exploration, 199, 53–59.

3. Mathieu, R., Deschamps, Y., Selezneva, V., Pouradier, A., Brouand, M., Deloule, E., & Boulesteix, T. (2015, August). Key mineralogical characteristics of the new South Tortkuduk uranium roll-front deposits, Kazakhstan. In Conference: 13th SGA Biennal Meeting (pp. 1835–1838).

4. Munara, A., 2012. Formation des gisements d'uranium de type roll: approche minéralogique et géochimique du gisement uranifère de Muyunkum (Basin de Chu-Sarysu, Kazakhstan). (PhD Thesis), Université de Lorraine, Nancy (339 pp.).

5. Robin, V., Hebert, B., Beaufort, D., Sardini, P., Tertre, E., Regnault, O., & Descostes, M. (2015). Occurrence of authigenic beidellite in the Eocene transitional sandy sediments of the Chu-Saryssu basin (South-Central Kazakhstan). Sedimentary geology, 321, 39–48.

6. Robin, V., Beaufort, D., Tertre, E., Reinholdt, M., Fromaget, M., Forestier, S., ... & Descostes, M. (2020). Fate of dioctahedral smectites in uranium roll front deposits exploited by acidic In Situ Recovery (ISR) solutions. *Applied clay science*, *187*, 105484.

7. Thomas, J. C., Cobbold, P. R., Shein, V. S., & Le Douaran, S. (1999). Sedimentary record of late Paleozoic to Recent tectonism in central Asia—analysis of subsurface data from the Turan and south Kazak domains. *Tectonophysics*, *313*(3), 243–263.

A NEW CLASSIFICATION OF SANDSTONE-RELATED URANIUM DEPOSITS

Cuney Michel[1], Mercadier Julien[1], Bonnetti Christophe[2]
[1]Université de Lorraine, GéoRessources, France
[2]State Key Laboratory of Nuclear Resources and Environment, East China University of Technology, Nanchang, Jiangxi, China

Sandstone type deposits are the most common type of uranium deposit in the world. A large variety of sub-types have been defined, based either on the morphology of the deposits (e.g. tabular, roll front …), or on the sedimentological setting (e.g. paleovalley, paleochannel, unconformity), or on tectonic or lithologic controls (e.g. tectonolithologic, mafic dykes/sills), or still on a variety of others characteristics (phreatic oxidation type, interlayer permeable type, multi-element stratabound infiltrational, solution front limb deposit, humate type, …), reflecting the diversity of the characteristics of these deposits, but making difficult to have a clear overview of these deposits. Moreover, uranium deposits occurring in the same sedimentological setting (e.g. paleochannel), presenting similar morphologies (e.g. tabular), may result from different genetic mechanisms and thus can be misleading for exploration strategies.

The aim of the present presentation is to propose a new view on sandstone-related uranium deposits combining both genetic and descriptive criteria. The dual view is indeed of primordial importance because all the critical characteristics of each deposit type, not limited to the morphology/geometry of the orebodies and their relationships with depositional environments of the sandstone, have to be taken into account to propose a comprehensive classification of uranium deposits. In this respect, several key ore-forming processes, like the physical chemical characteristics of the mineralizing fluid, have to be used to integrate genetic aspects in the classification. Although a succession of concentration steps, potentially temporally disconnected, are involved in the genesis of some uranium mineralization, the classification here proposed will focus on the main mechanisms responsible for the formation and/or the location of ore deposit.

Another objective of this presentation is also to propose a robust and widely usable terminology to define and categorize sandstone uranium deposits, considering the diversity of their origin and morphologies, and will be primarily based on the temperature of the mineralizing fluid considered as having played the critical role in the transportation of the uranium, starting from synsedimentary uranium deposits to those related to higher temperature fluids.

BRUNETON, P., CUNEY, M. 2016 – Geology of uranium deposits. In “Uranium for Nuclear Power. Resources, Mining and Transformation to Fuel”. Edt. Ian Hore Lacy. Elsevier. 488 p.

CUNEY M. 2009. The extreme diversity of uranium deposits. MINERALIUM DEPOSITA, 44, 3–9

CUNEY, M., 2011. Uranium and thorium: The extreme diversity of the resources of the world’s energy minerals. In in, R. Sinding-Larsen and F.-W. Wellmer (eds.), Non-Renewable Resource Issues: Geoscientific and Societal Challenges, International Year of Planet Earth, Springer, 91-129

CUNEY, M., MERCADIER, J., BONNETTI, C. 2022. Classification of sandstone-related deposits. JOURNAL OF GEOSCIENCE, 33 (2) 236-256

Comparative characteristics of the various types of sandstone related uranium deposits.

Type	Reductants	Temperature (°C)	Salinity wt% eq.NaCl	Type example
Synsedimentary	vascular land plants	Ambient	very low	Nehuting, China
Meteoric fluid infiltration				
- Evapotranspiration	none	20-50	very low	Yeleerie, Australia
- Sealed paleovalleys	vascular land plants	10-20	very low	Vitim, Russia
- VC-ASMB	vascular land plants bacterial sulfate red.	20-40	very low	Beverley, Australia
- Roll fronts	vascular land plants fluid from oil/gas basin bacterial sulfate red.	20-40	very low	Wyoming, USA
- Interstratified sandstone-lignite-coal deposits	vascular land plants Lignite-coal	20-40	very low	Koldzhatsk, Russia
Diagenetic hydrothermal				
- Intraformational redox control				
► *Tabular*	vascular land plants fluid from oil/gas res.	70-110	0-14	Uravan Belt, USA

► *Tectonolithologic*	vascular land plants fluid from oil/gas res.	130-250	3-14	Lodève, France
► *Diagenetic-hydrothermal karsts*	fluid from oil/gas res.	80-170	4-17	Colorado Plateau USA
- Interformational redox control	fluid from oil/gas res.	200	29-30	Oklo, Gabon
- Basement/basin redox control	basement deriv. fluid graphite/Fe-minerals	120-200	25-35	Athabasca, Canada
- Basin/basement redox control	fluid from oil/gas res.	82-230	2-23	Koppunuru, India
- Mafic intrusion redox control	Fe minerals	99-380	brines	Westmoreland, Austral.
Sedimentary-volcanic	?	?	?	Sierra Pintada, Argent.
Synmetamorphic	-	300-450	?	Camie River, Canada
Metamorphosed		400-750	-	Forstau, Austria

DEPOSITIONAL MODELS AND RESERVOIR ARCHITECTURE OF URANIUM BEARING PALEOCENE - EOCENE STRATA, NEW INSIGHTS FROM CORES, LOGS, AND INNOVATIVE WORKFLOW, SOUTH TORTKUDUK, SOUTHERN KAZAKHSTAN

Milovan Fustic[1], Antoine Dillinger [1], Emmanuelle Chanvry[2], Assemgul Imantayeva[3], Chingis Irkitbayev[3], Yerlibek Bolat[3], Alexia Proanec[4], Alibek Abeuov[1], Santiago David Veintimilla Vela[1], Saltanat Gabdulina[1], Randy Hazlett[1]

[1]School of Mining and Geosciences, Nazarbayev University, Nur-Sultan, N/A, KAZAKHSTAN

[2]Recherche, Orano, Châtillon, Ile-de-France, FRANCE

[3]Geosciences, KATCO JV LLP, Tortkuduk, N/A, KAZAKHSTAN

[4]ENSEGID - 1, EA 4592 - ENSEGID-Bordeaux INP - 1, allee Daguin, 33607, Pessac, cedex, France

The uranium bearing Paleocene – Eocene sedimentary strata of the Chu-Sarysu Basin are comprised of up to 150m thick succession of interbedded sand and mud deposits. The deposit is subdivided into Kanjougan, Uyuk, and Ikansk formations. Generally, each of three formations is comprised of sand dominated facies in lower and mudstone dominated facies in upper parts. Because, the nature of their contacts are poorly defined in logs, subsurface mapping is based on lithological and/or more often empirically derived criteria such as expected thicknesses from reliable markers.

Previous sedimentological studies at Muyunkum and Tortkuduk fields have proposed that a complex succession of fluvial channel-belt and/or deltaic deposits interstratified with finer grained flood- and/or delta-plain strata are results of multiple transgressive-regressive cycles.

In this study, we build on previous works by describing more cores (mostly from South Tortkuduk) and attempting to employ additional tools and a workflow comprised of four steps:

i) identification of diagnostic log patterns from detailed core-to-log correlation;

ii) process sedimentology based log-to-log correlation between cored and non-cored intervals on a set of a parallel cross-sections;

iii) creation of a set of slice maps; and

iv) three-dimensional mapping of distinct architectural elements (geobodies).

Coupling previously identified sedimentary facies with newly recognized ones such as transgressive lag deposits, graded bedding, inclined sandstone strata, and/or insitu coal deposits have allowed for refining existing depositional models and sequence stratigraphic framework. Furthermore, recognition of fining- and coarsening-upward trends as well as blocky fine-grained (mudstone) strata in cores and resistivity logs allowed for detailed mapping of actual geometries (three-dimensional shapes) of point-bar, abandoned-channel fill, flood plains, incised channels, crevasse splays, and prograding delta cycles.

Although interpretation is more complex than previously commonly inferred layer-cake stratigraphy, results clearly shows that proposed workflow and established criteria allows for recognition of and mapping distinct stratigraphic surfaces and architectural elements.

Ongoing work includes investigation of potential control of interpreted depositional processes on distribution of certain minerals such as muscovite and smectite, and the controls that either processes or inherited reservoir architecture have on diagenetic processes including roll front mineralization. Future work will consider the impact on recovery methods.

The presented dataset was collected within the framework of a reservoir and Uranium mineralization modelling study on Paleogene deposits of the Chu-Sarysu Basin, logistically and financially supported by KATCO JV LLP.

ОЦЕНКА ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА АРТЕЗИАНСКИХ БАССЕЙНОВ ЗАПАДНОГО И ЮЖНОГО КАЗАХСТАНА

Абсаметов М.К., Муртазин Е.Ж., Шагарова Л.В.
Satbayev University, Институт гидрогеологии и геоэкологии им. У.М.Ахмедсафина, Алматы, Казахстан

Актуальность исследований обусловлена необходимостью комплексного освоения термальных подземных вод Казахстана как нетрадиционного источника энергии. Цель исследований заключается в оценке потенциала и обосновании перспектив хозяйственного освоения гидрогеотермальных ресурсов Казахстана. Методы исследований включают анализ и обобщение зарубежного и отечественного опыта оценки потенциала и направлений использования гидрогеотермальных и ресурсов.

Представлен тепло-энергетический потенциал термальных вод Западного и Южного Казахстана. Рекомендованы перспективные территории для комплексного освоения термальных вод как нетрадиционного источника энергии. Обоснована необходимость практической реализации проектов освоения термальных и подземных вод на перспективных площадях. .

Геотермальная энергия – тепло, образующееся естественным путем в недрах Земли, занимает второе место среди нетрадиционных источников энергии, уступая лишь солнечной радиации. При среднем геотермальном градиенте 25 °С/км теоретический потенциал геотермальной энергии планеты до глубины 3 км оценивается в 41,7*10^6 ЕДж, то есть этих запасов при современном уровне мирового потребления энергии в 500 ЕДж/год может хватить на 100 тыс. лет [1].

По данным Всемирного Геотермального конгресса (WGC2010) геотермальные ресурсы разведаны в 80 странах мира и в 58 из них активно используются. Производство геотермальной электроэнергии для 18 регионов мира (по классификации Глобальной энергетической оценки – Global Energy Assessment (GEA)) на конец 2010 года составило 67 ТВт*ч/год, и по сравнению с 2005 годом возросло на 20%. По прогнозным оценкам на 2050 год ожидается максимально достижимый уровень – 1167 ТВт*ч/год геотермальной электроэнергии.

На территории Казахстана по результатам более 50-летних исследований пробурены сотни поисково-разведочных скважин, вскрывших геотермальные воды с кондиционными характеристиками по дебитам, температуре и минерализации, газовому и химическому составу, и выявлена перспективность освоения их тепло-энергетического потенциала [2]. Наиболее перспективными для добычи термальных подземных вод с температурой от 40 до 100°С и выше являются площади артезианских бассейнов Западного, Южного и Юго-Восточного Казахстана [3–6]. Оценка тепло-энергетического потенциала гидрогеотермальных ресурсов основывается на оценке мощности, которая может быть получена от термальной воды при ее охлаждении до температуры +35 °С.

Мангышлак-Устюртская система артезианских бассейнов приурочена к Арало-Каспийскому водоразделу и занимает западную часть Туранской плиты. Перспективные для эксплуатации гидрогеотермальные ресурсы связаны с меловыми и юрскими образованиями (Табл.1).

Таблица 1 – Теплоэнергетический потенциал термальных вод территорий Западного и Южного Казахстана

Пределы температуры, град. С	Площадь распространения, км^2	Средняя мощность водовмещающих отложений, м	Коэффициент удельной водоотдачи, доли единицы	Естественные запасы по воде, 10^9 м^3	Средняя температура, град. С	Расчетная температура, град. С	Естественные запасы по теплу	
							10^6 ТДж	10^6 ТУТ*
Мангышлак-Устюртская система артезианских бассейнов								
Термоводоносный комплекс меловых отложений, всего				1972,9			242,0	8240,7
40-75	143670	90,0	0,12	1550,9	57	22	143,3	4879,1
75-100	35400	100,0	0,10	354,0	87	52	77,3	2632,3
> 100	6800	100,0	0,10	68,0	110	75	21,4	729,3
Термоводоносный комплекс юрских отложений, всего				1063,5			257,7	8773,3
40-75	19500	50,0	0,10	97,5	57	22	9,0	306,7
75-100	77900	60,0	0,10	467,4	87	52	102,1	3475,6
> 100	83100	60,0	0,10	498,6	105	70	146,6	4991,0
			ИТОГО	**3036,4**			**499,7**	**17014,0**

Сырдарьинская система артезианских бассейнов								
Восточно-Аральский артезианский бассейн, всего				*470,3*			*34,9*	*1187,8*
Термоводоносный комплекс сенон-туронских отложений								
40-75	23000	60,0	0,1	138,0	45	10	5,8	197,3
Термоводоносный комплекс сеноман-альбских отложений								
40-75	61200	65,0	0,08	318,2	55	20	26,7	910,2
75-100	2700	65,0	0,08	14,0	75	40	2,4	80,3
Кызылкумский артезианский бассейн, всего				*1038,3*			*113,8*	*3872,1*
Термоводоносный комплекс сенон-туронских отложений								
40-75	36100	150	0,1	541,5	58	23	52,3	1781,0
Термоводоносный комплекс сеноман-альбских отложений								
40-75	45900	100	0,08	367,2	60	25	38,6	1312,7
75-100	16200	100	0,08	129,6	77	42	22,9	778,4
Келесский артезианский бассейн, всего				*120,5*			*10,5*	*353,6*
Термоводоносный комплекс сенон-туронских отложений								
40-75	7800	80	0,07	43,7	50	15	2,8	93,7
Термоводоносный комплекс сеноман-альбских отложений								
40-75	9800	80	0,08	62,7	55	20	5,3	179,4
75-100	2200	80	0,08	14,1	75	40	2,4	80,5
ИТОГО				**1629,1**			**159,2**	**5413,5**

Меловой термоводоносный комплекс залегает на глубине до 2000 м и более в прогибах Мангышлака и Устюрта. Общая мощность водосодержащих терригенных осадков (пески и песчаники) достигает до 300–400 м. Воды пластовые, напорные. Дебиты скважин варьируют в пределах 140–3500 м^3/сут. Минерализация воды колеблется от 1–10 г/дм^3 в районе поднятий, до 6–35 г/дм^3 в Жетыбай-Узекской зоне и до 50–100 г/дм^3 в прогибах, при преобладающем хлоридном натриевом составе.

Пластовая температура подземных вод изменяется от 50–65 °С в Жетыбай-Узекской зоне до 100–120 °С в Северо-Устюртском прогибе и до 120–150 °С во впадинах Южного Мангышлака и Южного Устюрта. Температура воды на устье самоизливающих скважин составляет 40–60 °С. Естественные запасы термальных вод меловых отложений с температурой от 40 °С до более 100°С оцениваются в 2,36*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 277,6 млн ТДж или 9,47 млрд ТУТ (тонна условного топлива).

Юрский термоводоносный комплекс вскрывается на глубине до 1650–3200 м и более. Водовмещающие отложения представлены тонко- и мелкозернистыми песками, алевритами и алевролитами мощностью до 220 м. Воды пластовые, напорные. Дебиты скважин варьируют в пределах 8-260 м^3/сут. Воды рассольные (100–195 г/дм^3) с хлоридным натриевым составом. Пластовая температура воды достигает в наиболее погруженных частях 130–175°С, а на устье скважин температура воды колеблется от 40–60 °С до 80–110 °С. Естественные запасы термальных вод юрских отложений с температурой от 40 °С до более 100°С оцениваются в 1,15*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 360,8 млн ТДж или 12,31 млрд ТУТ.

Сырдарьинская система артезианских бассейнов расположена в северо-восточной части Туранской плиты объединяет три крупных артезианских бассейна, в разрезе которых перспективные для эксплуатации термоводоносные комплексы связаны с сенон-туронскими и сеноман-альбскими меловыми отложениями (таблица 1).

Восточно-Аральский артезианский бассейн приурочен к одноименной впадине в западной части Сырдарьинского бассейна в пределах Кызылординской области.

Меловые термоводоносные комплексы залегают на глубине от 100–200 м до 500 м. Водовмещающие отложения представлены песками и песчаниками мощностью 30–160 м, залегающими среди глин и алевролитов. Воды пластовые, напорные. Дебиты скважин на самоизливе от 170–860 м^3/сут до 1700–2200 м^3/сут. Минерализация воды возрастает с юго-востока на северо-запад, от 1–2 до 5–15 г/дм^3 при сульфатно-хлоридном и хлоридном натриевом составе. В зависимости от глубины вскрытия комплекса температура воды варьирует от 30–40 до 50–75 °С.

Естественные запасы термальных вод сенон-туронских отложений с температурой до 40 °С оцениваются в 0,14*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 2,9 млн ТДж или 0,1 млрд ТУТ.

Естественные запасы термальных вод сеноман-альбских отложений с температурой до 45°С оцениваются в 0,33*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 13,9 млн ТДж или 0,48 млрд ТУТ.

Кызылкумский артезианский бассейн приурочен к центральной части Сырдарьинской впадины. Мощность осадочного чехла достигает 3000–3200 м.

Меловые термоводоносные комплексы вскрываются на глубинах до 1200–2000 м. Водовмещающими отложениями являются пески и песчаники, чередующиеся с глинами и алевролитами. Эффективная мощность комплексов варьирует от 20–40 до 100–140 м, иногда 230–400 м. Воды пластовые напорные. Скважины самоизливают с производительностью 860–1300 м^3/сут, реже до 2600–6800 м^3/сут. Преобладающая минерализация воды до 2 г/дм^3 при смешанном химическом составе. Температура вод колеблется от 50–60 °С до 75–86 °С на глубине соответственно I200–I400 м и 1600–1900 м.

Естественные запасы термальных вод сенон-туронских отложений с температурой до 60 °С оцениваются в 0,54*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 52,2 млн ТДж или 1,78 млрд ТУТ.

Естественные запасы термальных вод сеноман-альбских отложений с температурой до 70°С оцениваются в 0,5*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 66,6 млн ТДж или 2,27 млрд ТУТ.

В пределах бассейна выявлены два месторождения термальных вод: Шаульдерское и Арысское для тепловодоснабжения населенных пунктов [7].

Шаульдерское месторождение термальных вод расположено в 149 км на северо-запад от г. Шымкента. Разведанный участок расположен на территории райцентра Шаульдер, являющегося основным потребителем термальных вод: теплоснабжение и горячее водоснабжение, организация теплично-парникового хозяйства. Подземные воды месторождения характеризуются, как высокотермальные с температурой воды на устье скважин 60–70 °С. Эксплуатационные запасы термальных вод месторождения утверждены в количестве 12,0 тыс. м^3/сут (245,3 тыс. Гкал/год) по категории C_1.

Арысское месторождение термальных вод приурочено к г.Арысь, являющего районным центром и одной из крупных железнодорожных станций юга Казахстана. Термальные воды характеризуются как высокотермальны, по подошве сеноманского водоносного комплекса температура 90°С, а на устье скважин – 75 °С. Эксплуатационные запасы термальных вод месторождения утверждены в количестве 17,3 тыс. м^3/сут (353,6 тыс. Гкал/год) по категории C_1.

Келесский артезианский бассейн приурочен к одноименному прогибу в юго-восточной части Сырдарьинской впадины. Мощность осадочного чехла до 2700 м.

Меловые термоводоносные комплексы вскрываются на глубинах от 300–500 м до 1800–1900 м. Эффективная мощность водовмещаюших отложений (песков и песчаников) 30–160 м. Воды пластовые напорные. Дебиты скважин на самоизливе от 80–170 до 860–1400 м^3/сут. Минерализация воды до 2 г/дм^3, состав чаще треханионный натриевый. Температура воды на глубинах I600–2000 м от 60–65 °С до 75–80 °С.

Естественные запасы термальных вод сенон-туронских отложений с температурой до 50 °С оцениваются в 0,04*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 2,7 млн ТДж, или 0,09 млрд ТУТ.

Естественные запасы термальных вод сеноман-альбских отложений с температурой до 55 °С оцениваются в 0,08*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 6,4 млн ТДж или 0,22 млрд ТУТ.

Илийская система артезианских бассейнов представляет собой одноименную межгорную впадину, расположенную в пределах Алматинской области (таблица 2).

Алматинский артезианский бассейн занимает западную часть впадины. В его разрезе вскрыты *неогеновый и палеогеновый термоводоносные комплексы*, глубины залегания которых в осевой части соответственно до 650 м и 1500–2600 м.

Воды пластовые, напорные. Скважины обычно самоизливают с производительностью от 10–500 до 800–2200 м^3/сут. Минерализация воды от менее 3 до 10-15 и более г/дм^3 при сульфатно-хлоридном и хлоридном натриевом составе. Температура воды на глубине 700–800 м до 40 °С, а на глубине до 2600–3000 м – 75–84 °С. Естественные запасы термальных вод неоген-палеогеновых отложений с температурой до 50–70 °С оцениваются в 0,11*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 8,9 млн ТДж или 0,3 млрд ТУТ.

Жаркентский артезианский бассейн приурочен к одноименной депрессии в восточной части Илийской впадины. Термальные подземные воды здесь связаны с образованиями от неогенового до триасового возраста.

Для *неогенового и палеогенового термоводоносных комплексов* характерны снижение водообильности отложений и повышение минерализации воды по мере удаления от предгорий к центральной части бассейна. Водовмещающие породы представлены песками, песчаниками и гравийно-галечниками.

В предгорьях Кетменя они вскрываются на глубине от 115–150 до 450–1000 м. Воды пластовые,

напорные. Дебиты скважин на самоизливе варьируют в пределах 85–860 м^3/сут., иногда достигая 1700–8600 м^3/сут. Минерализация воды 0,2–1,5 г/дм^3 при изменении химического состава от смешанного треханионного кальциево-натриевого до хлоридно-сульфатного натриевого. Температура воды 20–30 °С на глубине 200–600 м и до 60–70 °С на глубине 1000–2000 м.

Таблица 2 – Теплоэнергетический потенциал термальных вод Илийской системы межгорных артезианских бассейнов

Пределы температуры, град. С	Площадь распространения, км^2	Средняя мощность водовмещающих отложений, м	Коэффициент удельной водоотдачи, доли единицы	Естественные запасы по воде, 10^9 м^3	Средняя температура, град. С	Расчетная температура, град. С	Естественные запасы по теплу	
							10^6 Дж	10^6 ТУТ*
Алматинский межгорный артезианский бассейн, всего				*106,6*			*8,87*	*302,1*
Термоводоносный комплекс неогеновых отложений								
40-75	5500	210	0,07	80,9	50	15	5,09	173,4
Термоводоносный комплекс палеогеновых отложений								
40-75	6050	85	0,05	25,7	70	35	3,78	128,7
Жаркентский межгорный артезианский бассейн, всего				*269,4*			*46,16*	*1571,7*
Термоводоносный комплекс неогеновых отложений								
40-75	5170	280	0,07	101,3	50	15	6,38	217,4
Термоводоносный комплекс палеогеновых отложений								
40-75	6285	110	0,05	34,6	70	35	5,08	173,0
Термоводоносный комплекс меловых отложений								
40-75	1500	45	0,2	13,5	60	25	1,42	48,3
75-100	1100	67	0,2	14,7	85	50	3,10	105,4
> 100	1640	75	0,2	24,6	105	70	7,23	246,2
Термоводоносный комплекс юрских отложений								
75-100	4270	65	0,14	38,9	95	60	9,79	333,4
Термоводоносный комплекс триасовых отложений								
> 100	3510	85	0,14	41,8	110	75	13,16	448,0
			ИТОГО	**376,0**			**55,03**	**1873,8**

В осевой части бассейна описываемые комплексы вскрыты на глубинах 1000–2500 м. Расходы скважин на самоизливе 20–535 м^3/сут. Минерализация воды возрастает с глубиной от менее 1 до 20 г/дм^3, а макрокомпонентный состав меняется от смешанного треханионного натриевого до хлоридного натриевого. Температура воды от 40 °С до 70 °С на глубинах соответственно 1000 м и 2015–2500 м. По расчетам температура по подошве ТВК колеблется от 40–50 до 100–120 °С при вскрытии на глубине соответственно 1000–I500 м и 3000–3600 м.

Естественные запасы термальных вод неоген-палеогеновых отложений с температурой до 50–70 °С оцениваются в 0,13*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 11,5 млн ТДж или 0,39 млрд ТУТ.

Меловой термоводоносный комплекс является наиболее перспективным для эксплуатации. Глубина залегания его кровли увеличивается от предгорий к осевой части впадины от 20–150 до 3300 м и более. Воды пластовые, напорные. Производительность скважин на самоизливе 900–12000 м^3/сут. Воды обычно пресные (до 1 г/дм^3), а их химический состав варьирует от гидрокарбонатного кальциевого до смешанного треханионного натриевого и натриево-кальциевого. Температура воды на устье скважин от 35–55°С до 70–102 °С. В наиболее погруженных частях впадины температура воды ожидается 100–125 °С. Естественные запасы термальных вод меловых отложений с температурой до 75–100 °С оцениваются в 0,06*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 11,9 млн ТДж или 0,41 млрд ТУТ.

Триасовый и юрский термоводоносные комплексы опробованы в южной половине Жаркентского бассейна. Глубина их залегания варьирует от 250–400 м в предгорьях до 4000–4500 м в центральной части. Дебиты скважин на самоизливе изменяются от 110 до 4700 м^3/сут. Минерализация воды колеблется от менее 1 до 3 г/дм^3, а химический состав – от гидрокарбонатного кальциевого и хлоридно-гидрокарбонатного кальциево-натриевого до хлоридного натриевого. Температура воды на изливе составляет 38–78 °С. По расчетам температура по подошве термоводоносных комплексов в зависимости от глубины залегания варьирует от 40–75 до 155–165 °С. Естественные запасы термальных вод триас-юрских отложений

с температурой до 75-100 °С и более оцениваются в 0,08*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 22,9 млн ТДж или 0,78 млрд ТУТ.

Таким образом, естественные запасы термальных вод перспективных артезианских бассейнов Казахстана с температурой от 40°С до 75–100°С и более оцениваются в 5,52*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 838,2 млн ТДж или 28,6 млрд ТУТ (таблица 3), что сопоставимо с ресурсами традиционных топливных источников тепла. Так, прогнозные запасы углеводородного сырья Казахстана составляют около 12 млрд тонн нефти и конденсата (17,2 млрд ТУТ) и около 6–8 трлн куб. метров газа (7–9,2 млрдТУТ) [8].

Таблица 3 – Теплоэнергетический потенциал термальных вод перспективных артезианских бассейнов Казахстана

Пределы температуры, град. С	Естественные запасы по воде, 10^9 м^3	Естественные запасы по теплу	
		10^6 ТДж	10^6 ТУТ*
Мангышлак-Устюртская система артезианских бассейнов			
40-75	1648,4	152,3	5185,8
75-100	821,4	179,4	6107,9
> 100	566,6	168,0	5720,3
ИТОГО	**3036,4**	**499,7**	**17014,0**
Сырдарьинская система артезианских бассейнов			
Восточно-Аральский артезианский бассейн			
40-75	456,24	32,528	1107,51
75-100	14,04	2,359	80,31
Кызылкумский артезианский бассейн			
40-75	908,7	90,865	3093,73
75-100	129,6	22,861	778,38
Келесский артезианский бассейн			
40-75	106,4	8,02	273,07
75-100	14,08	2,365	80,54
ИТОГО	**1629,06**	**158,998**	**5413,54**
Илийская система межгорных артезианских бассейнов			
Алматинский межгорный артезианский бассейн			
40-75	106,56	8,873	302,11
Жаркентский межгорный артезианский бассейн			
40-75	*149,4*	*12,88*	*438,63*
75-100	*53,6*	*12,887*	*438,78*
> 100	*66,37*	*20,39*	694,22
ИТОГО	**375,93**	**55,03**	**1873,74**

Перспективы и эффективность использования термальных вод Сырдарьинского и Жаркентского артезианских бассейнов были обоснованы и подтверждены многочисленными научно-производственными исследованиями ряда научно-исследовательских и производственных организаций, таких, как Институт гидрогеологии и геоэкологии имени У.М.Ахмедсафина, ВСЕГИНГЕО, ВНИПИГЕОТЕРМ и др.

Естественные запасы термальных вод перспективных артезианских бассейнов Западного и Южного Казахстана с температурой от 40 °С до 75-100 °С и более оцениваются в 5,52*10^{12} м^3 по воде, а их теплоэнергетический потенциал составляет 838,2 млн ТДж или 28,6 млрд ТУТ, что сопоставимо с ресурсами традиционных топливных источников тепла. Так, прогнозные запасы углеводородного сырья Казахстана составляют около 12 млрд тонн нефти и конденсата (17,2 млрд ТУТ) и около 6–8 трлн куб. метров газа (7–9,2 млрд ТУТ).

В настоящее время есть возможность без больших капитальных затрат начать эксплуатацию существующих геотермальных скважин, изливающих пресную, практически горячую воду. В зависимости от минерализации и химического состава к возможным видам практического использования термальных вод относятся геотермальные электростанции с бинарным циклом, с последующим использованием для отопления, горячего водоснабжения, теплично-парникового хозяйства, бальнеологии, плавательные бассейны, обогрев почвы, обогрев животноводческих ферм, прудовое хозяйство [9].

Список использованных источников

1. Ruggero Bertani. Geothermal Power Generation in the World 2005–2010. Update Report. Proceedings World Geothermal Congress 2010.- Bali, Indonesia, 25–29 April 2010.

2. Водные ресурсы Казахстана (Поверхностные и подземные воды, современное состояние). Справочник. – Алматы: НИЦ «Гылым», 2002. – 596 с.

3. Геотермические условия Арало-Каспийского нефтеносного региона. – Алма-Ата: «Наука» КазССР, 1977. – 184 с.

4. Гидрогеотермические ресурсы юга и северо-востока Казахстана. – Алма-Ата: «Наука» КазССР, 1988. – 127 с.

5. Абсаметов М.К., Касымбеков Д.А., Муртазин Е.Ж. Перспективы освоения гидрогеотермальных и гидрогеоминеральных ресурсов Казахстана. // Изв. ТПУ. – Томск – Т. 325. – № 1. – 2014. – С. 110–118.

6. Тепловой режим и геотермальная энергия недр Южного Казахстана. – Алма-Ата: «Наука» КазССР, 1976. – 168 с.

7. Месторождения подземных вод Казахстана. Минеральные лечебные и термальные (теплоэнергетические) подземные воды. /Справочник. – т.3. – Алматы, 1999. – 180 с.

8. Проект Концепции стратегии устойчивой энергетики будущего Казахстана до 2050 года // Вестник Казахстанской национальной академии естественных наук – 2013. – № 2. – С. 16–66.

9. Groundwater resources of the world and their use // IHP-VI, Series on Groundwater. No. 6. UNESCO. 2004. P. 299–309.

ИЗУЧЕНИЕ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА

Флеров И.А., Осипов С.В., Арыстанбаев Я.У.
ТОО «Институт гидрогеологии и геоэкологии им. У.М. Ахмедсафина», г. Алматы, Казахстан

При разработке предлагаемых методических рекомендаций учтены основные положения ранее выполненных методических требований, инструкций и указаний по гидрогеологическим и инженерно-геологическим работам, выполняемым при поисково-оценочных и разведочных работах на урановых месторождениях пластово-инфильтрационного типа, а также методические рекомендации по проведению отдельных видов работ, содержащиеся в другой специальной литературе Ранее разработанные рекомендации проанализированы, частично переработаны и дополнены с учетом опыта разведочных работ на урановых месторождениях Шу-Сарысуской и Сырдарьинской урановорудных провинций за последнее десятилетие.

Данная статья посвящается светлой памяти преждевременно ушедшего из жизни Осипова С.В.,выпускника Каз.ПТИ 1975г., группа РГ-70/2, основного автора данных Методических рекомендаций (МР), ведущего научного сотрудника лаборатории ресурсов подземных вод Института. Методические рекомендации рассчитаны для широкого круга специалистов в области гидрогеологии и инженерной геологии, специализирующихся на технологии добычи урана и других редкоземельных элементов методом поземного скважинного выщелачивания, а также для студентов геологоразведочных специальностей.

Помимо этого выражаем глубокую признательность бывшим и действующим главным гидрогеологам АО «Волковгеология» Флерову И.А, как инициатору настоящих МР, Кудекову Т.К.и Орынбек А.М. выдачу ценных указаний по содержательной части настоящей работы.

Ключевые слова**:** подземные воды, ураноносные горизонты, рабочие и технологические растворы, рудные залежи, подземное выщелачивание, опытные откачки, одиночные и кустовые скважины.

Основу технологии добычи полезных ископаемых методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) положен принцип перевода слаборастворимых минеральных образований в растворимую форму непосредственно в пласте и откачку раствора обогащенного полезным компонентом для его последующего извлечения.

Метод ПСВ в настоящее время является одним из наиболее перспективных способов добычи полезных ископаемых при разработке руд с низкими содержаниями полезных компонентов и широко применяется при разработке месторождений урана, а также ряда других металлов (золота, меди, молибдена, рения , скандия и др.) Уран добывается этим способом с 50-х годов и в настоящее время около половины добычи в мире осуществляется этим способом. Наиболее широко метод ПСВ используется для добычи урана в Казахстане, Узбекистане и США.

Методом ПСВ разрабатывают месторождения урана, в которых рудное тело находится в хорошо проницаемой рудной среде (как правило, в подземном водоносном, или продуктивном, горизонте). Извлечение урана из рудного тела происходит при помощи системы технологических скважин, которые объединяются в технологические ячейки и блоки. Через закачные скважины в продуктивный горизонт нагнетается выщелачивающий (рабочий) раствор, содержащий реагенты, способные растворять минералы урана. В результате физико-химического взаимодействия урановых минералов и вмещающих пород с выщелачивающими растворами в подземном водоносном горизонте образуется содержащий уран продуктивный раствор, который извлекается на поверхность посредством системы откачных скважин. В процессе переработки продуктивного раствора из него извлекается уран, в оставшиеся маточные растворы укрепляются выщелачивающими реагентами и снова подаются в закачанные скважины как рабочий раствор. В настоящее время в качестве рабочих растворов при ПСВ урана применяются слабые водные растворы серной кислоты, а также карбонаты (бикарбонаты) аммония, натрия, калия, кальция, магния.

Процесс выщелачивания урана из горной породы на месте ее залегания путем введения в рудный пласт химического реагента зависит от совокупности целого ряда параметров, отражающих геологическое строение, гидрогеологические условия, физические, химические свойства горных, пород слагающих продуктивную толщу и т.д.

Выщелачивание урана из горных пород является сложным гетерогенным процессом, происходящим на границе раздела фаз – твердой и жидкой, содержащей реагент, способный образовывать при взаимодействии с ураносодержащими минералами или породами хорошо растворимые соединения.

Набор физико-химических процессов, происходящих при ПСВ урана, носит индивидуальный характер для каждой физико-геологической обстановки и не поддается строгому определению. Однако основные

процессы, протекающие при выщелачивании урана тем или иным растворителем, являются общими. Характер и скорость выщелачивания зависят от химико-минералогического состава рудной толщи и состава содержащихся в ней растворимых солей, химического состава, количества и содержания солей в воде водоносного горизонта, фильтрационных свойств породы, условий фильтрации и ряда других факторов.

Для успешной разработки месторождений урана методом ПСВ необходимо выполнение следующих условий:

- рудное тело и рудовмещающий горизонт обладают достаточно высокой проницаемостью;
- гидрогеологическое строение рудовмещающего горизонта позволяет рабочим растворам перемещаться от закачанных скважин и рудному телу, а затем, к откачным скважинам;
- ураносодержащие минералы легко разрушаются под действием рабочих растворов с небольшой концентрацией выщелачивающего реагента с последующим переходом урана в раствор;
- расход выщелачивающего реагента на взаимодействие с породообразующими минералами незначителен.

Основными преимуществами метода ПСВ урана по сравнению с добычей традиционными подземными и открытыми горными выработками являются:

- возможность разработки месторождений со сложными условиями залегания, вовлечение в отработку бедных и забалансовых руд;
- снижение капитальных вложений и сроков строительства;
- высокая технологичность производства;
- повышение производительности труда по конечной продукции;
- улучшение условий труда, уменьшение отрицательного воздействия на окружающую среду (прежде всего атмосферу, и ландшафт).

Основным методом ПСВ в Казахстане является сернокислотный способ выщелачивания вследствие того, что рудоносные толщи подавляющего большинства месторождений как Шу-Сарысуйской, так и Сырдарьинской впадин характеризуются слабой карбонатностью (содержание карбонатных минералов обычно не превышает 0,2–0,5 % $C0_2$, редко в отдельных рудных телах достигая 1 % по $C0_2$). Такое содержание карбонатной составляющей оказывает минимальное влияние на протекание процессов закисления и выщелачивания. Обычно это влияние ограничивается двумя аспектами: карбонатной волной в начале закисления и участием в кольматационных процессах той части гипса, которая образовалась при реакциях серной кислоты с кальцитом, доломитом, реже с магнезитом.

Для возможности проведения ПСВ должны соблюдаться важнейшие факторы:

- вонасыщенность рудовмещающей толщи, т.е. поры должны быть в основном заполнены пластовой водой (что не исключает наличия пор, заполненных воздухом, либо закрытых пор), и достаточный естественный уровень пластовых вод. Статический уровень пластовых вод должен быть выше области установки фильтров как минимум на расчетное значение падения уровня при и добыче. В большинстве случаев это означает, что статический уровень пластовых вод должен быть выше на 50–70 м и более от кровли руд. В случае невыполнения этого условия возникает опасность остановки насосов откачных скважин при снижении уровня воды в скважине ниже допустимого.

Достаточная степень проницаемости ГРМ, которая зависит от трех основных факторов:

- гранулометрического состава ГРМ (содержания в породе алевро-глинистой фракции размером менее 0,05 мм);
- вещественного (минералогического) состава ГРМ;
- минералогического состава глинистой фракции.

История создания сырьевой базы урана в Казахстане связана с деятельностью на ее территории Волковской, Степной, Краснохолмской, Кольцовской экспедиций Первого главного геологоразведочного управления Министерства геологии СССР. Кроме того, большие объемы попутных («массовых») поисков выполняли коллективы территориальных геологических управлений республики. Существенный вклад в повышение направленности работ, совершенствование методов поисков, разведки и подготовки месторождений к промышленному освоению был внесен коллективами ВИМСа, ВСЕГЕИ, ВНИИХТа, ПромНИИпроекта, ВИРГа, Казахского филиала ВИРГа, ВСЕГИНГЕО, ИГЕМ АН СССР, ИГН АН КазССР и др.

К основным итогам поисковых работ, проведенных в этот период в Шу-Сарысуйской депрессии, следует отнести установление широкого развития ЗПО в разновозрастных отложениях мезозойско-кайнозойского чехла, открытие месторождения Уванас и ряда перспективных рудопроявлений, в том числе Жалпакского.

Месторождение Уванас и другие пластово-инфильтрационные рудные объекты, выявленные во второй период, были отнесены к непромышленным (применительно к горному способу отработки) из-за низких содержаний металла и значительной обводненности рудовмешающих горизонтов.

В Илийской впадине были установлены промышленные масштабы Кольжатского урано-угольного месторождения. Впервые были высказаны представления о связи уранового оруденения на этом месторождении с границами зон грунтового и пластового окисления.

Третий период работ (с конца 60-х по 1990 г.) тесно связан с внедрением в практику нового прогрессивного метода отработки обводненных месторождений – ПСВ. Применение ПСВ позволило добывать уран и попутные компоненты без извлечения рудной массы и вмещающих пород на поверхность и тем самым существенно сократить негативное воздействие на природную среду.

С внедрением ПСВ в Казахстане вновь были широко развернуты поисково-оценочные работы на уран, причем акцент был сделан на районы с уже определившейся рудоносностью Шу-Сарысуйскую и Сырдарьинскую депрессии.

В результате проведенных работ Шу-Сарысуйская и Сырдарьинская депрессии к концу 70-х – начале 80-х годов XX в. оформились в качестве крупнейших УРП, представляющих собой долговременную минерально-сырьевую базу для добычи урана способом ПСВ.

В третий период геологоразведочных работ на уран в Казахстане сформировались две новые крупные экзогенные УРП с пластово-инфильтрационным типом оруденения (Шу-Сарысуйская и Сырдарьинская) и одна провинция, в которой ведущим типом являются урано-угольные месторождения (Илийская) (рисунок 1). Важнейшим промышленным типом стали пластово-инфильтрационные месторождения, эксплуатируемые методом ПСВ.

По стратиграфической принадлежности урановые месторождения, отрабатываемые или планируемые к отработке филиалами АО «НАК «Казатомпром», относятся к двум группам.

Первая группа – это месторождения в водовмещающих отложениях палеогенового возраста и вторая группа – в верхнемеловых отложениях.

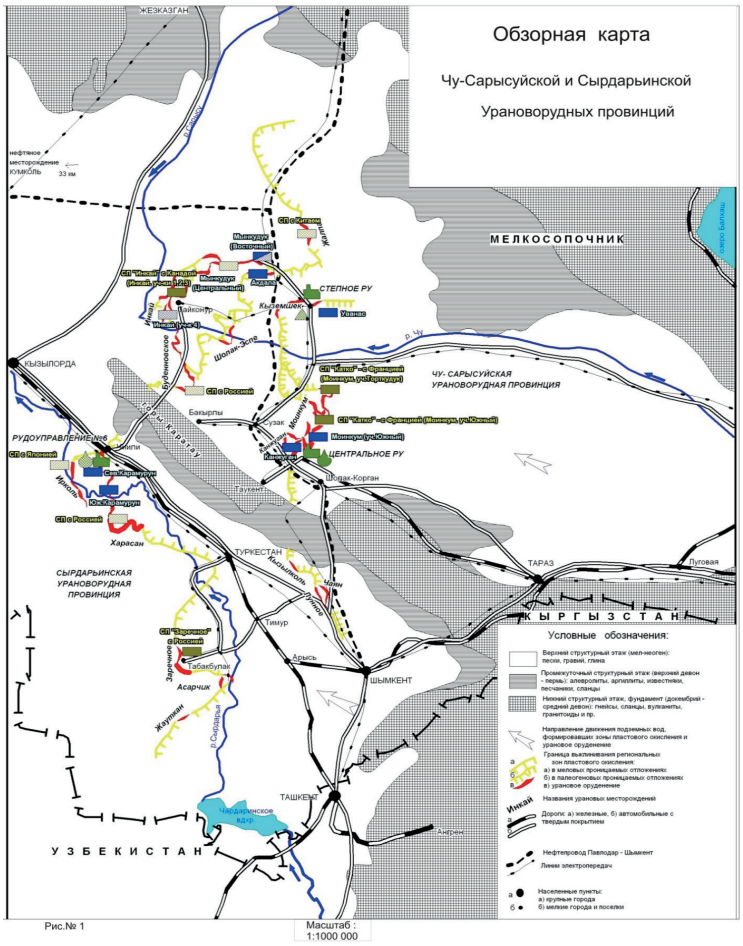


Рисунок 1 – Обзорная карта Шу-Сарысуйской и Сырдарьинской урановорудных провинций

Независимо от минерализации, подземные воды рудовмещающих водоносных горизонтов на всех месторождениях содержат комплекс радионуклидов в количестве, значительно превышающем нормы для хозяйственно-питьевого водоснабжения.

Таким образом, на территории Казахстана сформирована крупнейшая урановая сырьевая база. Основными УРП являются Шу-Сарысуйская и Сырдарьинская провинции, представленные важнейшими промышленными типами эпигенетических пластово-инфильтрационных (гидрогенных) месторождений, являющихся базой для добычи наиболее дешевого уранового сырья методом ПСВ.

Особенности проведения гидрогеологических и инженерно-геологических работ на разных стадиях исследования урановых месторождении.

Цели и задачи гидрогеологических и инженерно-геологических исследований на разных стадиях разведочного процесса (поисково-оценочной, предварительной и детальной разведки), а также основные способы решения этих задач отражены в таблице 1 [1, 2, 3, 4].

При поисковых работах по результатам бурения поисковых скважин и геофизических исследований проводится предварительное расчленение разреза перспективной площади по обводненности, выделяются потенциально водоносные и водоупорные горизонты. По району работ осуществляется обобщение данных о гидрогеологической изученности, которые увязываются с результатами бурения поисковых скважин.

После обнаружения уранового оруденения поисковыми скважинами и проведения выборочной детализации в пределах рудоносной полосы по сети 1600 X 800 – 50 м рекомендуется проходка специального профиля из трех гидрогеологических скважин, первая из которых располагается в зоне неокисленных безрудных пород, вторая – в зоне уранового оруденения, третья – в зоне окисленных пород. Скважины бурятся полностью с керном и обсаживаются металлическими трубами. Фильтры устанавливаются на всю мощность потенциального продуктивного горизонта. На скважинах выполняются прокачки для установления уровня подземных вод и пробные откачки для оценки емкостных и фильтрационных свойств пород, отбираются пробы воды на химический анализ для определения pH и Eh, общей минерализации, сокращенного состава кислорода, сероводорода и содержания рудных микрокомпонентов (уран, селен, молибден, рений, скандий, лантаноиды). По всему рудовмещающему разрезу отбираются пробы на гранулометрический состав, карбонатность, сульфидную серу, органический углерод.

Таблица 1

Стадия изучения месторождения	Характеристика гидрогеологических исследований		
	Цели	Основные задачи	Основные способы решения
Поисковые и оценочные работы	Оценка разрешающих факторов: выяснение обводнениости рудо-вмещающих пород, определение возможности фильтрации растворов по породам рудовмещающего горизонта	Выделение водоносных горизонтов, установление обводненности рудовме-щающих отложений, оценка дебитов скважин и понижений уровня, оценка гидрогеологических характеристик продуктивного пласта	Анализ материалов бурения поисково-оценочных скважин, выделение литолого-фациальных зон и структурных блоков; бурение одиночных гидрогеологических скважин; каротажные исследования; откачки и наливы (нагнетания); изучение гранулометрического состава по всем рудным оценочным скважинам; оценка фильтрационных свойств руд и пород в лабораторных условиях
Разведка	Определение влияния гидро-геологических условий на отработку месторождения методом ПСВ; гидрогеологи-ческое районирование место-рождения; гидрогеологиче-ское обоснование категории запасов урана С2: обосно-вание исходных данных (по комплексу гидрогеологиче-ских параметров) к ТЭДу на детальную разведку	Определение основных гидрогеологических параметров; оценка про-ницаемости руд и безрудных пород продуктивных гори-зонтов; обоснование литолого-фациальных типов руд и вмещающих пород; оценка оптимальных дебитов технологических скважин; оценка взаимосвязи рудовмещающих и безрудных водоносных горизонтов,; установление взаимосвязи место-рождения с водо-заборами подземных вод (если они имеются)	Бурение опытных кустов с возмущающей и наблюдательными скважинами на продуктивный и смежные с ним горизонты и одиночных гидрогеологических скважин; опытно-фильтрационные работы; лабораторные исследования гранулометрического состава и проницаемости пород; стационарные наблюдения

Краткая характеристика геофизических методов исследований.

Гамма-каротаж (интегральный). Гамма-каротаж основан на регистрации гамма-излучения естественныхрадиоактивных элементов (ЕРЭ), содержащихся в горных породах, пересеченных скважиной.

Измеряемая величина – скорость счета гамма-квантов в импульсах в минуту [имп/мин]. Основная расчетная величина – мощность экспозиционной дозы (МЭД) в микрорентгенах в час [мкР/ч] [5, 6, 7, 8, 9, 10].

Гамма-каротаж является одним из основных методов работ, проводимых на радиоактивные руды.

Электрокаротаж (КС, ПС). Электрический каротаж – это метод исследования горных пород, основанный на регистрации параметров естественного или искусственного электрических полей.

Электрический каротаж, основанный на регистрации параметров естественного электрического поля, представляет собой каротаж потенциалов самопроизвольной поляризации (ПС).

Индукционный каротаж (ИК). Основан на измерении кажущейся удельной электрической проводимости $\delta_к$ пород в переменном электромагнитном поле, в частотном диапазоне от десятков до сотен килогерц. В методе реализованы варианты измерения как активной компоненты кажущейся удельной электрической проводимости $\delta_\pi^а$, которая пропорциональна ЭДС, так и реактивной компоненты $\delta_\pi^р$, пропорциональной ЭДС, сдвинутой по фазе относительно тока генераторной цепи зонда. Единица измерения – сименс на метр (См/м), дробная – миллисименс на метр (мСм/м).

Инклинометрия. Инклинометрия – это измерения зенитного угла и азимута скважины в зависимости от ее глубины, с целью определения изменения траектории ствола скважины в пространстве от ее начального положения.

Единица измерения – градус. Измерения выполняются магнитными инклинометрами при подъеме скважинного прибора в не обсаженных скважинах или в скважинах с обсадкой из немагнитных материалов. Шаг измерения – кратный 10 м. Как правило, равен 20 м.

Каротаж по мгновенным нейтронам деления (КНД-м). КНД-м основан на измерении нестационарных нейтронных полей, создаваемых скважинным импульсным генератором быстрых нейтронов длительностью импульса 2 мкс с энергией 14 МэВ. Принципиальное отличие КНД-м от импульсного нейтронного каротажа (ИНК) заключается в том, что при КНД-м измеряется плотность потока нейтронов не от первичного импульсного генератора после их замедления до уровня надтепловых энергий, а плотность потока мгновенных нейтронов деления, генератором которых является урановая руда, содержащая изотоп уран-235.

Для урановых месторождений соотношение изотопов урана-235, урана-238 и урана-234 в рудах постоянно, поэтому измеренный сигнал одновременно может служить и мерой концентрации природного урана.

Кавернометрия (КМ). Кавернометрия – метод ГИС, позволяющий определять среднее значение диаметра скважины и его изменения по стволу скважины.

Измеряемая величина – диаметр скважины в миллиметрах [мм].

Токовый каротаж (ТК). Метод применяется для определения мест нарушения гидроизоляции обсадной колонны в случае использования для этих целей труб, изготовленных из полиэтилена. Места нарушения гидроизоляции во всех случаях соответствуют местам нарушения электроизоляции, фиксируемым по данным токового каротажа, четко выраженным аномальным увеличением силы тока в цепи АВ в интервалах нарушения целостности обсадных труб. Метод относится к качественным, индикаторным.

Термометрия (ТМ). Метод заключается в изучении естественных и искусственных тепловых полей в скважине в установившемся и неустановившемся режимах. Измеряемая величина – температура (разность температур) в градусах Цельсия [°С].

Расходометрия (Рх). Расходометрия – метод ГИС, основанный на измерении скорости потока (расхода) жидкости по стволу скважины. Измерения точечные при неподвижном положении прибора (расходомера) в точке измерения.

Перемещение жидкости по стволу скважины вызывает вращение крыльчатки расходомера со скоростью вращения, пропорциональной скорости потока. Измеряемая величина – обороты в минуту [об/мин]. Расчетная величина – расход жидкости по стволу скважины в [$м^3$/час].

Охрана недр и окружающей среды.

Опыты проводятся при закачке технологических растворов в продуктивный пласт и оказывают существенное влияние на подземные воды и водовмещающи породы. Активное воздействие на природную среду должно постоянно находиться под тщательным контролем. В дальнейшем при отработке месторождения методом подземного выщелачивания (ПВ) масштабы воздействия на окружающую среду значительно увеличиваются.

Система контроля состояния подземных и поверхностных вод на полигонах ПВ определяется природной сложностью месторождения, геолого-гидрогеологическими условиями, принятой технологией отработки

и географией полигона ПВ, его местоположением в системе существующего хозяйственно-питьевого водоотбора, сельскохозяйственном севообороте и состоянием поверхностного ландшафта с учетом СанПиН 5.01.023.99 «Санитарные нормы проектирования, строительства, эксплуатации, консервации и ликвидации полигонов подземного выщелачивания радиоактивных руд».

Система контроля разрабатывается на стадии проектирования эксплуатационных блоков на основании данных поисковых геологоразведочных работ, лабораторных исследований, опытных полевых испытаний и опыта эксплуатации аналогичных месторождений.

Контролю подвергаются все водоносные горизонты в районе действующего полигона ПВ, поверхностные сборы атмосферных осадков, а также пескоотстойники с продуктивными (ПР) и выщелачивающими (ВР) растворами.

Система контроля базируется на отборе проб из вышеперечисленных источников наблюдения, систематизации данных геофизического контроля, проведении анализа с последующей разработкой необходимых мероприятий.

Основные цели применяемой системы контроля:

- определение первичного химического состава и уровня подземных вод;
- контроль за изменением химического состава и динамического уровня растворов в отрабатываемом продуктивном горизонте в результате ПВ и после отработки;
- контроль за распространением ореола растворов ПВ в горизонтальном и вертикальном направлениях;
- управление процессом ПВ, совершенствование технологии отработки с целью исключения растекания технологических растворов за пределы отрабатываемых площадей;
- совершенствование обвязки полигонов, ремонтно-восстановительных работ в скважинах, сокращающих разливы технологических растворов.

Система контроля должна включать три сети наблюдательных скважин:

1) для контроля за возможными утечками растворов из пескоотстойников ПР и ВР;

2) для контроля за технологическим процессом в зоне гидродинамического воздействия откачиваемых и закачиваемых растворов;

3) для контроля за растеканием растворов в горизонтальном и вертикальном направлениях.

Большинство вопросов рассмотрено конспективно с выделением лишь некоторых наиболее важных моментов. Поэтому в приложении к методическим указаниям помещен расширенный список наиболее важной методической литературы, которую следует проработать дополнительно.

В этой связи, вполне уместно процитировать «Циркуляр Морского технического комитета №15 от ноября 20 дня 1910 г.»:

«Никакая инструкция не может перечислить всех обязанностей должностного лица, предусмотреть все отдельные случаи и дать вперед соответствующие указания, а потому господа инженеры должны проявить инициативу и, руководствуясь знаниями своей специальности и пользой дела, прилагать все усилия для оправдания своего назначения».

Список использованных источников

1. Боревский Б.В., СамсоновБ.Г., Язвин Л.С. Методика определения параметров водоносных горизонтов по данным откачек. – М.: Недра, 1979.

2. Справочные руководство гидрогеолога. – Л.: Недра. – 1979. – Т. – 1, 2.

3. Гринбаум И.И. Расходометрия гидрогеологических и инженерно-геологических скважин. – М.: Недра, 1975.

4. Справочник по инженерной геологии. – М.: Недра, 1981.

5. Стрельченко В.В. Геофизические исследования скважин: Учебник для вузов. – М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2008. – 551 с.;

6. Калинникова М.В., Головин Б.А., К.Б. Головин. Геофизические исследования скважин: Учебное пособие для вузов. – Саратов: Изд-во СГУ, 2011. – 43 с.;

7. Инструкция МВИ (методика выполнения измерений) по гамма-каротажу на месторождениях урана пластово-инфильтрационного типа №KZ.07.00.03328-2016, Алматы, 2016 г;

8. Техническая инструкция по проведению геофизических исследований в скважинах на пластово-инфильтрационных месторождениях урана. – Алматы: ТОО «Горнорудная компания», 2010. – 203 с.

9 Инструкция по каротажу мгновенных нейтронов деления при подготовке к эксплуатации и эксплуатации пластовоинфильтрационных месторождений урана. – Алматы: АО НАК Казатомпром, 2003. – 65 с.

10 Язиков В.Г. Особенности проведения геофизических исследований в скважинах при изучении и освоении инфильтрационных (гидрогенных) месторождений урана: Учебное пособие / Легавко А.В., Язиков В.Г. – Томск: Изд-во ТПУ, 2012. – 95 с.

РАЗРАБОТКА, ИЗГОТОВЛЕНИЕ И ОПЫТНАЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ УСТАНОВКИ ДЛЯ СБОРА И УТИЛИЗАЦИИ РАСТВОРОВ С ОСВОЕНИЯ СКВАЖИН В ТОО «СП «ИНКАЙ»

Диракка А., Волненко М.П., Редько А.В., Павлов К.А., Гафаров Т.А.
ТОО «СП «Инкай», г. Шымкент, Казахстан

Введение

ТОО «СП» «Инкай», является совместным предприятием АО «НАК «Казатомпром» и канадской горнорудной компании «Cameco».

Основными приоритетными задачами для ТОО «СП «Инкай» являются обеспечение безопасных условий труда и защита здоровья работников, охрана окружающей среды, а также обеспечение качества и оптимизация технологических процессов и продукции.

Одним из ключевых видов деятельности, связанной с добычей урана на месторождениях, отрабатываемых методом скважинного подземного выщелачивания, является сооружение технологических скважин.

С момента начала деятельности ТОО «СП «Инкай», объемы сооружения технологических скважин имеют ежегодный прирост, и до окончания срока действия Контракта на недропользование (до 2045 года), будут составлять в среднем 883 скважины в год или 351 485 погонных метров.

ТОО «СП «Инкай», понимая важность данного процесса, на протяжении всего периода деятельности, разрабатывает и успешно внедряет новые процедуры, регламенты и технологии для оптимизации как количества скважин, так и непосредственно самих процессов бурения и сооружения скважин, сокращения затрат, повышения их эффективности и качества проводимых работ. При этом, значительное внимание уделяется экологическим вопросам внутри процессов путем сокращения сроков проведения этапов работ, оптимизации логистических маршрутов и т.д.

Определение целей и влияния

Процесс бурения и сооружения технологической скважины состоит из нескольких этапов, в которых задействованы не только непосредственно буровые установки, но и большое количество различного вспомогательного оборудования. Недостаточное количество перечисленной выше техники и оборудования негативно влияют на все этапы бурения и сооружения скважин, снижают производительность буровых установок, и как следствие, влияют на соблюдение графика сооружения технологических блоков, что в итоге приводит к повышению рисков неисполнения производственных программ предприятий.

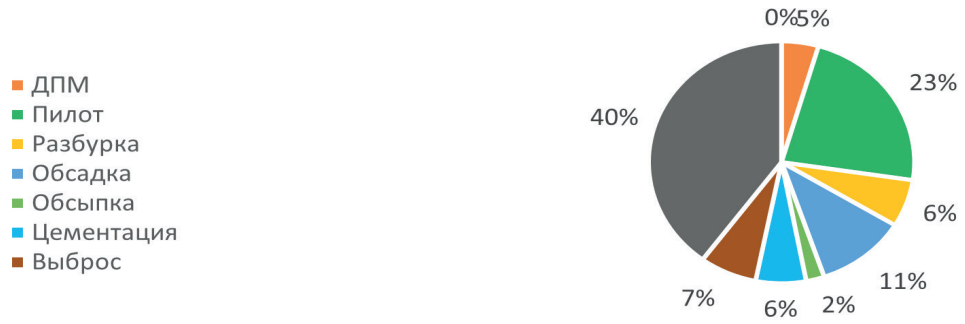


Рисунок 1 – Затраты времени на бурение и сооружение скважин по этапам работ

Наиболее продолжительным по времени проведения (до 40% от всего времени цикла строительства скважины) и затратам на транспортную логистику является этап освоения, при котором достигаются требуемые параметры скважин.

В 2021 году в ТОО «СП «Инкай» была поставлена цель – повысить эффективность, минимизировать риски и снизить негативное воздействие на окружающую среду в данном процессе.

Описание процессов, поиск кореных причин и постановка задач

Стандартная схема организации работ выглядит следующим образом: процесс освоения скважины с помощью передвижного компрессора чередуется с его остановками, возникающими из-за ожидания техводовоза для откачки раствора из зумпфа, заполненного образованными в процессе освоения растворами.

Рисунок 2 – Схематическое изображение процесса освоения скважины при стандартной организации работ в пределах одной рабочей смены (12 часов)

Общее время процесса освоения при данной схеме организации работ в среднем составляет 31 час, не включая ожидание освоения из-за отсутствия свободной передвижной компрессорной установки. При данной схеме организации работ каждый раз, откачав раствор, техводовоз направляется к шламонакопителю для его сброса в карту. При этом, удаленность осваиваемой скважины от карты шламонакопителя может достигать 5 км и более.

При условии, что автоцистерна техводовоза имеет вместимость 12 м^3, расстояние до шламонакопителя 5 км средний объем растворов, подлежащих утилизации с 1 скважины, составляет 400 м^3 то расчетным путем были получены показатели по годам (приведены в таблице 1)

Таблица 1 – Показатели по утилизации растворов с освоения за пять лет до внедрения изменений

Показатель	Период				
	2018	2019	2020	2021	2022
Кол-во скважин, тн.	910	880	517	613	961
Количество рейсов, тыс. шт.	30	29	17	20	32
Пробег, тыс. км	303	293	172	204	320
Объем растворов, тыс. м3	364	352	207	245	384
Количество выбросов СО2, т	669	647	380	450	706

На основе приведенных расчетов можно сделать вывод, что все измеряемые показатели в основном зависят от двух условий: объем раствора, образующегося при освоении скважины подлежащего транспортировке в отстойные карты шламонакопителя, и расстояния от осваиваемой скважины до шламонакопителя.

Местоположение карт шламонакопителей в ТОО «СП «Инкай» определено рабочим проектом по строительству исходя из принципа наиболее равномерного их распределения относительно рудных площадей в пределах горного отвода предприятия, но строить их в пределах каждого технологического блока при его сооружении, не представляется возможным как с технической стороны, так и по соображениям минимизации воздействия на окружающую среду. В связи с этим, показателем на который следует повлиять в первую очередь был выбран объем растворов, подлежащих транспортировки в шламонакопители.

Поиск решений

Поиск решений данной задачи привел к варианту сброса (утилизации) части полученных в результате освоения растворов в близлежащие, ранее сооруженные технологические скважины, тем самым снизив объем раствора для его перевозки автотранспортом.

В процессе решения задачи, было разработано и предложено следующее техническое решение – сконструировать установку, на базе ёмкости для осветления и перекачки растворов имеющейся в распоряжении ТОО «СП «Инкай» для нужд РВР, через которую по системе трубопроводов растворы будут сбрасываться в близлежащие ранее сооруженные скважины. Для обеспечения перекачки растворов на требуемые расстояния и в необходимом диапазоне дебитов было принято решение оснастить ёмкость двумя погружными насосами.

С целью снижения рисков отказа в приеме растворов одной скважиной, а также в случае откачки растворов с осваиваемой скважины с дебитом, превышающим приёмистость сбросной скважины, было принято решение задействовать для сброса одновременно несколько скважин, для чего был разработан распределительный коллектор, с возможностью управления объемом подачи растворов по трубопроводам в сбросные скважины.

Разработка и реализация

Исходя из принятых решений, а так же основываясь на имеющемся в наличии оборудовании были разработаны чертежи, изучена гидравлическая характеристика всей системы и опытная установка была собрана. Помимо указанного выше оборудования установка было оснащена системой автоматического отключения насосного оборудования, сигнализацией переполнения и минимального уровня, а также расходомером для учёта объёма перекачки и контроля дебита скважины. Сборка установки была осуществлена из материалов и оборудования имеющихся в наличии на руднике и бывших ранее в употреблении.

Рисунок 3 – Общий вид установки и распределительного коллектора

Опытные работы и мониторинг

В течение 2022 года были проведены опытные работы по освоению 32 технологических скважин.

Работы производились по следующему регламенту: после монтажа ПКУ на скважине, проводился выброс растворов в зумпф, в количестве до 10 м^3. При отсутствии видимых мех. взвесей в растворах, к скважине подключалась установка. Насосное оборудование установки соединялось трубопроводом (PE-100, d63 мм. SDR 11) с распределительным коллектором (PE-100, d200 мм. SDR 11), от которого по трубопроводам (PE-100, d50 мм. SDR 13,6) растворы распределялись по скважинам одной ячейки. Регулировка подачи растворов на скважины производилась с помощью установленных на коллекторе мембранных кранов.

В процессе освоения периодически, и при сдаче скважины, производились замеры дебита скважины, при этом растворы сбрасывались в зумпф. Общий объем накопления в зумпфе растворов, подлежащих транспортировке, за весь цикл освоения и сдачи скважины, в среднем составил до 36 м^3, т.е. техводовоз произвел 3 рейса для транспортировки растворов в шламонакопитель.

Для анализа степени негативного влияния на сбросные скважины, при проведении испытаний на первых скважинах, производились следующие виды контроля:

1. Отбор растворов для определения лабораторным методом механических взвесей по следующей схеме: проба раствора до емкости, проба раствора на выходе с емкости в трех периодах- перед подключением установки, в середине процесса освоения, и при завершении работ.

2. ГИС (токовый каротаж) в сбросных скважинах до и после проведения работ- с целью сравнения длины открытого пескоотстойника скважины;

3. Замер дебитов в сбросных скважинах после проведения работ- с целью сравнения с дебитом при приемке данной скважины.

Анализ проведенных контрольных мер показали следующие результаты:

1. Количество механических взвесей на выходе из установки меньше, чем на входе и снижается со временем. При этом, в количественном выражении данный параметр не превышает установленные требования;

2. Изменение степени открытости отстойника сбросных скважин находится в пределах 2–5% относительно первоначальных значений, что не является критичным;

3. Дебиты сбросных скважин, до и после проведения работ, не изменились.

Результаты и эффективность

В результате внедрения установки, общее время освоения скважины, в ввиду непрерывности процесса снизилось с 31 часа до 24 часов.

С полученными, в результате набора статистики, параметрами по среднему объему транспортируемых в шламонакопитель растворов (36 м^3), при ранее указанном объеме автоцистерны (12 м^3), расстоянию до шламонакопителя (5 км), при 100% использовании установки на всех скважинах, расчетным путем получены обновленные показатели по утилизации растворов за пять лет (приведены в таблице 2).

Далее был проведен сравнительный анализ измеряемых нами показателей при освоении скважин без использования установки, и с использованием установки по перекачке растворов, результаты данного анализа приведены на графиках (рисунок 4)

Таблица 2 – Показатели по утилизации растворов с освоения за пять лет после внедрения изменений

Показатель	Период				
	2018	2019	2020	2021	2022
Кол-во скважин, шт.	910	880	517	613	961
Количество рейсов, тыс. шт.	3	3	2	2	3
Пробег, тыс. км	27	26	16	18	29
Объем растворов, тыс. м3.	33	32	19	22	35
Количество выбросов CO2, т.	68	66	39	46	72

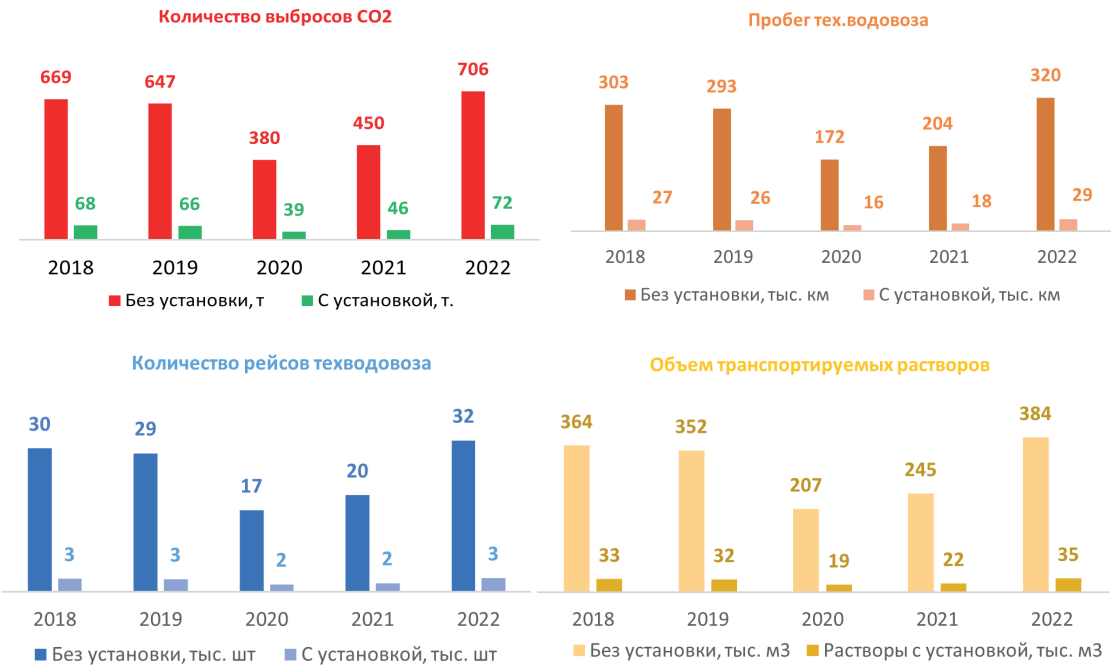


Рисунок 4 – Результаты сравнительного анализа измеряемых показателей до и после внедрения предложенных изменений

Опытное применения установки для сбора и утилизации растворов с освоения скважины, подтвердило эффективность предлагаемой методики.

Выгоды

В случае полноценного внедрения данной методики на всех участках буровых работ, возможно получение следующих выгод:

1. Непрерывность процесса освоения => повышение эффективности процесса освоения => снижение затрат времени освоения на 1 скважину => снижение потребности в ПКУ = экономия средств;
2. Сокращение объема транспортировки растворов => сокращение кол-ва водовозов => сокращение ГСМ и сокращение затрат на ТОиР:

а) сокращения выбросов CO2;

б) экономия средств.

3. Сокращение объема транспортировки растворов => увеличение длительности использования 1 ячейки отстойных карт шламонакопителя => сокращение объема строительства карт шламонакопителей => сокращение количества спецтехники => сокращение расхода ГСМ и сокращение затрат на ТОиР:

а) сокращения выбросов CO2;

б) экономия средств.

Заключение

Понимая все выгоды от использования предлагаемой методики управления растворами и ориентируясь на снижение углеродного следа, бюджетом ТОО «СП «Инкай» на 2023 год запланировано приобретение дополнительно четырех установок по сбору и утилизации растворов для дальнейшего развития данной методики и внедрения ее в практику предприятия на постоянной основе исходя из необходимости стопроцентного перехода на данный способ утилизации растворов с освоения скважин.

ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ДАННЫХ КНД-М С ОДНОВРЕМЕННЫМ ГК НА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГИДРОГЕННОГО ТИПА

Асирбек Н.А.
Satbayev University, филиал ЦОМЭ АО «Волковгеология», г. Алматы, Казахстан,

При проведении каротажа КНД-М в условиях высокого водородосодержания рудовмещающей породы поправки на влияние плотности и влажности руд необходимо вносить по геологическим данным, либо определять плотность и влажность в естественном залегании с помощью геофизических методов.

Интерпретация данных каротаж КНД-М с одновременным ГК заключается в определении содержаний урана и радия в расчете на воздушно-сухую руду в отдельных десятисантиметровых прослоях.

Содержания радия вычисляют по программам, реализующим алгоритм.

Процесс вычислений при интерпретации данных КНД-М с целью нахождения содержаний урана состоит из двух этапов. На первом этапе определяют влажность руды и пересчетный коэффициент с учетом влажности, нейтронных свойстве руд и пересчетный коэффициент с учетом влажности, нейтронных свойств руд и геометрии изменений. На втором этапе находит границы рудных интервалом и содержание в них урана.

Пересчетный коэффициент ($К_С$) для руд силикатного состава определяют для каждого рудного пересечения по формуле

$$К_с = А \cdot \tau \cdot e^{-\frac{150}{\tau}} К_l / П_{ст} \quad (1)$$

имп./мин на 0,01%U

где А – градуировочная постоянная, характерная для каждого СП; $1/\tau$ – декремент затухания поля тепловых нейтронов, мкс$^{-1}$; $П_{ст}$ - поправка на поглощения нейтронов в стальных обсадных трубах, отн. ед; $К_L$- коэффициент, учитывающий пространственное распределение нейтронов и геометрию измерений.

Коэффициент А определяют на моделях урановых руд тел, насыщенных для нейтронного излучения, и применительно к конкретным условиям уточняют путем сопоставления результатов интерпретации данных КНД-М и опробования керна не менее, чем по 20 рудным интервалом общей мощности не менее 30м.

Таблица 1 – Значения поправок в зависимости от толщины стальных обсадных труб

Толщина обс. ст. труб., мм	0	1,5	3,0	4,5	6,0	7,5	9,0	10,5	12
Поправка $П_{ст}$, отн.ед.	1,00	1,02	1,03	1,05	1,07	1,09	1,11	1,13	1,14

При определении $К_с$ по рудному пласту для каждого из трех сигналов (N_1, N_2, N_3) находят фоновые значения ($N_{1ф}$, $N_{2ф}$, $N_{3ф}$) по пяти и более точкам со стороны кровли и со стороны подошвы.

При этом значение сигнала от фонового излучения не должно превышать значений, соответствующих 0,005% урана.

По формуле

$$S_j = \frac{1}{n} \sum_{(i)} [N_j (Z_i) - N_{фj}(Z_i)] \quad (2)$$

имп./мин., j=1,2,3,

где N_j -сигнал, $N_{фj}$-фон, n- число измерений, подсчитывают средние значения сигналов в пределах рудного пересечения S_1, S_2, и S_3, и определяют отношения S_1/S_2, S_1/S_3. Первое из них используют для определения τ по формуле

$$\tau = \frac{t_2 - t_1}{ln \frac{S_1}{S_2}} \quad (3)$$

где t_2-t_1 – интервал между временным задержками сигналов N_1, мкс, а второе – для определения $К_l$ по палетке, приведенной на рисунке 1.

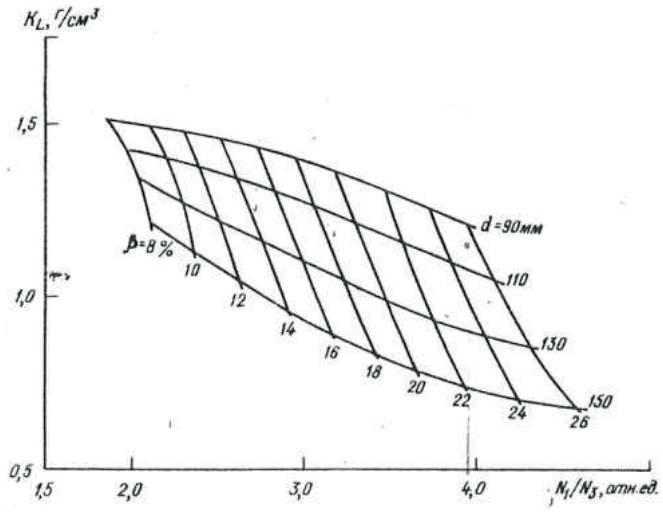


Рисунок 1 – Палетка для определения K_l *и влажности руд* β в зависимости от N_1/N_2 и диаметра скважин d. (при обсадке скважин стальными трубами значение d принимается равным внутреннему диаметру труб)

Руды урановых месторождений угольного состава имеют, как правило, повышенное водосодержащие (эквивалентное 40% и более влажности) и высокую минерализацию пластовых вод. В этих условиях измерения проводят по однозондовой методике, а учет плотности и влажности руд при определении пересчетного коэффициента производят по геологическим данным. При этом пространственное распределение нейтронов и скважинные условия учитывают произведением А-$К_l$ в формуле 1, определял его по результатам сопоставления данных КНД-М с данными геологического опробования керна не менее, чем по 20 рудным интервалам. Среднее значение А-$К_l$ находят по формуле

$$АК_l = \left[\sum_{i=1}^{k} S_1^{(i)} / \tau_i e^{-\frac{150}{\tau_i}}\right] / \left[\sum_{i=1}^{k} q_i\right] \quad (4)$$

где $S_1^{(i)}$, τ_i и q_i- соответственно среднее значение сигнала по формуле 2, величина, обратная декременту затухания поля тепловых нейтронов и средневзвешенное содержание урана в i-ом интервале в естественном залегании, приведенное к воздушно-сухой среде, к-число интервалом.

Если коэффициент вариации плотности руд ρ составляет более 10%, то для его определения используют данные плотностного гамма-гамма каротажа. Особенности определения плотности руд на урано-угольных месторождениях лежит закономерность, наблюдаемые на месторождениях подобного типа и связывающая плотность углей ρ и величины сигналов, регистрируемые в рудных углях N_y и вмещающих их силикатных породах N_n

$$\rho = a\ln\frac{N_y}{N_n} + b \quad (5)$$

где a и b – постоянные для каждой скважины коэффициенты, зависящие от плотности промывочной жидкости, диаметра скважины и типа применяемой аппаратуры. Эти коэффициенты определяются исходя из значений плотности пород опорных горизонтов-пласта безрудного угля ρ_δ и надугленосных песчано-глинистых неизменных отложений ρ_n, залегающих, обычно, выше кровли пласта на 1-2м. средние плотности ρ_δ и ρ_δ достоверно определяются геологическим опробованием.

Подставляя в формулу 5 соответствующие значения плотностей ρ_δ, ρ_n и $N_y = N'_y$, где N'_y - частота импульсов от рассеянного излучения на безрудных углях, получаем систему уравнений

$$\begin{cases} \rho_\delta = a\ln\frac{N_y}{N_n} + b \\ \rho_n = a\ln 1 + b \end{cases} \quad (6)$$

из которой устанавливаются значения коэффициентов a и b

Используя полученные коэффициенты, по формуле 5 рассчитывают плотность рудных углей по частоте

импульсов от рассеянного излучения в рудных углях (общая частота импульсов за вычетом частоты импульсов, обусловленной естественными радиоактивными элементами).

Работоспособность методики подтверждается схождением средних значений плотности, определенных по монолитам керна и результатам интерпретации гамма-гамма-каротажа (выборка из 20–30 значений дает расхождение не более 0,01 г/см^3). Среднее квадратическое отклонение единичного определения по изложенной методике не превышает ±0,05 г/см^3 для класса плотности от 1,20 до 1,49 г/см^3 и ±0,10 г/см^3 для класса плотности от 1,50 до 2,0 г/см^3.

Если влажности силикатных руд и вмещающих пород существенно различаются (более, чем на 5%), то для интерпретации результатов каротажа маломощных (менее 1,0 м) рудных интервалов следует воспользоваться однозондовой методикой, основанной на использовании сигналов только от первого детектора N_1 и N_2. При этом влажность руд принимают равной ее среднему значению в рудах, из которых сложены эти маломощные интервалы. Однозондовой методикой интерпретации рекомендуется пользоваться и в том случае, когда влажность руд по геологическим данным характеризуется коэффициентом вариации до 10% по месторождению в целом или по отдельным его участкам.

При использовании данных гамма-гамма каротажа вместо $АК_l/р$ путем замены в формуле 4 $S_1^{(i)}$ на $S_1^{(i)}/р$, а Кс вычисляют по формуле

$$Кс = [АК_l/р\,]\rho\tau e^{-\frac{150}{\tau i}} \qquad (7)$$

Полученные в результате интерпретации данные о содержании урана и радия в отдельных десятисантиметровых прослоях используют для определения параметров рудных (по урану) интервалов к подсчету запасов для определения суммарного поправочного коэффициента на нарушение радиоактивного равновесия между радием и ураном и на отжатие радона от стенок скважины в процессе бурения, а также для установления зависимости между бортовым и средним содержанием радия в границах рудных по урану пластов.

Мощность рудных (по урану) интервалов определяют в границах с содержанием урана, превышающим бортовое. При этом, если расстояние между элементарными рудными прослоями 20 см и менее, а в каждом из них содержание урана вместе с примыкающими соседними прослоями больше заданного бортового, то их объединяют в один интервал.

Содержание урана в выделенных границах рудного интервала подсчитывают как среднее арифметическое значение в элементарных рудных прослоях, входящих в этот интервал q_u.

В выделенных рудных интервалах подсчитывают средние арифметические содержания радия в элементарных прослоях, входящих в этот интервал q_{Ra}. при отсутствие эффекта отжатия радона q_{Ra} равно среднему содержанию радия в рудном интервале.

Поправочный коэффициент $К_{рр}$, учитывающий суммарное влияние коэффициента радиоактивного равновесия между ураном и радием ($К_{рр}$) и отжатие радона (Р) находят путем деления q_{Ra}/q_u.

Для кровли и подошвы каждого рудного интервала подсчитывают бортовое содержание радия q_{Ra}^{δ}, соответствующее заданному бортовому содержанию урана.

Данные КНД-М по двухзондовой методике могут быть использованы для оценки влажности, плотности и подсчета коэффициента глинистости руд песчано-глинистого состава.

Влажность руд β (%) определяют по отношению S_1/S_2 из палетки рисунка 1, а плотность руд ρ (г/см^3) подсчитывают по формуле

$$\rho=\rho_0 /[1+0{,}01\beta(\rho_0-1)] \qquad (8)$$

где ρ_0 – минералогическая плотность основы, равная 2,50 ± 0,07 г/см^3.

Коэффициент глинистости ($К_{гл}$-содержание литологической фракции с размерами частиц менее 0,05 мм) подсчитывают по формуле

$$К_{гл} = \frac{\tau_{гл}}{\tau_п-\tau_{гл}}\left[\frac{\tau_п(\tau_{H_2O-10^{-2}\cdot\rho\cdot\beta\cdot\tau})}{(1-10^{-2}\beta\rho)\tau\cdot\tau_{H_2O}}\right]-1 \qquad (9)$$

где τ^{-1}-декремент затухания поля нейтронов, мкс$^{-1}$; $\tau_{гл}^{-1}, \tau_п^{-1}, \tau_{H_2O}^{-1}$, - соответственно декременты затухания тепловых нейтронов в глине, песке и воде.

Параметры $\tau_{гл}$ и $\tau_{п}$ определяют для руд конкретных месторождений по результатам сопоставления данных КНД-М с материалами литологического анализа проб керна, а не τ_{H_2O} принимают равным 207 мкс.

Работы этим методом проводились на месторождении Жалпак подрядным способом силами экспедиции №7 Волковского производственного геологического объединения для подтверждения достоверности определения поправочных коэффициентов (общий поправки на нарушение радиоактивного равновесия между ураном-радием-радоном, поправки за влажность), принимаемых при интерпретации гамма-каротажа.

Окончательная оценка достоверности и надежности результатов интерпретации КНД-М выполнено сопоставлением результатов метода КНД-М с опробованием керна. Эти результаты представлены в таблице 2

Таблица 2 – Сводные результаты сопоставления параметров уранового оруденения, определенных по КНД-М и опробованию керна

Сопоставляемые параметры	КНД-М	Опробование керна	Относительное расхождение,%
Количество скважин	31	31	-
Количество интервалов	44	44	-
Суммарная мощность, м	83,0	83,7	-0,84
Суммарные стволовые запасы, м%	2,4174	2,2267	+8,56
Среднее содержание, %	0,029	0,207	+7,4

Из таблицы 2 видно, что расхождения в определении мощности, содержания и метропроцента не превышает допустимых (10%). При оценка значимости расхождений получено, что для всех сопоставляемых параметров (М, С, МС) Тэксп.< Ткр. Это говорит о том, что расхождения в определении М,С, МС является случайным.

Метод КНД-М можно использовать при оценке достоверности результатов гамма-каротажа. В таблице 3 представлены данные сопоставления результатов интерпретации КНД-М и гамма-каротажа

Таблица 3 – Результаты сопоставления параметров уранового оруденения по гамма-каротажу и КНД

Сопоставление параметры	ГК	КНД-м	Относительные погрешности,%
Количество интервалов	54	54	-
Суммарная мощность	108,5	111,3	-2,52
Суммарные стволовые запасы, м%	2,7155	2,9816	-8,92
Среднее содержание, %	0,025	0,027	-7,41

Из таблицы видно, что расхождения в определении параметров рудных интервалов по КНД-м и гамма-каротажу не превышают допустимых (10%). При оценке значимости систематических расхождений по мощности, содержанию и метропроценту получено Тэксп.< Ткр., что говорит об отсутствии значимых систематических расхождений. Это еще раз подтверждает достоверность и надежность коэффициентов, применяемых при интерпретации результатов гамма-каротажа.

Результаты опытно-промышленных работ на урановых месторождениях гидрогенного типа позволяют следующим образом охарактеризовать достигнутые метрологические параметра КНД-М

- систематические расхождения между результатами КНД-М и данными керного опробования по параметрам рудных тел статистически незначимы
- случайные погрешности метропроцента, оцененные по данным сопоставления результатов КНД-М и геологического опробования керна, составляет 31% для месторождений угольного типа и 27% для песчано-глинистого типа.
- погрешности определения плотности, влажности и коэффициента глинистости по данным КНД-М не превышают погрешностей их определения геологическими методами.
- по результатам методом КНД-м надежно определяется величина влажности и плотности руд в естественном залегании, по точности не уступающей результатам интерпретации КНД-м и гамма-каротажа.

Список использованных источников

1. Инструкция по каротажу методом мгновенных нейтронов деления при изучении урановых месторождений гидрогенного типа. – Л., 1985.

2. Отчет экспедиции №27 по геологическому заданию XX-XX о детальной разведке Жалпакского X ураного месторождения за период работ 1988–1991 гг. Книга 2. – Алма-Ата, 1991.

ОСЕВАЯ УСТОЙЧИВОСТЬ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ КОЛОНН ИЗ ПОЛИМЕРНЫХ ОБСАДНЫХ ТРУБ И СПОСОБЫ ЕЕ СОХРАНЕНИЯ ПРИ СООРУЖЕНИИ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН СПВ УРАНА

Иванов А.Г.[1], Гладышев А.В.[1], Арсентьев Ю.А.[2], Соловьев Н.В.[2], Назаров А.П.[2], Иванов Д.А.[2]
[1]АО «ВНИПИпромтехнологии», г. Москва, Россия
[2]Российский государственный геологоразведочный институт, г. Москва, Россия

Осевая устойчивость эксплуатационных колонн (ЭК) из полимерных обсадных труб – важнейший фактор обеспечения сохранения герметичности резьбовых соединений обсадных труб при эксплуатации скважин. Потеря осевой устойчивости приводит к изгибам эксплуатационных колонн. Для труб ПНД это происходит к разрушению резьбовых соединений, для труб НПВХ – к разрушению муфтовой части резьбы. Образцы таких разрушений приведены на рисунке 1.

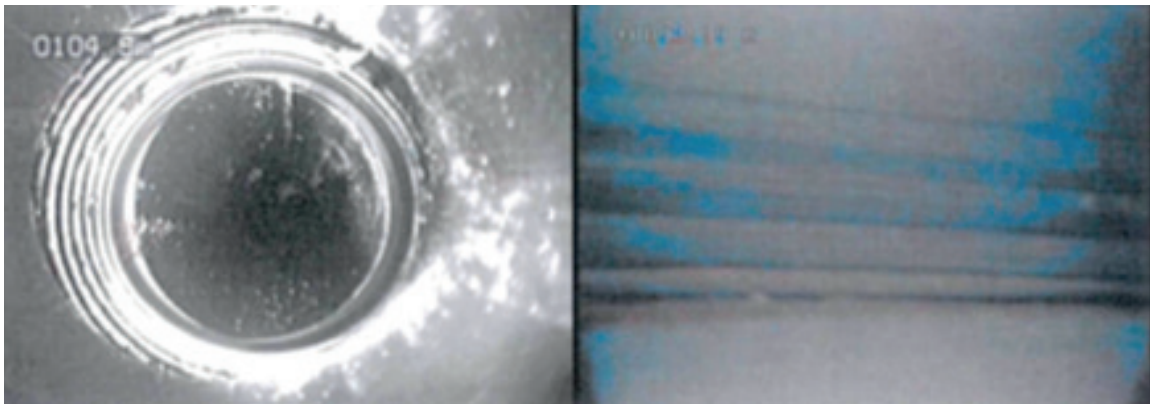


Рисунок 1 – Разрушение резьбового соединения труб ПНД из-за потери осевой устойчивости

Разрушение резьбового соединения труб НПВХ 140х10 на глубине 60 м приведено на рисунке 2.

Рисунок 2 – Разрушение резьбового соединения труб НПВХ на глубине 60 м

Авторами была рассмотрена модель потери устойчивости полимерных обсадных труб и разработана методика расчета осевой устойчивости, приведенная ниже.

Расчет на устойчивость выполняется для условий, когда верхний участок колонны на устье скважины не закреплен и находится в открытом стволе скважины, не заполненной буровым раствором, а нижний участок жестко заделан. Исходя из анализа действия силы собственного веса, следует, что верхний незакрепленный участок эксплуатационной колонны, подобно длинному стержню, изогнется, при условии

превышения критической нагрузки, по плоской синусоидальной кривой линии с длиной полуволны L_1. Уравнение изогнутой оси данного участка колонны, отвечающее граничным условиям: x=0, y=0, y”= 0; x=L, y=0, y”=0, имеет вид $y=f\sin\frac{\pi x}{L}$

Расчетная модель для определения осевой устойчивости обсадной колонны приведена на рисунке 3.

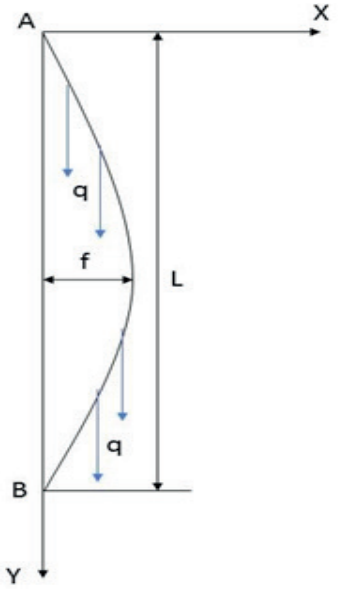


Рисунок 3 – Расчетная модель для определения осевой устойчивости обсадных труб

Критическую длину $L_{кр}$ верхнего незакрепленного участка колонны (стержня)можно найти из условия равенства нулю изменения потенциальной энергии упругой деформации системы при малом отклонении ее от прямолинейной формы равновесия, имеющего следующий вид:

$$U - Aq = 0 \qquad (1)$$

где: U – потенциальная энергия упругой деформации изгиба стержня; Aq – работа силы собственного веса незакрепленного верхнего участка колонны при отклонении от равновесного состояния.

$$U=\frac{1}{2}\int_0^L EI(y'')^2dx \qquad (2)$$

$$Aq=\frac{1}{2}\int_0^L qx(y')^2\,dx \qquad (3)$$

где: $y' = f\frac{\pi}{L}\cos\frac{\pi x}{L}$; $y'' = -f\frac{\pi^2}{L^2}\sin\frac{\pi x}{L}$

Отсюда имеем:

$$U=\frac{\pi^4 f^2 EI}{4L^3} \qquad (4)$$

$$Aq = =\frac{\pi^2 f^2 q}{4L} \qquad (5)$$

После подстановки результатов (4) и (5) в выражение (1) равенство принимает вид:

$$\frac{\pi^4 f^2 EI}{4L^3} = \frac{\pi^2 f^2 q}{4L} \qquad (6)$$

После преобразования имеем:

$$2\pi^2 EI = q\,L^3 \qquad (7)$$

Решая равенство (7) относительно L, получим формулу для определения критического значения длины верхнего незакрепленного участка колонны, изгиб которого происходит под воздействием собственного веса:

$$L = L_{кр} = \sqrt[3]{\frac{2\pi^2 EI}{q}} \quad (8)$$

где: E – модуль упругости материала труб, МПа; J – осевой момент инерции площади поперечного сечения трубы, м^4; q – вес 1 м труб, Н.

Осевой момент инерции определяется по формуле

$$J = \frac{\pi D_н^4}{64}\left[1 - \left(\frac{D_{вн}}{D_н}\right)^4\right] \quad (9)$$

где: Dн, Dвн – наружный и внутренний диаметры трубы, м.

Как следует из приведенных рассуждений, определяющим фактором для определения осевой устойчивости полимерных обсадных труб является модуль упругости материала, из которого они изготовлены, и толщина стенки трубы. Исходя из этого, наиболее предпочтительными для сооружения скважин являются трубы НПВХ, модуль упругости которых более чем в 3 раза превышает этот показатель для труб ПНД. Поэтому при выборе поставщика труб НПВХ одного сортамента в качестве определяющего показателя следует ориентироваться не только на их стоимость, но, и прежде всего, на модуль упругости материала труб.

Далее рассмотрим влияние кольцевого зазора между ЭК и стенками скважины на величину возникающих напряжений.

Исходное выражение устойчивости имеет вид:

$$n_у = \frac{P_{кр}}{P} > [n_у] \quad (10)$$

где: $[n_у]$ = 3-5 – допускаемый коэффициент устойчивости; Pкр – критическая сила

$$P_{кр} = \frac{\pi^2 \cdot E \cdot J}{(\mu \cdot L_p)^2} \quad (11)$$

где: μ – коэффициент приведения длины, (для случая упругого закрепления концов стержня: один конец стержня жестко заделан, а другой упруго оперт равен μ = 0,7).

Расчет соединения труб на прочность производится по следующей формуле:

$$\sigma_{max} = \frac{P}{A} + \frac{E \cdot J \cdot \Delta \cdot \pi}{L_p^2 \cdot W} \leq [\sigma_{сж}] \quad (12)$$

где: σ_{max} – напряжение, действующее в рассматриваемом сечении труб, МПа;

Lp - длина расчетного участка трубы, м;

W – осевой момент сопротивления поперечного сечения трубы, м^3;

Δ - кольцевой зазор между стенками скважины и трубы, м;

A – площадь сечения трубы, м^2.

Осевой момент сопротивления поперечного сечения трубы определяется по формуле:

$$W = \frac{\pi D^3}{32}\left(1 - \frac{D_{вн}}{D_н}\right)^4 \quad (13)$$

Условие прочности имеет вид

$$\sigma_{max} \leq [\sigma] \quad (14)$$

где: $\sigma_т$ - предел текучести, МПа; $n_т$ = 1, 5 - 1,9 – коэффициент запаса по текучести; $[\sigma] = \frac{\sigma_т}{n_т}$

$$\sigma_{max} = \frac{N_{max}}{A} + \frac{M_{max}}{W} \quad (15)$$

или

$$\sigma_{max} = \frac{N_{max}}{A} + \frac{\pi E J \Delta}{l_1^2 W} \quad (16)$$

где: Nmax - сжимающая осевая нагрузка, Н.

$$\frac{N_{max}}{A} + \frac{16\pi EJ\Delta}{l^2 W} \leq [\sigma] \quad (17)$$

$$\frac{16\pi EJ\Delta}{l^2 W} \leq [\sigma] - \frac{N_{max}}{A} \quad (18)$$

$$\frac{16\pi EJ\Delta}{l^2 W} \leq \frac{([\sigma]A - N_{max})}{A} \quad (19)$$

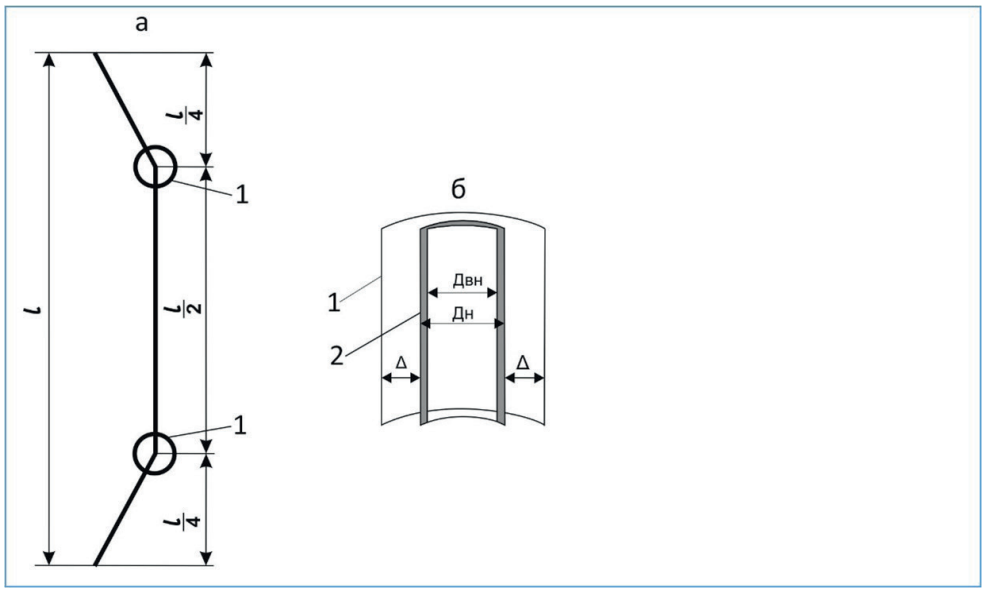


Рисунок 4 – Расчетная схема участков поломки трубы (а) и кольцевой зазор между стенками скважины и трубы (б), (а): 1 – место поломки колонны; (б): 1– стенка скважины; 2 – обсадная труба; Δ – кольцевой зазор между стенками скважины и эксплуатационной колонной.

Итоговая расчетная формула:

$$\Delta \leq \frac{([\sigma]A - N_{max})l^2 W}{16\pi EJA} \quad (20)$$

Варианты расчета:

$$\frac{\pi^2 EJ}{l^2} \leq N_{max} \leq \frac{4\pi^2 EJ}{l^2} \text{тогда } l_1 = \frac{l}{2} \quad (21)$$

$$\frac{4\pi^2 EJ}{l^2} \leq N_{max} \leq \frac{16\pi^2 EJ}{l^2} \quad \text{тогда } l_1 = \frac{l}{4} \quad (22)$$

$$\frac{16\pi^2 EJ}{l^2} \leq N_{max} \leq \frac{36\pi^2 EJ}{l^2} \quad \text{тогда } l_1 = \frac{l}{6} \quad (23)$$

$$\frac{36\pi^2 EJ}{l^2} \leq N_{max} \leq \frac{144\pi^2 EJ}{l^2} \quad \text{тогда } l_1 = \frac{l}{7} \quad (24)$$

Из формулы (20) следует, что величина зазора между стенками скважины и трубами эксплуатационной колонны определяет величину напряжения, действующего в рассматриваемом сечении труб. Следует иметь в виду, что величина зазора определяется не только диаметром породоразрушающего инструмента, применяемого при бурении, но и величиной кавернозности ствола на различных участках скважины.

Оборудование устьев технологических скважин скважинного подземного выщелачивания

(СПВ) урана, сооружаемых в криолитозоне – важнейший элемент технологии сооружения скважин. Важность этого технологического процесса определяется низким статическим уровнем (Нст) вод продуктивного водоносного горизонта (от 35 до 135 м в зависимости от залежи для условий месторождений Хиагдинского рудного поля) и невозможностью выполнения гидроизоляции заколонного пространства традиционными способами, в т.ч. цементированием, в интервале криолитозоны.

Оборудование устьев скважин позволяет решить следующие задачи, направленные на сокращение количества нарушений целостности эксплуатационной колонны.

1. Предупреждение попадания поверхностных и талых вод под башмак кондуктора скважины и дальнейшего их проникновения в интервал криолитозоны.

2.Обеспечение устойчивой прямолинейной формы равновесия эксплуатационной колонны в интервале от устья до верхней границы распространения материала, используемогодля гидроизоляции заколонного пространства.

3.Компенсация воздействия на эксплуатационную колонну осевых, поперечных и темпе-ратурных нагрузок, возникающих в процессе сооружения, эксплуатации и ремонта скважины.

Анализ состояния 210 скважин, сооруженных в условиях криолитозоны и не имеющих оборудованного устья, показал, что уровень нарушений целостности эксплуатационной колонны, проявляющихся в виде смятия обсадных полимерных труб и нарушения герметизации резьбовых соединений, достаточно высокий, о чем свидетельствует диаграмма, показанная на рисунке 5.

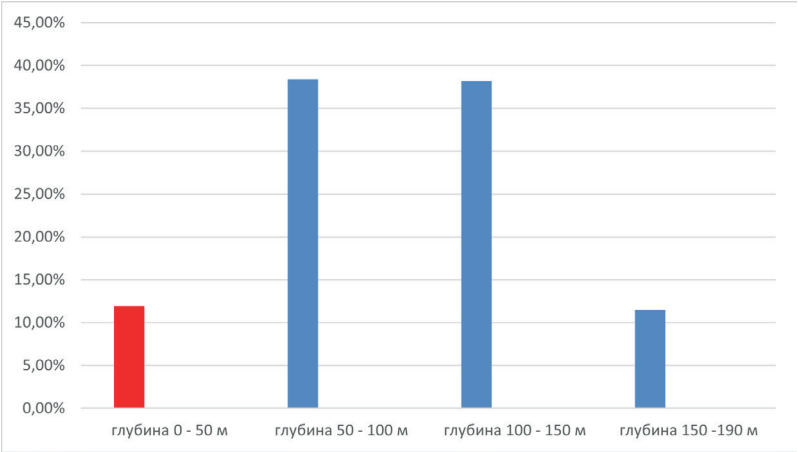
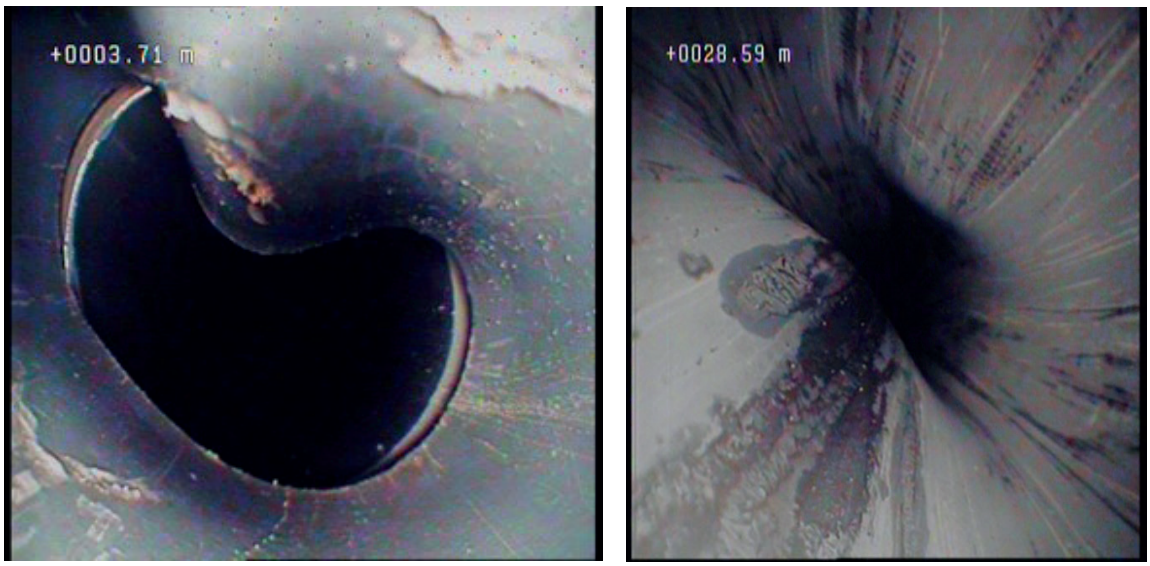


Рисунок 5 – Количество нарушений целостности эксплуатационной колонны из труб ПНД 110х18, приуроченных к интервалам глубины скважины

Из диаграммы следует, что на интервал 0–50 м приходится 11,9% нарушений целостности колонны, которые связаны с проникновением вод в период интенсивной оттайки пород деятельного слоя (поздневесенний – летний – раннеосенний периоды) под башмак кондуктора скважины и дальнейшего их замерзания с образованием льда с монолитной структурой, что является причиной смятия обсадных труб эксплуатационной колонны. Фотографии смятия колонны из труб НПВХ и ПНД приведены на рисунке 6.



1 2

Рисунок 6 – Фотографии смятия обсадных труб НПВХ (1) на глубине 3,71 м и ПНД (2) на глубине 28,59 м

Расчет сминающего давления от воздействия монолитной структуры льда на эксплуатационную колонну из полимерных труб приведен в работе [3].

Поступление осадков через кольцевое пространство между кондуктором и эксплуатационной колонной в интервал криолитозоны минимально, на что указывают сведения, приведенные в таблице 1.

Таблица 1

Количество осадков, мм												
январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь	декабрь	За год
2	2	4	14	28	67	109	87	42	11	6	4	376

При этом осадки, поступающие порциями в течение года по кольцевому пространству в интервал криолитозоны, формируют слоистую структуру льда на стенках скважины и колонны. Такая структура имеет длительный срок формирования и не представляет опасности для целостности полимерных обсадных труб.

Кроме того, исходя из проведенного анализа состояния эксплуатационной колонны следует отметить, что на интервал 50-100 м приходится 38,4%, на интервал 100-150 м – 38,2%, а на интервал 150-190 м – 11,5% нарушений целостности колонны, причиной которых является переход на криволинейную форму устойчивого равновесия колонны при изменении условий закрепления ее верхнего участка.

Однако известно, что величина критической силы, при которой сохраняется устойчивой прямолинейная форма равновесия эксплуатационной колонны, зависит от способа закрепления верхнего и нижнего ее участков [1]. В связи с этим следует отметить, что освобождая верхней участок колонны от закрепления путем снятия хомута, колонна приобретает синусоидальную форму с длиной полуволны, зависящей от диаметра ствола скважины, типоразмера применяемых обсадных труб и длины незакрепленного участка. А изменение устойчивости первоначальной формы равновесия колонны сопровождается проявлением нарушений ее целостности, в виде разгерметизации резьбового соединения обсадных труб.

При этом выполнение каких-либо работ по фиксации верхнего участка колонны при снятом хомуте будет лишней затратой материалов и времени.

Способ оборудования устьев должен исключать воздействие перечисленных в п.3 нагрузок на колонну. Осевые нагрузки на колонну возникают, например, при проведении эрлифтных прокачек за счет пульсирующих гидравлических ударов на прокачной оголовок (рис.4); температурных нагрузок при сезонном изменении температуры выщелачивающих растворов [3]; при снятии с хомута подвешенной на нем эксплуатационной колонны до закрепления ее на устье.

Потеря осевой устойчивости происходит при снятии эксплуатационной колонны под действием осевой нагрузки, возникающей от действия веса труб обсадной колонны. В зависимости от длины незакрепленного на устье участка колонны нагрузка на расчетный участок колонны Qк рассчитывается по формуле вида

$$Q_к = q \cdot L \qquad (21)$$

где: q – вес 1 м обсадных труб, кг; L – длина не закрепленного на устье участка эксплуатационной колонны, низ которой зафиксирован в верхнем интервале материала гидроизоляции, м.

Результаты расчетов для труб НПВХ 140х10 и НПВХ 90х8 приведены в таблице 2.

Таблица 2

Тип обсадных труб	Вес 1м трубы, кг	Нагрузка на низ незафиксированного участка, кг			
		Длина незафиксированного на устье интервала труб, м			
		50	80	100	135
НПВХ 90х8	3,051	152	144	304	412
НПВХ 140х10	6,168	308	493	617	833

В таблице 2 вес 1 м труб приведен в соответствии с данными завода-изготовителя (АО «Хемкор», Россия).

Анализ глубин нарушения герметичности эксплуатационных колонн свидетельствует, что максимальное количество выявленных нарушений приурочено к нижнему незафиксированному участку колонны.

Действие динамических нагрузок на эксплуатационную колонну через оголовок при эрлифтных прокачках как при сооружении, так и при ремонте скважин показано на рисунке 7.

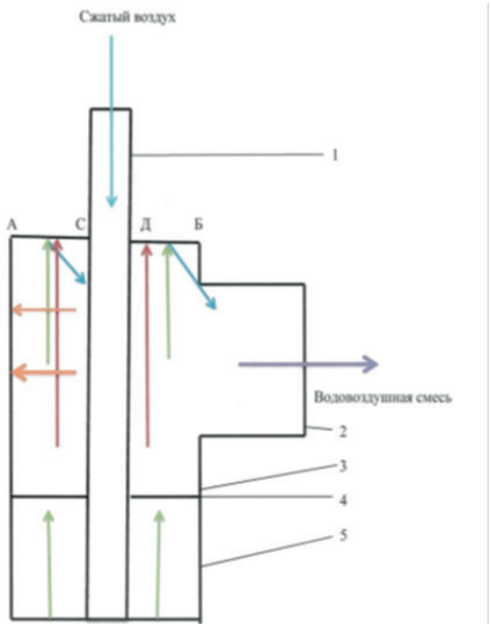


Рисунок 7 – Динамические нагрузки, действующие на прокачной оголовок при эрлифтной прокачке: 1 – воздушные трубы; 2 – отвод откачиваемой водо-воздушной смеси; 3 – корпус оголовка; 4 – резьбовое соединение верхней обсадной трубы эксплуатационной колонны и оголовка; 5 – верхняя обсадная труба.

- направление подачи сжатого воздуха в скважину;

- направление выхода водо-воздушной смеси из скважины;

- осевой поток водо-воздушной смеси;

- отраженный от крышки оголовника поток водовоздушной смеси;

- ударная осевая нагрузка N, действующая на крышку оголовка;

- изгибающая нагрузка Nизг., действующая на боковую поверхность оголовка, противоположную выходу водо-воздушной смеси из скважины.

Осевая нагрузка Nуд, действующая на крышку оголовника, может быть компенсирована формой оголовника и размещением верхнего резьбового соединения обсадных труб в вязкоупругом материале. Изгибающая нагрузка Nизг также компенсируется размещением верхнего участка колонны в таком материале.

На графике рис. 8 приведен объем пластовой жидкости, приходящийся на один выброс водовоздушной смеси из скважины в зависимости от дебита, достигнутого при эрлифтной прокачке.

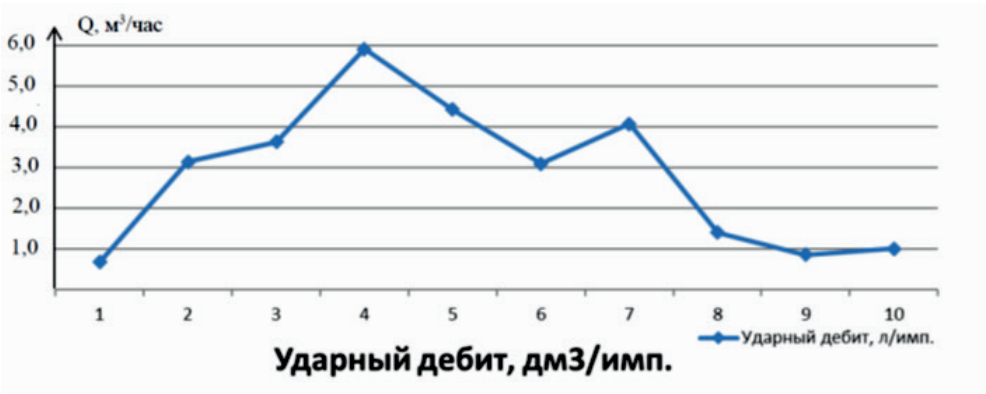


Рисунок 8 – Ударный импульс, приходящийся на выброс откачиваемой жидкости при эрлифтной прокачке скважины

Температурные нагрузки, возникающие в теле труб эксплуатационной колонны при изменении температуры выщелачивающих растворов по сезонам эксплуатации, изучались Зубаревым А.Б. и также приведены в работе [4]. Модель исследования предполагала жесткое защемление эксплуатационной колонны на устье и в заданном надфильтровом интервале материалом гидроизоляции (цементный камень). Формула (22) для расчета температурных изменений длины колонны приведена ниже:

$$\Delta L = \alpha L \Delta t \qquad (22)$$

где: ΔL – изменение длины колонны в зависимости от перепада температуры, м;

α – коэффициент линейного расширения (сжатия) материала труб, 1/°С;

L – расчетная длина колонны, м;

Δt - перепад температуры выщелачивающих растворов по сезонам года, °С.

В табл. 3 приведены сведения по изменению длины колонны в зависимости от перепада давления температуры жидкости в эксплуатационной колонне для различных материалов обсадных труб.

Таблица 3

Материал труб эксплуатационной колонны	Расчетная длина колонны L, м	Перепад температуры Δt, °С			
		5	10	15	20
		Увеличение длины колонны ΔL, м			
ПНД	50	0,05	0,1	0,15	0,2
	100	0,1	0,2	0,3	0,4
НПВХ	50	0,015	0,03	0,045	0,06
	100	0,03	0,06	0,09	0,12

На рисунке 9 приведены график мониторинга положения верхней отметки колонны из труб ПНД на нагнетательных скважинах в разные периоды года.

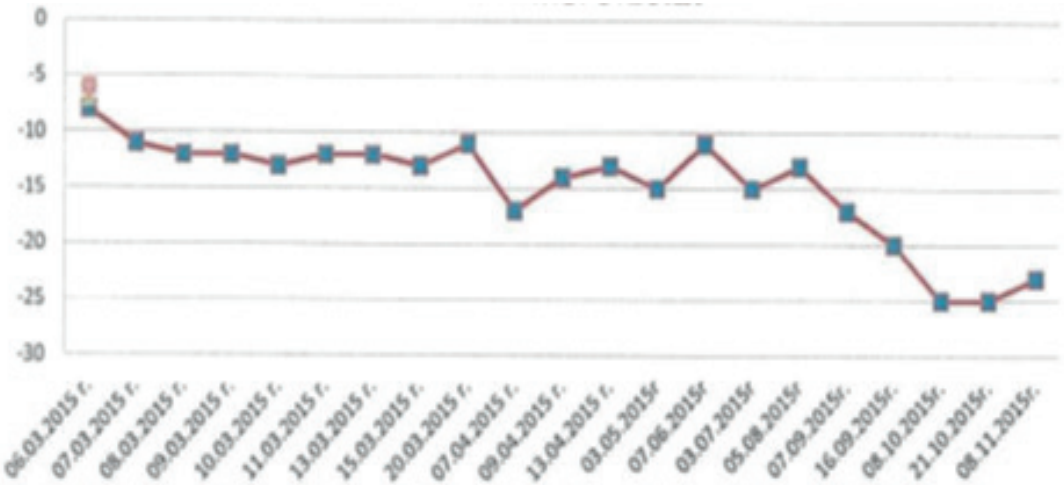


Рисунок 9 – Мониторинг положения верхней отметки эксплуатационной колонны из труб ПНД 110х18 относительно верха кондуктора из металлических труб D = 273 мм по нагнетательной скважине

Приведенные графики подтверждают температурные изменения длины колонн в период эксплуатации скважин в комплексе со старением материала труб и потерей осевой устойчивости эксплуатационной колонны. Мониторинг был выполнен на скважинах с незащемленным верхним участком эксплуатационной колонны.

Исходя из приведенных расчетов, следует, что жесткое защемление верхнего и нижнего участков эксплуатационной колонны недопустимо, поскольку при этом происходит потеря ее осевой устойчивости. Если длина полуволны участка колонны при этом приходится на интервал ствола увеличенного диаметра, например, интервал кавернозности, то это грозит разрушением или колонны, или расстройством резьбового соединения. Поэтому жесткая заделка колонны технологических скважин СПВ урана, сооруженных в условиях криолитозоны, недопустима.

Формула для расчета температурных нагрузок приведена ниже:

$$Pt = \alpha \cdot E \cdot F \cdot \Delta t \qquad (23)$$

где: Pt – осевая нагрузка, возникающая в колонне в результате ее нагрева или охлаждения, кг;

E – модуль продольной упругости материала труб, МПа;

F – площадь поперечного сечения трубы, см^2;

Δt - перепад температуры выщелачивающих растворов по сезонам года, °С.

Для полиэтилена (трубы ПНД) величина $\alpha = 0{,}0002/°C$, для непластифицированного поливинилхлорида (трубы НПВХ) эта величина составляет 0,00006 1/°С.

В таблице 4 приведены расчетные величины температурных нагрузок для полимерных труб из ПНД и НПВХ.

Таблица 4

Материал труб эксплуатационной колонны	Модуль упругости, МПа	Площадь поперечного сечения, см^2	Перепад температуры, Δt, °С			
			5	10	15	20
			Температурная осевая нагрузка, кг			
ПНД 110[18	800	52	416	832	1248	1664
ПНД 160х18	800	80	640	280	1920	2560
НПВХ 90х8	2000	38	228	456	684	912
НПВХ 140х10	2000	59	354	708	1062	1416

Исходя из вышеприведенного, следует, что:

1. Применение разделительных устройств любого типа для оборудования устьев технологических скважин при снятой с хомута эксплуатационной колонне недопустимо (резиновые манжеты, жгуты, прочие виды набивок).

2. Применение крышек любого типа, устанавливаемых между кондуктором и верхним участком колонны бессмысленно по причине низкого среднегодового количества осадков, которые поступают в скважину с дальнейшим формированием слоистой структуры льда.

3. Оборудование устья технологической скважины должно производиться до снятия колонны с хомута в интервале от устья до глубины не менее 2 м ниже башмака кондуктора скважины материалом, обладающим следующими свойствами:

- пластичностью для компенсации всех видов ударных и температурных нагрузок;
- сцеплением с материалом эксплуатационной колонны, достаточным для удержания ее на весу для поддержания осевой устойчивости;
- химической стойкостью к воздействию рабочих растворов и растворов, используемых при проведении ремонтно-восстановительных работ;
- способностью к длительному сроку эксплуатации (с возможностью пополнения по мере его усадки в процессе эксплуатации);
- способностью сохранять свойства при циклах замораживания – оттаивания (не терять упругости при низких температурах);
- экологической безопасностью.

Авторами проработаны различные виды смесей, приобретающих физико-механическое состояние в виде расширяющихся вязкоупругих композитных смесей. В качестве основного элемента были опробованы следующие виды однокомпонентных полиуретановых гидроактивных смол: «КаТрен», «RIN-SC», «NasterRoc 350», «Аквидур ЭСП», бентонитовые вязкоупругие смеси с наполнителями, упругие материалы на основе полиакриламида, химические пакеры и гермогели. В результате выполненного анализа в качестве основного компонента вязкоупругого материала была выбрана смола «Аквидур ЭСП» российского производства. Для проведения стендовых испытаний были использованы следующие составы:

- техническая вода – цемент - однокомпонентная гидроактивная пенополиуретановая смола типа «Аквидур ЭСП» (ОПГС) – моментально вступает в реакцию с полимером, что не позволяет производить заливку композиции;
- техническая вода – бентонитовый глинопорошок – ОПГС – сильно загущает композицию, делает ее нетекучей;
- техническая вода – песок (все фракции) – ОПГС – быстро осаждается и концентрируется в нижней части композиции, не позволяя сформировать однородную структуру;
- техническая вода – зола-унос с электрофильтров ТЭЦ – ОПГС – образует однородную эластичную структуру.

Приготовление растворов проводилось по схеме: в емкость заливается расчетное количество технической воды, затем добавляется расчетное количество наполнителя и выполняется их совместное перемешивание в течение не менее двух минут для получения стабильного состава. В дальнейшем добавляется расчетное количество смолы и производится перемешивание в течение не более 15 секунд с мгновенным сливом в заколонное пространство. Полимеризация композиции начинается через 30 секунд после смешивания всех компонентов.

Стабильную седиментационно устойчивую смесь удалось получить при смешивании воды с добавкой в нее золы-уноса, имеющих примерно равные показатели по плотности. Зола-унос является крупнотоннажным отходом, образующемся на электрофильтрах ТЭЦ, работающих на каменном угле. Зола-унос представляет собой твердый порошкообразный вид отходов, состоящий из следующих компонентов: CaO – 5,93%, MgO – 0,4%, FeO – 0,53%, Fe2O3 – 7,5%, Al2O3 – 12,41%, SiO2 – 64?4%, P2O5 – 0,51%, S – 0,294%, Mn – 0,0413%, Mo – 0,005%, Cu – 0,0105%, Pb – 0,002%, U – 0,0017%, Zn – 0,003%, ппп – 8,22%. Зола-унос относится к практически неопасным видам отходов, степень воздействия на окружающую среду очень низкая. Свойства золы- уноса приведены в таблице 5

Таблица 5

Показатели	Величина
Плотность истинная, кг/м^3	2000 - 2400
Плотность насыпная, кг/м^3	950 - 1400
Влажность по массе, %	не более 3
Количество не сгоревших частиц (потери при прокаливании), % по массе	не более 5
Крупность по остатку на сите №008, % по массе	не более 15
Удельная поверхность, см^2/г	не менее 2500

ОПГС «Аквидур ЭСП» изготавливается на основе специальных изоцианатсодержащих предполимеров с низкой вязкостью и выпускается в соответствии с техническими условиями. При взаимодействии с водой сильно увеличивается в объеме с образованием однородного материала (полиуретанмочевина). При взаимодействии материала с водной суспензией образуется наполненный гель. Материал не меняет своих свойств под влиянием циклов замерзания и оттаивания, вся вода в присутствующей системе при отверждении материала связывается и физически, и химически.

Свойства смолы приведены в таблице 6.

Таблица 6

Показатель	Норма
Внешний вид	Однородная непрозрачная жидкость без механических примесей
Вязкость динамическая при температуре 25°С, МПа*С	650
Массовая доля свободных NCO– групп, %	10±
Испытания по технологической пробе - время старта, С - время подъема, С - коэффициент расширения	 30 – 50 80 – 12 Не менее 6 раз, до 12 раз в свободном пространстве
Кажущая плотность в пересчете на сухой продукт, кг/м^3	70 - 140

Смола является невзрывоопасным трудновоспламеняющимся материалом, относится к первому классу опасности. Перед применением материал выдерживают при температуре не ниже 15°С в течение не менее 15 часов, при выполнении работ в холодное время материал рекомендуется нагреть до 50 - 80°С. Применение золы уноса в качестве наполнителя позволяет значительно сократить расход смолы на приготовление вязкоупругой смеси и получить материал со свойствами, позволяющими решить поставленную задачу оборудования устья скважин СПВ урана, сооруженных в условиях криолитозоны. На рисунке 10 приведена фотография оборудования устья вязкоупругим материалом на основе воды, золы-уноса и смолы «Аквидур ЭСП».

Рисунок 10 – Оборудованное вязкоупругим материалом устье технологической скважины СПВ урана (температура окружающего воздуха – 20 °С).

Материал обладает следующими физико-механическими свойствами: плотность – 0,9 – 0,95 г/см^3, растяжение – не менее 120%, механическая прочность на сжатие – 0,3 – 0,5 МПа, твердость по прибору ШОРА – 20 – 25 в водонасыщенном состоянии и 65 – 70 в воздушно-сухом состоянии.

Для получения такого материала проведены исследования соотношения входящих в него компонентов. Практически безусадочным оказался материал следующего состава: зола-унос : смола : вода = 47% : 47% : 6%. При приготовлении опытного образца использованы вода – 5 дм^3, зола-унос – 5 кг, смола – 750 г. При снижении количества смолы до 350 г наблюдалась небольшая усадка образца через 7 дней (до 5 – 7%). Также были выполнены исследования по влиянию температуры воды на величину увеличения суммарного объема исходных материалов. Для сравнения в таблице 7 приведены результаты увеличения исходного объема смесив зависимости от температуры воды и усадка материала через 30 суток после проведения опытов. Для сравнения приведены такие же данные по двухкомпонентной смеси, полученной при тех же условиях.

Таблица 7.

Изменение объема смеси, %	Состав смеси							
	вода: смола				Зола-унос: смола: вода			
	Температура воды затворения, °С (серия опытов)							
	10 (1)	30 (2)	50 (3)	70 (4)	10 (5)	30 (6)	50 (7)	70 (9)
Исходный (через 5 мин. после смешивания компонентов), V1	43	54	60	83	44	75	110	120
После охлаж-дения до температуры 0°С в течение 24 часов, V2 усадка	- 10	- 10	- 6	- 9	- 6	- 7	-6	- 5
После выдержки при температуре 0°С в течение 30 суток, V3 (прирост в % по сравнению с V1)	14	14	43	51	32	60	96	110

При проведении опытов приготавливалось по 3 образца каждого состава. По истечении 45 суток образцы композитных материалов серий 1 – 4 практически разрушились после обезвоживания, образцы серий 5 – 8 сохранили свои вязкоупругие свойства. Приведенные данные свидетельствуют о недопустимости применения двухкомпонентных смесей на основе воды и ОПГС для оборудования устьев технологических скважин. Выполненные исследования показали, что чем выше температура затворения воды, тем эффективнее и быстрее протекает реакция полимеризации композитного материала.

Для проведения испытаний по определению силы сцепления вязкоупругой смеси с трубами НПВХ был разработан и изготовлен специальный стенд, на котором фиксировалось усилие страгивания имитатора обсадной трубы (НПВХ 50х3) из скважины-имитатора (НПВХ 110х3). Размер кольцевого зазора в проводимых опытах составлял 27 мм. При проведении исследований использовался состав, приготовленный из воды, имевшей температурузатварения 50°С. Высота зафиксированного композитным вязкоупругим материалом имитатора составляла 125 мм. Для определения страгивающей нагрузки

применялся электронный динамометр. По результатам выполненных работ установлено, что величина страгивающей нагрузки σстр. составляет от 0,06 до 0,26 кг/см^2. Для практических расчетов можно принять минимальное значение σстр.=0,06кг/см^2.

Для расчета величины усилия, удерживающего в вертикальном положении эксплуатационную колонну из труб НПВХ при применении рассматриваемого материала без потери колонной осевой устойчивости можно использовать следующую зависимость

$$N_{уд.} = K \cdot \sigma_{стр.} \cdot F_к \quad (4)$$

где: Nуд. – расчетная удерживающая нагрузка, кг;

σстр.– страгивающая нагрузка, кг/см^2;

Fк – площадь контактной поверхности обсадной трубы НПВХ, защемленной в вязкоупругом материале, см^2;

К – понижающий коэффициент, учитывающий возможную неполноту заполнения интервала изоляции композитным материалом, К = 0,8 – 0,85.

В табл. 8 приведены расчетные данные по величине удерживающей нагрузки для труб НПВХ 140х10 и НПВХ 90х8 для интервала заполнения заколонного пространства 1 м.

Таблица 8

Тип обсадных труб	Длина интервала, заполненного композитным материалом, м			
	1	3	5	8
	Расчетная удерживающая нагрузка Nуд., кг (К = 0,8·σстр = 0,06 кг/см^2)			
НПВХ 90х8	135	406	678	1085
НПВХ 140х10	211	633	1055	1688

Исходя из расчетных нагрузок, приведенных в табл. 2и сравнивая их с данными табл. 8 можно определить величину интервала, который должен быть заполнен композитным материалом для сохранения осевой устойчивости незакрепленного участка эксплуатационной колонны. Для обеспечения компенсации температурных нагрузок расчетная удерживающая нагрузка не должна превышать величин, приведенных в табл.4.

Выводы

1. Определены требования к способу оборудования устьев технологических скважин СПВ урана, сооруженных с использованием полимерных обсадных труб в условиях криолитозоны при низких статических уровнях пластовых вод.

2. Рассмотрены виды нагрузок, действующих на различные участки эксплуатационной колонны в интервале криолитозоны.

3. Выполнен анализ приуроченности нарушений герметичности эксплуатационных колонн к глубине скважин в интервале криолитозоны.

4. Определены основные причины возникновения нарушений герметичности эксплуатационных колонн в интервале криолитозоны.

5. Рассмотрены варианты материалов для оборудования устьев технологических скважин СПВ урана в интервале криолитозоны.

6. Выполнены лабораторные работы по определению физико-механических свойств композитного материала на основе воды, золы-уноса и однокомпонентной полиуретановой гидроактивной смолы «Аквидур ЭСП».

7. На основании выполненных работ даны рекомендации по применению полученного композитного материала для оборудования устьев технологических скважин СПВ урана в условиях криолитозоны.

Список использованных источников

1. Геотехнология урана (российский опыт): монография/ Под ред. И.Н. Солодова, Е.Н. Камнева. – М:«КДУ», «Университетская книга», 2017. – 576 с.

2. Иванов А.Г., Иванов Д.А., Арсентьев Ю.А., Назаров А.П., Калиничев В.Н. Особенности применения полимерных обсадных труб при сооружении технологических скважин подземного выщелачивания урана. // Известия высших учебных заведений. Серия «Геология и разведка». – №4. – 2019. – С. 50–57.

3. Арсентьев Ю.А., Назаров А.П., Забайкин Ю.В., Иванов А.Г. О расчете эксплуатационных колонн из полимерных материалов для условий многолетнемерзлых пород. – М., Оптимус. Актуальные проблемы и перспективы развития экономики: российский и зарубежный опыт. Научное обозрение. – №21 (март 2019). – С. 27–32.

4. Сергиенко И.А., Мосев А.Ф., Бочко Э.А., Пименов М.К. Бурение и оборудование геотехнологических скважин. – М.: Недра, 1984. – 224 с.

МОДИФИЦИРОВАННЫЙ ПОЛИАКРИЛАМИД В ПРИСУТСТВИИ ХЛОПКОВОГО СОАПСТОКА И ГЛИЦЕРИНА ДЛЯ ВЫТЕСНЕНИЯ НЕФТИ

Иса[1] А.Б., Бейсенбаев[1] О.К., Ахмедов[2] У.К., Мадыбекова[3] Г.М., Артыкова[1] Ж.К.
[1]Южно-Казахстанский университет им.М.Ауэзова, г. Шымкент, Казахстан
[2]Институт общей и неорганической химии АН РУз, г. Ташкент, Узбекистан
[3]Южно-Казахстанский государтственный педагогический университет, г. Шымкент, Казахстан

В данной работе представлены синтез и свойства композиций ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопкового соапстока и концентрированного раствора глицерина. Нами осуществлено концентрирования водного раствора глицерина до 50-60% и которые использованы для получения композиции ПАВ для эмульсионных растворов. Показана возможность повышения коллоидно-химических свойств ПАВ на основе хлопкового соапстока при использовании концентрированного водного раствора глицерина. Установлено, что чем больше степень насыщенности исходных жирных кислот, тем повышается поверхностная активность ПАВ. Рассчитаны индексы эффективности применения доомыленного хлопкового соапстока при понижении динамической вязкости местных нефтей. Применение доомыленного хлопкового соапстока в качестве понизителя динамической вязкости (μ) даёт наилучшие результаты при добавлении его в Кумкольский нефти. Поэтому разработка ПАВ на основе отходов хлопкового соапстоков для снижения вязкости и повышения текучести высокопарафинистых и высокосмолистых нефтей по трубопроводам и при их добыче и переработке является важной научной и практической задачей.

Нефть является основным источником энергии, а также важным сырьем для химической промышленности [1].

Значительная часть нефтяных месторождений Казахстана находится на поздней стадии разработки, которая характеризуется постоянным снижением уровня добычи нефти при одновременном росте ее обводненности [3,4]. Средняя степень обводненности добываемой нефти в Казахстане около 90 %. Капиллярно удерживаемую нефть вытесняют с помощью растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ) и композиций на их основе. Уникальные физико-химические свойства комплексов полимер-ПАВ обуславливают их широкое применение в различных отраслях, в частности в качестве композиционных материалов.

В настоящее время во многих странах мира большое внимание уделяется созданию ПАВ с полифункциональными свойствами, путем подбора различных композиций. На практике эмульсионные растворы наряду с выполнением вышеперечисленных задач охлаждают температуру в скважинах и техногенных установках. Причем такие ПАВ во многих случаях целенаправленно разрабатываются на основе использования местного сырья и промышленных отходов.

Основной особенностью хлопкового масла, получаемого из этих семян, является содержание госсипола и его производных, которые не присутствуют ни в одном другом виде растительных (соевом, подсолнечном, сафлоровом и др.) масел [5-12].

Согласно существующей технологии, хлопковое масло рафинируется щелочным раствором, при этом образуется хлопковое мыло с определенным содержанием мыла, нейтральных жиров, фосфолипидов, госсипола и его производных. Хлопковое мыло содифицируется водным раствором NaOH.

При выпаривании хлопкового мыла в присутствии некоторого избытка (0,31-0,39 %) щелочи и воды происходит омыление нейтрального жира, о чем свидетельствует отсутствие свободной щелочи в концентрированных продуктах. После термического выпаривания при остаточном давлении 13,33-19,95 кПа (100-150 мм рт. ст.) общее содержание жира в концентрированном хлопковом мыльном сырье увеличивается.

Следовательно, как показал сравнительный анализ качественных характеристик хлопкового соапстоков, полученного различными способами рафинации хлопкового масла, в целом можно осуществить указанную выше последовательность технологии их переработки и добиться идентичности основных качественных показателей сырья для производства ПАВ.

$$\begin{array}{l} CH_2OCOR_1 \\ | \\ CHOCOR_2 \\ | \\ CH_2OCOR_3 \end{array} + 3NaOH \rightleftharpoons \begin{array}{l} CH_2OH \\ | \\ CHOH \\ | \\ CH_2OH \end{array} + 3RCOONa \qquad (1)$$

где: R_1, R_2 и R_3 – радикалы жирных кислот.

Формула 1 описывает реакцию нейтрализации триацилглицеридов с водным раствором трёх молекул NaOH, где образуются мыла и трёх атомный глицерин [11-19].

В данной работе представлены синтез и свойства композиций ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопкового соапстока и концентрированного раствора глицерина. Нами изучены два вида неочищенных жирных кислот полученных различными способами из хлопкового соапстока по различной технологии рафинации хлопкового масла раствором NaOH. Проведено концентрирования водного раствора глицерина до 50-60%, с целью на получения композиционных ПАВ для эмульсионных растворов. Результаты исследования по получению композиций ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопкового соапстока и водного раствора концентрированного глицерина показывают возможность получения полифункциональных ПАВ для эмульсионных растворов различного назначения на основе местного сырья. Вязкостные характеристики композиций поверхностно-активных веществ с различными концентрациями (0,5-2,0%) были протестированы в пластовой воде. Полученные композиции ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопкового соапстока и концентрированного раствора глицерина показали лучшие результаты, необходимые для применения при высокой солености и высокой температуре пластовой воды.

Неочищенные жирные кислоты хлопкового соапстока с содержанием госсипола и его производных, концентрированный раствор глицерина - пробные испытания показали, что добавление технического глицерина в состав ПАВ, полученных из неочищенных жирных кислот хлопкового мыловаренного сырья, способствует значительному улучшению их поверхностно-активных свойств, что объясняется снижением вязкости и поверхностного натяжения получаемых продуктов. Отличительной особенностью хлопкового масла, получаемого из этих семян, является содержание госсипола и его производных, которых не имеется не в одном другом виде растительных (соевом, подсолнечном, сафлоровым и т.п.) маслах. Получение жирных кислот госсиполовой смолы осуществлялись методом поликонденсации в щелочной среде при температуре 80-90^{0}С в течение 2-2,5часа. При этом происходит одновременно поликонденсация и омыление нафтеновых углеводородов и госсиполовой смолы. Для экстракции неомыляемых фракций, через вакуум-выпарной аппарат вводят уайт-спирит с последующим сливом этих фракций. Полученный полупродукт состоит на 60-70% из натриевых солей, преимущественно непредельных жирных кислот с преобладающей фракцией C_{11}-C_{17} т.е. (R-COOH).

Разложение соапстоков, нами осуществлялось серной кислотой, при этом происходило сульфирование натриевых солей жирных кислот с двойными связями и обугливание некоторых сопутствующих веществ по следующей схем:

$$2RCOONa + H_2SO_4 = 2RCOOH + Na_2SO_4 \qquad (2)$$

Эта реакция (2) позволила выделить смесь сырых жирных кислот из хлопкового соапстока до 95-98 %.

Изучены составы неочищенных жирных кислот, получаемых на некоторых масло-жировых предприятиях республики Средней Азии при переработке хлопкового масла и получении дистиллированных жирных кислот (ДЖК) с установленными физико-химическими показателями. К сожалению, как показывают результаты анализов составы неочищенных жирных кислот сильно, отличаются между собой, что можно объяснить использованием различных оборудований при получении ДЖК, а также линий щелочной рафинации хлопковых масел.

В таблице 1 представлены качественные показатели неочищенных жирных кислот (НЖК), полученных из ХС по различной технологии рафинации хлопкового масла (ХМ) раствором NaOH.

Таблица 1 - Качественные показатели НЖК, полученных из ХС по различной технологии рафинации ХМ раствором NaOH

Качественные показатели неочищенных жирных кислот полученных из хлопкового соапстока	**Способы получения НЖК из ХС**	
	Из ХС, полученного периодическим способом рафинации ХМ р-ром NaOH	**Из ХС, непрерывно-эмульсионным способом рафинации ХМ р-ром NaOH**
Цвет в застывшем состоянии при 20°С	Светло-коричневый	Темно-коричневый
Запах	слабо-специфический свойственный запаху НЖК	специфический свойственный запаху НЖК
Кислотное число, мг КОН/г	185,4	189,8

Массовая доля влаги и летучих веществ, %	2,1	2,4
Массовая доля неомыляемых веществ, %	2,5	2,9
Температура застывания жирных кислот (титр), °С	29,0	31,0
Серная кислота (качественная проба)	Отс.	Отс.

Из таблицы 1 видно, что хлопковый соапсток (ХС) полученный периодическим способом рафинации ХМ раствором NaOH является более качественным сырьем для получения НЖК, чем ХС получаемый непрерывно-эмульсионным способом. Например, массовая доля неомыляемых веществ и температура застывания жирных кислот (титр) для НЖК, полученного из ХС по периодической технологии рафинации ХМ более качественно, чем НЖК, полученный из ХС по непрерывно-эмульсионным технологии рафинации ХМ раствором NaOH.

Известно, что неочищенные жирные кислоты наряду с физико-химическими показателями характеризуются жирно-кислотным составом, который определяется газо-хроматографическим методом (ГЖХ).

Оценка влияния концентрированного водного раствора глицерина на поверхностно-активные свойства

В настоящее время водные растворы глицерина практически не используются и направляются в канализацию, поскольку имеют очень низкую концентрацию.

Проведено концентрирования водного раствора глицерина до 50-60% и направляли на получение композиции ПАВ для эмульсионных растворов. При этом изучали влияния добавляемого глицерина на показатели получаемой композиции ПАВ вместе с доомыленным НЖК ХС.

В рисунок - 1 представлены результаты вышеотмеченного исследования.

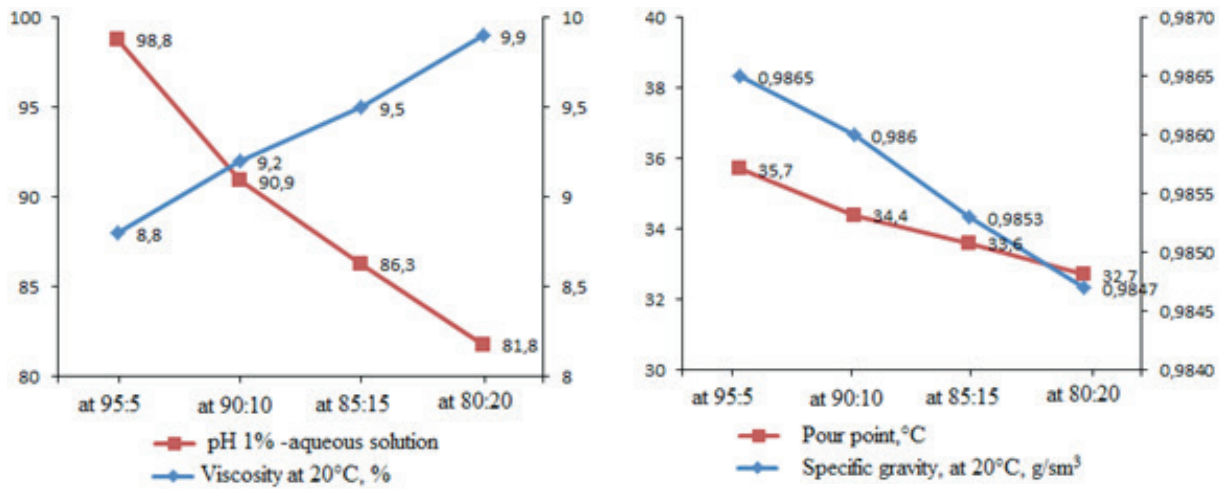


Рисунок 1 – Качественные показатели композиций ПАВ полученных при различном соотношении водного раствора глицерина и НЖК ХС

Из рисунка 1 видно, что с повышением содержания трёхатомного спирта – глицерина от 5 до 20% в составе композиции получаемых ПАВ вязкость при 20°С уменьшается от 98,8 до 81,8% и значения pH водного раствора получаемых композиции ПАВ увеличивается от 8,8 до 9,9 усл. ед. Причём температура застывания и удельный вес получаемых композиций с увеличением содержания глицерина уменьшаются от 35,7 до 32,7°С и от 0,9865 до 0,9847 г/см^3, соответственно.

Для расширения ассортимента получаемых продуктов проведены изучение выхода жидких и мазеобразных фракций НЖК ХС при их ректификационном фракционировании в промышленных условиях.

В таблице - 2 представлены результаты обработки, полученных данных.

Таблица 2 - Изменения выхода и потери НЖК ХС в зависимости от его кислотного числа и массовой доли влаги и летучих веществ

Показатели НЖК ХС, поступающих на их фракционирование	Выход НЖК ХС, %		Потерии НЖК ХС, %
	жидкой фракции	мазеобразной фракции	
Кислотное число:			
180,5 мг КОН/г	76,2	22,2	1,6
186,3 мг КОН/г	76,5	22,5	1,0
190,7 мг КОН/г	76,7	22,8	0,6
Массовая доля влаги и летучих веществ			
0,05 %	76,7	22,7	0,6
0,15 %	76,5	22,5	1,0
0,25 %	76,3	22,2	1,5

Из таблицы - 2 видно, что с увеличением кислотного числа НЖК ХС от 180,5 до 190,7 мг КОН/г выходы жидкой и мазеобразной фракций увеличиваются от 76,2 до 76,7% для жидкой и от 22,2 до 22,8 для мазеобразной фракций, соответственно. При этом потерии НЖК ХС уменьшается от 1,6 до 0,6%. При этом с увеличением массовой доли влаги и летучих веществ в НЖК ХС от 0,05 до 0,25% выходы жидкой и мазеобразной фракций уменьшаются от 76,7 до 76,3% для жидкой и от 22,7 до 22,2 для мазеобразной фракций, соответственно. Причём, потери НЖК ХС увеличиваются от 0,6 до 1,5%.

Изучение процесса получения композиции ПАВ на основе жидкой и мазеобразной фракции НЖК ХС.По действующей технологической схеме фракционирования НЖК ХС предусматриваются процессы сушки полученных жидких и мазеобразных фракций с дальнейшей реализацией их потребителю. В нашей технологии данный процесс продолжается повторным омылением НЖК ХС с целью получения ПАВ с различными молекулярными составляющими. Повторное омыление осуществляется водным раствором щелочей (в нашем случае водным раствором NaOH, т.к. он широко используется на многих масло-жировых предприятиях республики).

Повторное омыление НЖК ХС осуществляется практически одинаково, как и для хлопкового, соевого, подсолнечного и других растительных масел. Температура НЖК ХС до перемешивания с водным раствором NaOH поддерживается в пределах 22-24°С. При этой же температуре нагревается водный раствор NaOH поступающий в смеситель-турбулизатор. Из турбулизатора смесь НЖК ХС с щелочью поступает в подогреватель т.е. экспозитор, откуда направляется на тарельчатый разделитель непрерывного действия (в случае отсутствия на предприятие тарельчатого разделителя можно использовать периодический вакуум-отбельный-аппарат или цилиндрическую ёмкость со смесителем). Готовый ПАВ, полученный на основе жидкой и мазеобразной фракций НЖК ХС направляются для синтеза композиции ПАВ с использованием концентрированного водного раствора глицерина в определенных количествах.

На практике в качестве щелочного агента для нейтрализации сырых жирных кислот хлопкового соапстока чаще используют NaOH, который образует натриевые соли жирных кислот, т.е. анионактивные ПАВ по следующей реакции:

$$R_xCOOH + NaOH \rightarrow R_xCOONa + H_2O \quad (3)$$

где: R_x – углеводородный радикал жирной кислоты.

Изучение поверхностно-активных свойств композиции ПАВ

Завершающей стадией оценки полученных ПАВ из жидкой и мазеобразной фракций НЖК ХС является исследование их поверхностно-активных свойств, которые должны соответствовать требованием нефтедобывающей промышленности. В связи с этим проведено сравнительные анализы ПАВ, полученных из жидкой и мазеобразной фракций НЖК ХС.

Результаты анализов представлены в таблице 3.

Таблица 3 - Поверхностно-активные свойства ПАВ, полученных из жидкой и мазеобразной фракций НЖК ХС

Наименование показателей ПАВ, полученных из жидкой и мазеобразной фракций НЖК ХС	Показатели ПАВ, полученных из жидкой и мазеобразной фракций НЖК ХС	
	Жидкая фракция	Мазеобразная фракция
Поверхностное натяжение при концентрации раствора 1%, дин/см	27,5	29,2
Эмульгирующая способность, %	94,5	91,3
Моющая способность 1%-ного водного раствора, %	128	105

Пенообразующая способность, мм	340	260
pH 1%-ного водного раствора	8,3	8,9
Вязкость раствора при 20°С, %	81,4	97,7
Удельный вес при 20°С, г/см^3	0,9842	0,9864

Из таблицы 3 видно, что поверхностное натяжение при концентрации раствора 1% в ПАВ, полученный из жидкой фракции НЖК ХС имеет 27,5 дин/см, а из мазеобразной фракции – 29,2 дин/см. При этом эмульгирующая способность ПАВ из жидкой фракции равняется 94,5%, а из мазеобразной – 91,3%. Таким образом, полученные композиции ПАВ обладают хорошим поверхностно-активными и эмильгирующими свойствами, что важно при вытеснении нефти из пластов.

Исследование полученных поверхностно-активных веществ на динамической вязкости нефти. Одним из основных показателей используемых ПАВ считается их моющая способность, определяемая в 1%-ном водном растворе в %. В ПАВ, полученный из жидкой фракции НЖК ХС данный показатель составил 128%, а из мазеобразной фракции – 105%. Причём, пенообразующая способность первого составило 340 мм, а другого - 260 мм. pH 1%-ного водного раствора ПАВ, полученного из жидкой фракции НЖК ХС равнялось 8,3, а из мазеобразного – 8,9 усл. ед. Вязкость ПАВ, полученной из жидкой фракции имеет 81,4%, тогда как из мазеобразной фракции – 97,7%. Удельный вес ПАВ, полученный из жидкой и мазеобразной фракции НЖК ХС, равнялось 0,9842 и 0,9864 г/см^3, соответственно.

Таким образом, изучение процессов получение композиции ПАВ на основе жидкой и мазеобразной фракции НЖК ХС показывает, что на их основе можно получить различные ПАВ для регулирование реологических свойств нефти, что важнейшим фактором при вытеснении из пластов. Изменение вида (жидкого на мазеобразную) фракцию НЖК ХС способствует существенно изменить поверхностно-активные свойства, получаемых ПАВ.

Для сравнительного анализа, также исследована влияния концентрированного водного раствора глицерина на поверхностно-активные свойства, получаемых композиций ПАВ на основе жидкой и мазеобразной фракции НЖК ХС

В настоящее время в химической, масло-жировой и других промышленностях выпускают значительное количество глицерина различного состава, полученных синтетическим и естественным способами. Глицерин как трёхатомный спирт имеет определенные специфические свойства способные изменять поверхностно-активные и другие физико-химические свойства жидкостей с определённым химическим составом.

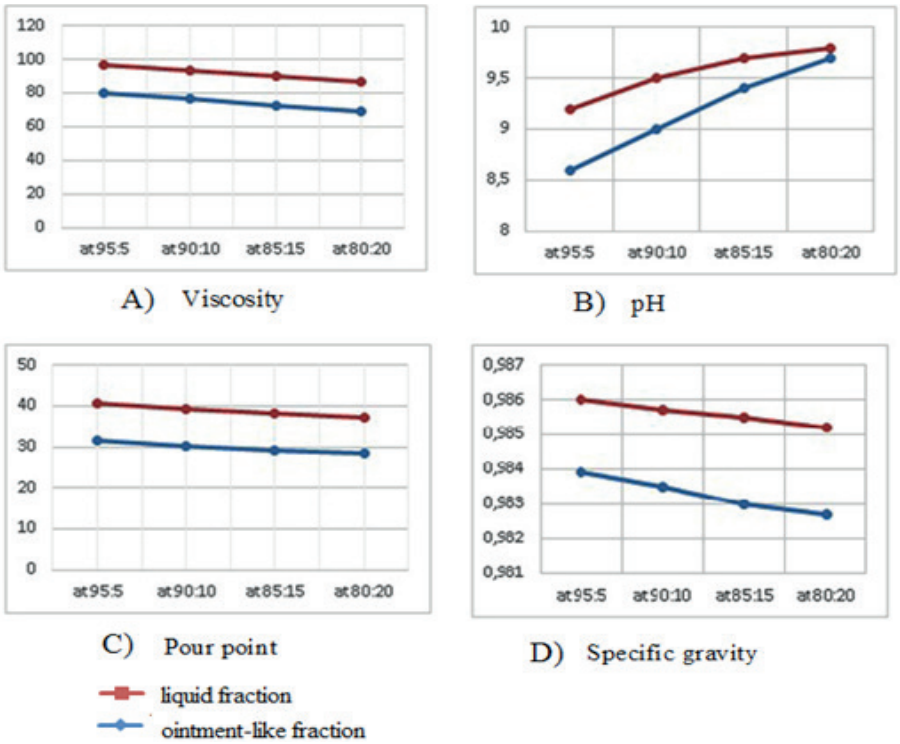


Рисунок 2 - Оценка влияния концентрированного водного раствора глицерина на поверхностно-активные свойства получаемых композиций ПАВ на основе жидкой и мазеобразной фракции НЖК ХС

Из рисунка 2 видно, что с увеличением количества (от 5 до 20%) водного раствора глицерина в составе композиции ПАВ их вязкость для жидкой фракции уменьшается от 79,6 до 69,3%, а для мазеобразной фракции - от 96,6 до 86,5%. При этом pH 1%-ного водного раствора увеличивается для жидкой фракции от 8,6 до 9,7 усл. ед., а для мазеобразной – от 9,2 до 9,8 усл. ед. Причем температура застывания для ПАВ, полученных из жидкой и мазеобразной фракции НЖК ХС снижаются от 31,4 до 28,3°С и от 40,7 до 37,0°С, соответственно, а удельный вес при 20°С уменьшается от 0,9839 до 0,9827 г/см^3 для жидкой фракции, а для мазеобразной фракции данный показатель снижается от 0,9860 до 0,9852 г/см^3.

Обсуждая полученные экспериментальные результаты анализов различных синтезированных ПАВ на основе НЖК ХС, следует обратить внимание на нижеследующие теоретические основы и закономерности, которые позволяют раскрыть механизмы действия составных компонентов, получаемых продуктов.

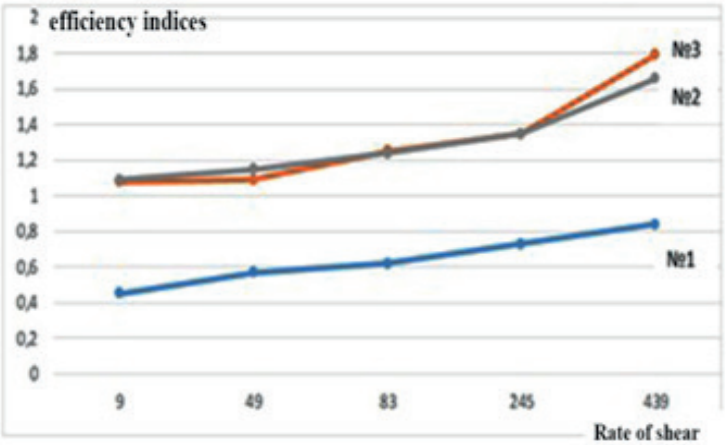


Рисунок 3 - Показатели индексов эффективности ($J_{эфф}$) понижения вязкости местных нефтей доомыленным хлопковым соапстоком (ДХС) в количестве 450 г/т при 40 ^{0}С

Из рисунка 3 видно, что введение доомыленного хлопкового соапстока (в количестве 450 г/т) в состав нефти месторождений №4, №1, №5, №2и №3 позволило значительно снизить их динамическую вязкость (μ). Причем, с увеличением скорости сдвига нефти (от 9 до 439 с$^{-1}$) степень снижения их динамической вязкости повышается, что положительно сказывается в улучшении их текучести, что важно при вытеснении нефти.

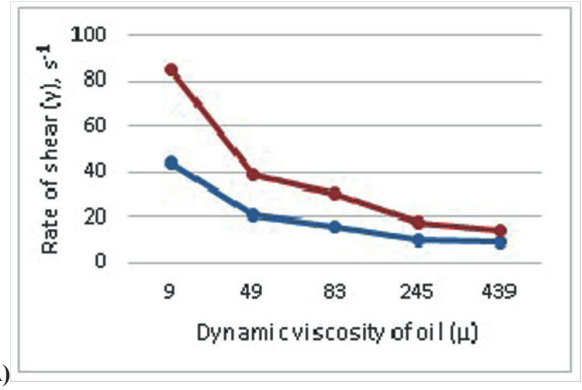
Присутствие в данных нефтях и доомыленном хлопковом соапстоке определенного количества воды способствует повышению процесса эмульгирования водорастворимых компонентов в данной смеси и их поверхностно-активных свойств, что обуславливает хорошую текучесть по трубопроводам.

Содержащиеся в доомыленном хлопковом соапстоке натриевые соли жирных кислот, фосфатиды, нейтральные масла и свободная щелочь сильно изменяют межмолекулярные связи высоковязких нефтей и улучшает их структурно- реологические свойства.

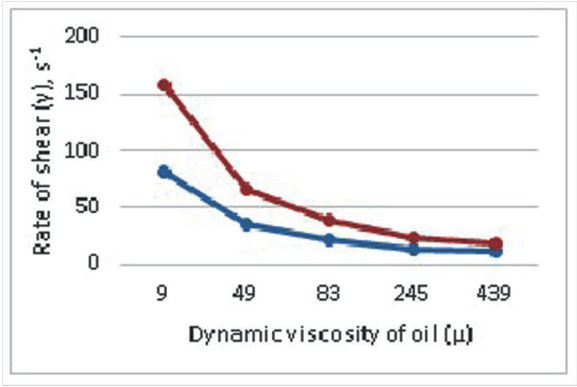
Известно, что динамическая вязкость нефтей зависит от температуры, скорости их сдвига и других показателей. Особенно данный показатель зависит от состава нефтей (содержания парафина, смол, механических примесей, серы и др.). Безусловно с изменением месторождений нефтей изменяются их составы и содержания, что требует индивидуального подхода при выборе эффективной присадки.

Учитывая это, нами исследован индекс эффективности ($J_{эфф}$), который вычислялся делением исходной динамической вязкости нефти на значение динамической вязкости смеси нефти с присадкой.

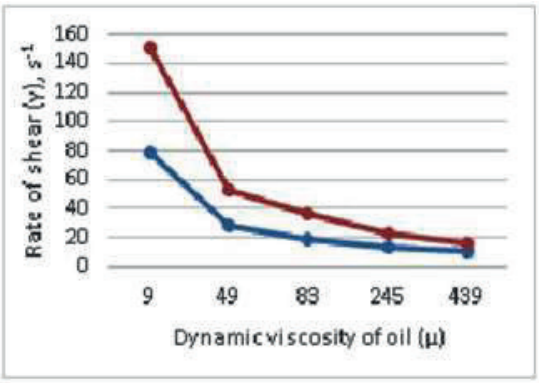
Нами на основе полученных экспериментальных данных рассчитаны индексы эффективности применения доомыленного хлопкового соапстока при понижении динамической вязкости местных нефтей. Результаты расчетов представлены в рисунке 4.



A)



B)



C)

Рисунок 4- Изменения динамической вязкости нефти месторождений №1, №2 и №3 с добавкой доомыленного хлопкового соапстока (ДХС) в количестве 450 г/т в зависимости от скорости сдвига при 40 ^{0}С.

Из рисунка- 4 видно, что применение доомыленного хлопкового соапстока в качестве понизителя динамической вязкости (μ) даёт наилучшие результаты при добавлении его в нефти Кумкольский месторождений №1, №2 и №3. При этом с увеличением степени сдвига от 9 до 439 $с^{-1}$ во всех исследуемых нефтях наблюдается значительные повышения индексов эффективности ($J_{эфф}$) с использованием ДХС. При истечении сдвига γ=245÷437 $с^{-1}$ показатель индекса эффективности использования доомыленного хлопкового соапстока при транспортировке выше указанных нефтей изменяется в пределах $S_{эфф}$=1,32÷1,76. Из этих данных видно, что использование композиции мыла, фосфатидов и других компонентов в виде доомыленного хлопкового соапстока позволяет значительно повысить текучесть местных нефтей.

Обсуждая полученные экспериментальные результаты анализов различных синтезированных ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопковых соапстоков, следует обратить внимание на следующие теоретические основы и закономерности, позволяющие выявить механизмы действия входящих в их состав компонентов, полученных продуктов.

В связи этим для увеличения нефтеотдачи пластов синтезированный ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопковых соапстоков использовали в сочетании с высокомолекулярным полиакриламидом (ПАА).

Эффективные эмульсионные жидкости должны сочетать в себе полифункциональность действия, вытекающую из структурно-механических особенностей при вытеснении нефти из скважин. В Казахстане есть такие труднодоступные скважины, которые требуют применения композиции ПАВ специального назначения. Высокая температура и минерализация пластовой воды в скважинах, а также наличие твердых пород пласта усложняют процесс добычи высоковязкой нефти.

Таким образом полученные полимерные реагенты с модифицированные вышеуказаными ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопковых соапстоков были протестированы на образцах горных пород (кернах) с помощью установки исследования кернов УИК-С(2).

На приведенном ниже рисунке - 5 показано изменение коэффициента вытеснения нефти в зависимости от массы добытой жидкости при закачки воды и 0,4% концентрированного раствора полимерного реагента в керн. Как можно видеть из графика, закачка раствора полимерного реагента позволила увеличить коэффициент вытеснения нефти на 7%.

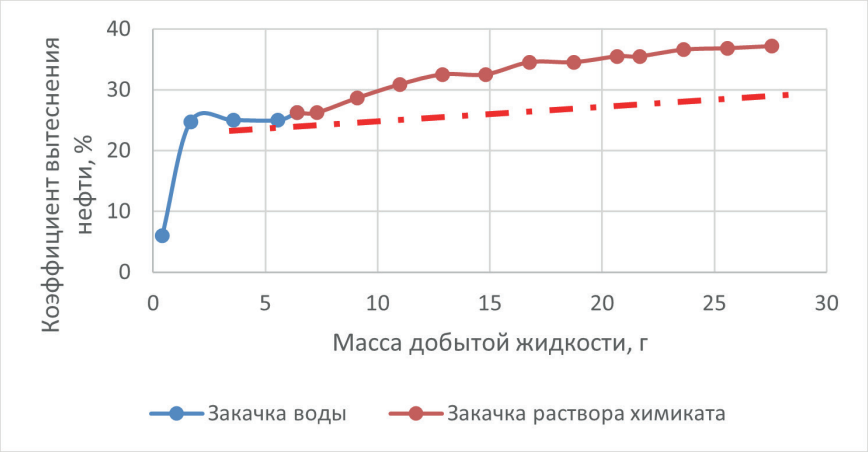


Рисунок 5- Коэффициент вытеснения нефти в зависимости от добытого объёма жидкости

Заключение

Разработанные композиции ПАВ на основе неочищенных жирных кислот хлопкового соапстока и концентрированного раствора глицерина которые рекомендуется для снижения вязкости высоко парафинистых нефтей при вытеснении из пластов. Это обусловлено прежде всего наличием значительного количества предварительно омыленного мыла, остатков сырых жирных кислот и щелочей, а также наличием водного раствора глицерина.

Установлено разработанные композиции ПАВ из НЖК ХС имеют достаточно удовлетворительную устойчивость при высоких (более 200°С) температурах и минерализации пластовых вод.

Таким образом, проведенные исследования позволяют рекомендовать к использованию в качестве понизителя вязкость нефти. При этом следует заметить, что наибольше значение индекса эффективности ($J_{эфф}$) предлагаемого ДХС наблюдается при высоких (более 249 $с^{-1}$) скоростях сдвига исследуемых нефтей.

Полученный композиционный полимерный реагент на основе полиакриламида и ДХС при вытеснении нефти Кумкольский месторождений даёт наилучшие результаты, то есть закачка раствора полимерного реагента позволила увеличить коэффициент вытеснения нефти на 7%.

Список использованных источников

1 L. Jain, Global upscaling of secondary and tertiary displacements, 2014.

2 A. Muggeridge, A. Cockin, K. Webb, H. Frampton, I. Collins, T. Moulds, P. Salino, Recovery rates, enhanced oil recovery and technological limits, Philosophical Transactions of the Royal Society A: Mathematical, Physical and Engineering Sciences 372(2006) (2014) 20120320.

3 E. S. Votsalevsky Oil&Gas Fields of Kazakhstan. - Almaty: Information&Analytical Center of Geology, Ecology and Natural Resources, 2005. - 318 p.

4 Bekturov E.A., Bimendina L.A., Mamytbekov G.K. Complexes of water-soluble polymers and hydrogels. Monograph. - Almaty: Scientific and publishing center "Gylym", 2002. - 217p.

5 M.A. Kelland, Production chemicals for the oil and gas industry, CRC press2014.

6 H.F. Jaspers, M.S. Al-Amri, K.A. Al-Saqri, K. Zuhaimi, K.H. Al-hashmi, C. Thakuria, Performance Review of Polymer Flooding in a Major Brown Oil Field of Sultanate of Oman, SPE Enhanced Oil Recovery Conference, Society of Petroleum Engineers, 2013.

7 Beysenbayev, O.K., Esirkepova, M.Investigation of a mechanism for extraction of organic components of a mineral part from Imankara field oil-bituminous rocks by ultrasonic treatment method in the presence of surfactants and flocculants

Oriental Journal of Chemistry, (2018), 34(1), стр. 482–492.

8 A. Zaitoun, P. Makakou, B. Poweltec, R.S. Al-Maamari, A.R. Al-Hashmi, M. Abdel-Goad, Shear Stability of EOR Polymers, SPE International Symposium on Oilfield Chemistry, Society of Petroleum Engineers, The Woodlands, Texas, USA, 2011.

9 A. Zaitoun, R. Rahbari, N. Kohler, Thin Polyacrylamide Gels for Water Control in High-Permeability Production Wells, SPE Annual Technical Conference and Exhibition, Society of Petroleum Engineers, Dallas, Texas, 1991.

10 Turemuratov, R.S., Beisenbayev, O.K., Isa, A.B., Iskendirov, B.Zh., Ivakhnenko, A.P. Synthesis and properties of depressators based on sopolymers in the presence of gossypol pitch. Oriental Journal of Chemistry, (2015), 31(3), стр. 1447–1453

11 R. Seright, R. Lane, R. Sydansk, A strategy for attacking excess water production, SPE Permian Basin Oil and Gas Recovery Conference, Society of Petroleum Engineers, 2001. 97

12 F. Civan, A. Al-Ibadi, Experimental Investigation and Correlation of Thermal Effects on Near-Wellbore Formation Treatment by Gel Particles, SPE International Symposium on Oilfield Chemistry, Society of Petroleum Engineers, 2013.

13 S. Scevola, G. Nicoletti, F. Brenta, P. Isernia, M. Maestri, A. Faga, Allogenic platelet gel in the treatment of pressure sores: a pilot study, International wound journal 7(3) (2010) 184-190

14 Beisenbaev O.K., Shin L.D., Sataev I.K., Akhmedov K.S. Izv vyssh uchebn zaved neft gaz, (1982), (N 5), стр. 25–28

15 T.E. Lara-Ceniceros, G. Cadenas-Pliego, C.C. Rivera-Vallejo, R.E.D. de León-Gómez, A. Coronado, E.J. Jiménez-Regalado, Synthesis and characterization of thermo-insensitive, water-soluble associative polymers with good thickening properties at low and high temperatures, Journal of Polymer Research 21(7) (2014) 1-12.

16 Y. Chang, C.L. McCormick, Water-soluble copolymers. Effect of the distribution of the hydrophobic cationic monomer dimethyldodecyl (2-acrylamidoethyl) ammonium bromide on the solution behavior of associating acrylamide copolymers, Macromolecules 26(22) (1993) 6121-6126.

17 Тошев Ш.О., Артыкова Р.Р. Разработка комплекса реагентов и ихкомпозиций для создания термо- и солестойких буровых растворов. Материалы республиканской научно-практической конференции «Актуальные проблемы химической технологии» Бухара-2014, С.188-189.

18 Базаров Ж.Т., Абдурахимов С.А., Базаров Г.Р. Сравнительный анализ качественных показателей хлопковых соапстоков, получаемых рафинацией масла и его мицеллы //Химия и химическая технология. - Ташкент, 2009.-№1. -С.71-74.

19 Bazarov G.R. Obtaining sulfur-containing surfactants from technical cottonseed oil for emulsification of drilling fluids. International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology Vol. 6, Issue 11, November 2019

20 Bazarov G. R., Abdurakhimov S.A., Alimov A.A. Studying the possibility of using mechanical-chemical dispersion for increasing the salt-stability of clay drilling solutions.Journal of Critical Reviews. 2020; 7 (14), 72-74. Scopus.ISSN: 2394-5125.

21 Мусабеков К.Б., Айдарова С.Б., Абдиев К.Ж. Взаимодействие синтетических полиэлектролитов с ПАВ. Л.: Химия, 1991. - С. 209

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ И ГЕОХИМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПРИ ПОИСКАХ И ОЦЕНКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА В ПАЛЕОРУСЛАХ

Нурабаева А.Б.
Казахстанско-Британский технический университет, г. Алматы, Казахстан

Одним из путей повышения геологической и экономической эффективности методики поисков и разведки месторождений урана является более полное привлечение для решения широкого круга геолого-поисковых задач геофизических методов исследований, и в частности, задачи по поиску и оценке гидрогенных месторождений урана «Семизбайского» типа.

Радикальным способом решения этой задачи является проведение поисковых работ бурением разведочных скважин по равномерной поисковой сети. При этом единственной альтернативой поисковому бурению для решения этой задачи является привлечение комплекса относительно дешёвых наземных геофизических методов.

Фактический материал по рассмотренным месторождениям позволяет выделить и охарактеризовать два структурно формационных типа месторождений урана в погребённых палеоруслах.

Базальный тип. К нему относятся месторождения в палеоруслах, врезанных в консолидированный складчатый или кристаллический фундамент, возраст которого намного древнее отложений палеорусел.

Внутриформационный тип. В этом случае месторождения приурочены к эрозионным структурам, заключенным в отложениях, близких ним по возрасту. Осадки палеорусел и вмещающие их толщи принадлежат к одной геологической формации, хотя и представлены разными литолого-генетическими комплексами.

Основные особенности месторождений в палеоруслах, которые могут быть выявлены геофизическими и геохимическими методами следующие [1].

1. Рудовмещающими структурами данного типа месторождений являются эрозионные или эрозионно-тектонические палеорусла. Ширина палеорусел, как правило, составляет первые километры, длина - многие десятки километров, глубина вреза от 10-30 до 200 м. Оруденение формируется главным образом в верховьях речных долин.

2. Месторождения часто относятся к группе не выходящих на дневную поверхность, перекрыты отложениями платформенного чехла, мощность которого на изученных объектах колеблется от 10-100 м до 400-600 м. иногда более.

3. Оруденение локализуется преимущественно в сероцветных песчано-глинистых отложениях аллювиальных фаций с высоким восстановительным потенциалом, обусловленным органическим углеродом. Оруденение контролируется развитием зон грунтового, грунтово-пластового, пластового окисления и приурочивается к проницаемым (коэффициент фильтрации от 1.0 до 15 м/сутки) породам в пределах зон геохимического и гидродинамического барьеров.

4. Рудоформирующее окисление развивается преимущественно в палеоруслах II и более высоких порядков, верховья которых выполнены проницаемыми осадками. Палеорусла, верховья, которых выполнены существенно алевро-глинистыми образованиями, характеризуются отсутствием или незначительными масштабами рудоформирующих процессов. Благоприятные для рудолокализации обстановки развиваются, как правило, на участках коленообразных изгибов палеодолин, резкого изменения ширины русла, изменения продольного и поперечного профиля ложа русла. Для рудоперспективных участков палеодолин характерна ярко выраженная литолого-фациальная гетерогенность.

5. Площади водосбора, примыкающие к перспективным палеодолинам, характеризуются развитием пород фундамента с повышенным и высоким фоновым содержанием урана и с высокой долей миграционно-способного урана (до 20-25%).

6. Урановое оруденение формируется на достаточно резкой границе смены литолого-фациального состава проницаемости пород. Породы барьерной зоны обогащены органическим углеродом, сульфидами железа (1-2%), карбонатами и характеризуются аномальными концентрациями U, Se, V, Mo, Re, Sc, TR, Pb, Zn и ряда других рудных элементов. Наличие повышенных концентраций урана (радиоактивных аномалий) в области выклинивания зон пластового окисления - прямой поисковый признак месторождений в палеоруслах.

7. Размер промышленных месторождений составляет по простиранию палеорусел 8-12 км при ширине до 1-2 км.

Физические свойства геологических разрезов

В строении, месторождений базального типа принимают участие образования двух структурных этажей: верхнего - платформенного и нижнего - геосинклинально-складчатого. Верхний структурный этаж представлен мезо-кайнозойскими континентальными терригенными и биохимическими осадками.

Для района Семизбайского месторождения устанавливаются уверенная плотностная и геоэлектрическая границы раздела двух сред: рыхлых мезокайнозойских образований и скального палеозойского фундамента. Плотность пород платформенного чехла колеблется в пределах 1,80-2,45 г/см^3, складчатого фундамента - 2,5-3,0 г/см^3, при средних величинах 2,0 г/см^3 и 2,6 г/см^3 соответственно. Среди пород платформенного чехла более высокими значениями плотности характеризуются гравелиты и конгломераты, а также породы, подвергнутые процессам карбонатизации.

Среди пород палеозойского фундамента основные разности (габбро, габбро-диориты) обладают наиболее высокими значениями плотностей (до 3,0 г/см3); низкими плотностями характеризуются кислые образования (гранодиориты, граниты) - до 2,5 г/см3

По электрическим свойствам породы складчатого фундамента обладают наиболее высокими сопротивлениями (500-2000 ом/м), в то время как образования платформенного чехла характеризуются весьма низкими удельными сопротивлениями (5-70 ом/м). В свою очередь мезокайнозойские образования дифференцируются по электрическим свойствам: глины, алевролиты и лигниты обладают минимальными значениями удельного сопротивления (5-10 ом/м); максимальные значения свойственны конгломератам и породам на карбонатном цементе (30-70 ом/м). Промежуточными значениями сопротивлений характеризуются песчаники (15-20 ом/м). В целом проводимость мезокайнозойских отложений зависит преимущественно от литологического состава и не зависит от возраста.

Все породы платформенного чехла характеризуются низкой магнитной восприимчивостью (10-20 ед. СГС). Породы фундамента более дифференцированы по магнитным свойствам, их магнитная восприимчивость зависит от состава и изменяется в весьма широких пределах (10-2000 ед. СГС).

По данным [1] средняя плотность пород платформенного чехла для палеорусловых месторождений базального типа лежит в пределах 1,7-2,0 г/см^3, магнитная восприимчивость 0-20×10^{-6} ед. Исключение составляет группа месторождений Витимского плато, где верхнюю часть разреза занимают покровы неогеновых базальтов, бронирующих повсеместно палеодолинные морфоструктуры. Для базальтов характерна высокая плотность (2,8 г/см^3) и магнитная восприимчивость (600-3000×10^{-6} ед.).

Породы сероцветной рудовмещающей формации имеют среднюю плотность 1,9-2,1 г/см^3 и относятся к группе немагнитных пород (0-50×10^{-6}ед.). Руды по своим физическим свойствам не отличаются от вмещающих пород. Средняя плотность фундамента базальных палеодолин лежит в пределах 2,3-2,9 г/см^3, магнитная восприимчивость пород фундамента зависит от состава и генетического кода пород и меняется в широких пределах - от n10×10^{-6} до n1000×10^{-6} ед. Исходя из этих данных, следует рассматривать в качестве аномалиеобразующих объектов гравитационного и магнитного поля структурно-вещественные неоднородности фундамента. Структурно-стратиграфическое несогласие между платформенным чехлом и фундаментом сопровождается резкой плотностной границей ($\Delta\sigma_{сред.}$= 0,3-0.5 г/см^3) и предопределяет принципиальную возможность картирования рельефа фундамента и базальных палеорусел (рудоперспективных структур) гравиразведочным методом.

Различие плотности между «фундаментом» (ложем), аллювием внутриформационных палеорек (второй тип) и перекрывающим их платформенным чехлом практически отсутствует.

Породы рудовмещающей и перекрывающей формации и ложе палеодолины, как правило, относятся к группе не магнитных. В пределах отдельных палеодолин (например. Гашуньской, месторождение Балковское) имеют место достаточно выдержанные горизонты черных глин (мощностью от 5-7 до 20-70 м) с магнетитом и пирротином с относительно высокой магнитной восприимчивостью (50-400×10^{-6}ед) что свидетельствует о возможности трассирования палеорусел магнитной съемкой.

Изучение разрезов осадочного чехла районов месторождений, возможно реализовать на основе электрических методов разведки, так как по электрическим свойствам литолого-стратиграфический разрез достаточно дифференцирован (таблица 1).

Для Гушуньского палеорусла, сформированного на верхнепалеогеновых майкопских глинах,

рудовмещающие яшкульские отложения (сероцветные пески, глины нижнего неогена) имеют $p_к$ в пределах от 4 до 25-30 Ом/м, вышележащие пески верхнего неогена - до 40 Ом/м, глины верхнего палеогена - до 6 Ом/м. Отсутствует и плотностная граница между аллювием и майкопскими глинами (***σ*** слоев по разрезу меняется в пределах 1,7-1,8 г/см^3). Глубина вреза до 80-100 м, ширина - первые километры. Для верхнепермских палеорусел, выполненных преимущественно песками и грубозернистыми песчаниками и конгломератами, "фундаментом" и перекрывающей формацией служит красноцветная озерная алевроглинистая толща. Кажущееся удельное сопротивление аллювия палеорусел по данным ВЭЗ колеблется в пределах 40-240 Ом/м, $p_к$ вмещающих красноцветов 10-20 Ом/м. Глубина врезов палеодолин от 10-15 до 25 м (плоские палеодолины), ширина до 3,0 км, глубина залегания палеорусел до 150-200 м.

Сейсмогеологические условия, на примере Зауралья [2] характеризуются следующими факторами.

Резкая скоростная и плотностная границы между породами осадочного комплекса составляют 1560-1950 м/с, возрастая с глубиной. В породах фундамента скорости варьируют в пределах от 3500 до 5500 м/с.

Сейсмические профили располагаются в условиях спокойного рельефа.

К числу неблагоприятных факторов необходимо отнести наличие мощных кор выветривания, развитых в кровле фундамента и обусловливающих сложный, интерференционный характер записи отраженных волн от этой поверхности. Динамическая выраженность отраженных волн во многом зависит также от шероховатости границы (углы наклона отражающих площадок не совпадают с наклоном границы) и от ее тектонической нарушенности; в этих случаях ***наблюдается*** резкое затухание отраженных волн.

Таблица 1 - Обобщенный геоэлектрический разрез месторождений урана ***в базальных палеоруслах [1]***

№ геоэлектрического слоя	Далматовское	Малиновское	Витимская группа месторождений
5	Четвертичный рыхлый покров		
	$p_к$= 20 Омм. m= 2-30 м/	$p_к$= 60 Омм m до 20 м	Зона сезонного оттаивания и промерзания пород $p_к$, до 1000 Омм. m = 1-15м
4	морские K_1-ρ_2 отложения: опоки, мергели, трепелы, глины, алевролиты, $p_к$,=60 Омм m = 180-200 м	Континентальные K_1- ρ_2 пески, гравийники, глины $p_к$= 50 Омм m =20-90 м	отсутствует
3	глинисто-песчаные образования K_2 $p_к$= 18 Омм m = 10-85 м	преимущественно аргиллиты и глины К, $p_к$ =120 Омм m =140-220 м	покровы базальтов и их туфов в зоне "вечной мерзлоты" $p_к$ =180 Омм m =60-120 м
2	Рудовмещающая сероцветная и перекрывающая сероцветная формация, коры выветривания		
	J_3-K_1 $p_к$ =36 Омм m = 60-240 м	J_3-K_1 $p_к$ =70 Омм m = 30-150 м	$p_к$ =85 Омм m = 20-80 м
1	Кристаллический фундамент		
	n×10 – n ×100 эффузивы, известняки, слюдисто, углисто глинистые сланцы	n×100 – n ×1000 эффузивы, песчаники, кристаллические сланцы	n×100 – n ×1000 гранитоиды

Кроме этого к числу неблагоприятных факторов следует отнести широкое распространение заболоченных участков и пахотных земель, характеризующихся пониженной способностью передачи нагрузок внутрь среды, а также влияние помех искажающих возбуждаемый сигнал.

В зависимости от соотношения положительных и отрицательных факторов в пределах рассматриваемого района выделяются участки как с благоприятными сейсмологическими условиями, характеризующиеся интенсивными отраженными волнами, так и участки, на которых прослеживание опорного сигнала было не однозначным, что затрудняет решение геологической задачи.

Изучение мощности зоны малых скоростей (ЗМС) в целом по району не проводилось в связи с незначительностью погрешности определения глубины поверхности до среднеюрского фундамента за счет ее влияния (менее 5%).

Проведенные в ограниченном объеме работы по изучению (ЗМС) в центральной части площади методом преломленных волн позволили сделать вывод о том, что мощность ее изменяется от 6 до 18 м при скорости распространения волн от 310 до 490 м/с.

Аналогичную характеристику имеет и большинство районов юго-восточной части Западной Сибири, но здесь существенную отрицательную роль играют затаеженность районов и более сложный рельеф (Мариинская площадь). В Витимском районе [2] наличие высокоскоростных покровов базальтов переменной мощности, перекрывающих палеогеновые палеорусла, является резко неблагоприятным фактором. Для месторождения второго типа характерно в большинстве случаев отсутствие четких плотностных и скоростных границ между аллювиальными отложениями рудовмещающей формации и осадочными образованиями, слагающими ложе палеорусел. Здесь перепад скоростей не превышает первых сотен м/сек. (до 500 м/сек.), что позволяет отнести их к объектам с неблагоприятными сейсмологическими условиями для проведения сейсморазведочных работ.

Геохимические методы

Исходя из задач прогнозно-поисковых работ на месторождения палеодолинного типа, отмечается следующее[1]:

1. Месторождения, как правило, сопровождаются ореолами рудопроявлений и точек минерализации урана инфильтрационно-эпигенетического типа в пределах отложений рудовмещающей формации. Последние располагаются как в пределах рудоносной палеодолины. так и в ее притоках более высоких порядков.

2. Первичные литогеохимические ореолы урана на известных месторождениях в базальных палеоруслах отчетливо проявлены также лишь в породах рудовмещающей формации, развиваясь как в пределах сероцветных, так и окисленных пород. Ореолы с концентрацией урана $20\text{-}50\times10^{-4}$до 100×10^{-4} (30-50 до 200 мкР/ч) охватывают всю площадь месторождения, имея ширину от нескольких сотен метров до 3-4 км и длину от 4-6 км до 30-40 км по палеоруслу (как выше, так и ниже участка месторождения).

3. Ореолы комплексные, наряду с ураном в них фиксируются аномальные концентрации Mo, Se, V, Pb, ∑TR, Co, Ni, Cu, Zn и др.

4. Первичные литогеохимические ореолы по вертикали не выходят за пределы рудовмещающей формации, достаточно резко по экспоненте затухая вверх и вниз по разрезу от рудных залежей.

5. Гидрогеохимическое изучение районов месторождений иногда указывает на отсутствие или ослабление гидравлической связи вышележащих надрудных водоносных горизонтов с водами рудовмещающей формации и наличие радиогидрогеохимических ореолов лишь в пределах водоносного горизонта последней. Такие месторождения ряд исследователей [3] относят к "законсервированному" типу.

Изучение подвижных форм урана по Далматовскому и Малиновскому месторождениям урана, выполненное лабораторией прогноза и поисков ВИРГ-Рудгеофизика, показало наличие интенсивного ореола подвижного урана в пределах рудных залежей и породах вмещающих формаций в целом, вторичного геохимического поля подвижных форм в надрудных толщах платформенного чехла и подпочвенном слое. Геохимическое поле подвижных форм исследовалось в ионно-солевом комплексе поровых растворов методом ИСК (Комаров В.С. и др., 1981 г.) и диализного извлечения - метод МДИ (Милков Г.В. и др., 1981-1989 гг.) из проб горных пород и почвенного горизонта.

Статистические параметры логнормального распределения подвижного урана (таблица 2) показывают, что он может уверенно фиксироваться лазерно-флуоресцентным методом.

В подвижной форме в аномальных по урану пробах, как в I, так и **во** II и III горизонтах установлены аномальные концентрации Se, Cu, Pb и ряда других элементов.

В результате применения метода ИСК и МДИ-лабораторный, различие которых заключается в способе селективного извлечения и накопления подвижных форм урана в растворе элементоприемника, на месторождениях Далматовском (глубина залегания рудных залежей 400-450 м) и Малиновском (глубина 300-350 м) установлены в поверхностном слое отчетливые аномалии подвижного урана, пространственно совмещающиеся с проекцией рудных залежей и их первичных ореолов. Это в определенной степени свидетельствует о наличии их связи с первичным геохимическим полем подвижных форм урана в рудовмещающих породах палеорусла и существование восходящего движения урана преимущественно под воздействием процессов концентрационной диффузии.

Таблица 2 - Статистические параметры распределения урана в пробах горных **пород** и **почв** месторождений урана в палеоруслах [1].

Индекс горизонта	Характеристика	Статистические параметры	Концентрация подвижного урана				
			Метод ИСК		Метод МДИ-л		
			Кол-во проб	10^{-4}, %	10^{-7}, %	Кол-во проб	10^{-7}, г/л
I	Подпочвенный горизонт	Фон аномалии +σ (ρ = 0,68)	300	1,4 2,5 12,0	0,35 0,8 6,0	337	17,0 26,0 85,0
II	Отложения платформенного чехла терригенные и хемогенные (трепела и опоки) осадки	Фон аномалии +σ +2σ	150	6,0 15,0 75,0	15,0 35,0 80,0	14	40,0 80,0 130,0
III	Аллювиальные отложения рудовмещающей толщи	Фон аномалии +σ +2σ	360	35,0 150,0 4000,0	70,0 400,0 10000,0	9	100,0 300,0 600,0 и более

Наложенные ореолы подвижного урана характеризуются достаточно высокой контрастностью, ширина их соизмерима или превышает ширину проекции рудных залежей месторождений на дневную поверхность. Аномалии, как и рудные залежи, тяготеют пространственно к правому, более крутому, борту палеорусла и в целом повторяют в плане положение рудных залежей в палеорусле. На Далматовском месторождении аномалии подвижных форм урана контролируются канализированной зоной повышенных сопротивлений в рудовмещающей формации. Геоэлектрические разрезы по Малиновскому и Далматовскому месторождениям, показывают наличие субвертикальных зон сложной конфигурации и повышенной проницаемости в надрудном платформенном чехле - возможных каналов более интенсивной инфильтрации подвижных форм к дневной поверхности. Наложенные ореолы урана пространственно тяготеют к этим зонам. Важно подчеркнуть, что объемные зоны проницаемости фиксируются как результатами электрокаротажа скважин, так и по интерпретации данных_аудио-магнитотеллурического зондирования

Отдельные, как правило, менее интенсивные аномалии подвижных форм устанавливаются в прибортовых частях палеодолины. что можно использовать для картирования палеорусла.

Опробование за пределами месторождения показало отсутствие аномалий урана в пределах зон проницаемости палеорусла: имеют место аномалии лишь в прибортовых частях его. В целом протяженность аддитивной аномалии подвижного урана (ИСК, МДИ) на Далматовском месторождении более 12 км при ширине 1-2 км, что позволяет рекомендовать в пределах базальных палеорусел для прогнозных исследований м-ба 1:20О000 сеть опробования 5-6 км х 0,2-0,1 км.

В аномалиях подвижные формы урана составляют 1,6-16,5% от концентрации валового урана, в геохимическом фоне не превышают 0,1-0,8%. В поровых растворах с аномальным ураном масс-спектрометрическим анализом с индуктивно связанной плазмой устанавливается аномальный радиогенный свинец, аномальные концентрации элементов-спутников Sc, Co, Ni, Se, Mo, Ag, Au, ZTR.

По данным В.С. Комарова, аномалии урана в ИСК поровых растворов развиты и в керне скважин на классических месторождениях ЗПО (фон 7-8× 10^{-4}%, аномалии 30-100× 10^{-4}%, до 1500 × 10^{-4}% при содержании валового урана в пределах 2× 10^{-4}%). Характерно, что здесь в скважинах за пределами рудных залежей, как и на месторождениях в палеоруслах, аномалии локализуются преимущественно в верхней надрулной части разреза осадочного чехла. Небольшие объемы опробования поверхности в Чу-Сарысуйской провинции подтверждают наличие аномалий подвижного урана в районе месторождений (фон 1,5-3 × 10^{-4}%, аномалии **+σ**-6-8× 10^{-4}%, +2σ - >25× 10^{-4}%).

В целом, данные, полученные на инфильтрационных эпигенетических месторождениях урана, с

высокой вероятностью позволяют классифицировать аномалии подвижных форм урана (и сопутствующих элементов) методов ИКС и МДИ-л в платформенном чехле и почвенном слое, как своеобразные геохимические ореолы рассеяния (первичные и наложенные) - прямые поисковые признаки уранового оруденения в палеоруслах.

Основные выводы

1. Данные грави- и магнитной съемки наиболее информативны для расшифровки структурно-вещественного строения кристаллического фундамента районов прогноза и поисков месторождений урана в палеоруслах и выделения участков возможного развития основных рудоконтролирующих структур для первого подтипа месторождений. Для базальных палеорусел также высокоэффективны простейшие модификации сейсморазведки.

2. Основными методами изучения разреза платформенного чехла, выделения и картирования, внутриформационных палеорусел являются методы электроразведки.

3. Аномалии вторичного геохимического поля подвижного урана и сопутствующих элементов на поверхности могут служить индикатором проявления рудообразующих процессов в аллювиальных отложениях погребенных палеорусел.

ЭКСПРЕССНОЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ УРАНОВЫХ РУД ДЛЯ ОЦЕНКИ ВОЗМОЖНОСТИ ОТРАБОТКИ ИХ СПОСОБОМ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Рожков С.С., Колпаков Г.А., Салтыков А.С.
АО «ВНИИХТ», г. Москва, Россия

В данном докладе обосновывается и рассматривается состав и последовательность лабораторных технологических работ, позволяющих экспрессно и с достаточной достоверностью оценить технологические свойства урановых руд на различных стадиях геологоразведочных работ (ГРР) с целью принятия объективного решения о целесообразности проведения последующих этапов ГРР. Кроме того, проведение геотехнологических исследований позволит выделить различные типы руд по технологическим параметрам выщелачивания.

В докладе дается обоснование продолжительности статических опытов и режимов выщелачивания руд гидрогенных месторождений урана при проведении статических опытов на основании изучения влияния окисленности и вещественного состава вмещающей горнорудной массы.

Разработанный метод статического выщелачивания является наименее трудоемким и им можно экспрессно, с достаточной степенью достоверности, исследовать обширные площади гидрогенных месторождений урана.

В данной докладе обосновывается и рассматривается состав и последовательность лабораторных технологических работ, позволяющих экспрессно, часто без углубленных исследований технологических проб, но с достаточной достоверностью оценить технологические свойства урановых руд на различных стадиях геологоразведочных работ (ГРР) с целью принятия объективного решения о целесообразности проведения последующих этапов ГРР.

Геотехнологическое опробование – комплекс специфических исследований, направленных на получение технологических параметров обеспечивающих количественную оценку технологических свойств урановых руд применительно к эксплуатации их системами скважинного подземного выщелачивания (СПВ).

Согласно СТО РосГео 09-001-98 (технологическое опробование в процессе ГРР) геотехнологические исследования (ГТИ) руд тесно увязаны со стадийностью геологоразведочных работ. Определение геотехнологических свойств полезного ископаемого является важной задачей единого непрерывного стадийного процесса геологического изучения и добычи металлов – от региональных работ до эксплуатационной разведки месторождения [1].

Последовательность целевых установок, задач и методов решения обеспечивает максимальное снижение риска неоправданных затрат на каждой последующей стадии геологоразведочного процесса. Геотехнологическая оценка по геолого-гидрогеологическим признакам на поисковой стадии связана с минимальными затратами по сравнению с опытным натурным геотехнологическим опробованием на оценочной стадии, а стоимость последнего существенно меньше стоимости опытно-промышленных испытаний на стадии разведки, которые по традиции сложились в систему пробной эксплуатации.

Целями ГТИ на поисковой стадии является: оценка разрешающих предпосылок реализации геотехнологических методов; установление целесообразности предварительной разведки месторождения; планирование опытного геотехнологического опробования.

Главная задача ГТИ на поисковой стадии – идентификация геотехнологического разреза. Основной вид ГТИ проведение оценки контролирующих СПВ факторов по геолого-гидрогеологическим признакам, данным лабораторных испытаний и по аналогии с известными геотехнологическими типами разрезов.

Основными факторами, определяющими возможность отработки руд, являются их проницаемость для выщелачивающих растворов и способность последних переводить полезные компоненты из минералов носителей в жидкое состояние в условиях природных температур и давлений.

В реальном воплощении СПВ, изучение и контроль процесса сопряжены с существенными трудностями получения его показателей непосредственно в активной зоне. Эти показатели достаточно надежно могут контролироваться только на входе в геотехнологическую систему и на выходе из нее.

Процессы выщелачивания являются перманентными, выходные показатели постоянно изменяются во времени. Поэтому технологические параметры определяются на определенный момент, например, на момент достижения- максимального или заданного % извлечения; минимально промышленной

концентрации ПК в промышленных растворах; определенной степени проработки горнорудной массы (Ж/Т).

К основным геотехнологическим параметрам, относятся следующие нормируемые величины выходных показателей.

Концентрация урана в продуктивных растворах (C_U). Различаются величины текущей (C_U), максимальной ($C_U$max), средней (C_Uср), и минимальной ($C_U$min) концентрации.

Максимальная концентрация – абсолютный максимум выходной кривой.

Средняя концентрация определяется на конкретные отрезки времени: на окончание опыта; на заданный процент извлечения.

Минимальная концентрация полезного компонента в продуктивных растворах, как «отраслевая норма», - это такая концентрация, при которой добыча геотехнологическим способом экономически оправдана. При отсутствии такой нормы можно воспользоваться величиной минимальной концентрации полезного компонента, практикуемой добывающими предприятиями.

Для полезных компонентов с неосвоенным переделом растворов можно руководствоваться величиной технологического минимума, т.е. минимальной концентрацией, при которой извлечение из раствора технически возможно.

Степень извлечения урана (ε) – максимальная степень извлечения, достигаемая в опыте при концентрации полезного компонента выше минимальной, отношение количества извлеченного компонента к запасам его в объеме проработки.

Отношение Ж/Т (f) – объем растворов, приходящийся на единицу выщелачиваемой горнорудной массы, необходимый для обеспечения достигнутой (максимальной) в опыте степени извлечения полезного компонента из недр при концентрации полезного компонента выше минимальной.

Удельный расход реагента (Z) – отношение массы израсходованного реагента к количеству добытого металла.

В качестве параметра опыта принимается величина удельного расхода, соответствующая достигнутой (максимальной) степени извлечения при концентрации полезного компонента выше минимальной.

Реагентоемкость пород (R) величина, равная отношению массы израсходованного реагента к выщелачиваемой горнорудной массе.

В качестве геотехнологического параметра принимается значение реагентоемкости, соответствующее максимальной или достигаемой степени извлечения при концентрации полезного компонента выше минимально промышленной.

Лабораторные работы

Лабораторные модели по размерам и длительности реализации процесса в десятки и сотни раз уступают эксплуатационным системам подземного выщелачивания. Это обстоятельство, с одной стороны, позволяет в короткое время на небольшом количестве материала провести широкий комплекс исследований при различных параметрах технологического режима (составе и концентрации растворителя, длине пути и скорости фильтрации, температуре и т. п.). При этом доступной для изучения является не только жидкая фаза – фильтрующийся раствор, но и твердая – рудный материал на разных стадиях процесса выщелачивания. Эти преимущества лабораторных моделей позволяют решать ряд таких практических вопросов, как выбор и концентрации растворителя и окислителя, выяснения влияния на процесс других факторов, делают их удобными для математического описания.

На начальной стадии внедрения способа СПВ урана в различных институтах и лабораториях производственных организаций, вследствие закрытости работ, применяли собственные методы лабораторных исследований. Опыты проводились при разных условиях выщелачивания: в статическом и динамическом режимах; продолжительности; Ж/Т; концентрации реагента; как на материале проб естественной крупности, так и на отситованном или истертом материале. Сопоставление полученных результатов зачастую было невозможно, особенно при сравнении различных месторождений. Лабораторные исследования проводятся двумя способами: статическим и фильтрационным методами.

Основы методики лабораторного изучения фильтрационного выщелачивания водорастворимых солей были разработаны А. Е. Орадовской [2]. Сущность испытаний заключалась в фильтрации растворителя через образец с известным содержанием металла, а затем в фиксации динамики выноса металла и выхода растворителя в фильтрующемся растворе – получение «выходных кривых». Эта методика оказалась применимой и к выщелачиванию металлов растворами кислот и солей.

За рубежом в отличие от СССР методические работы, в том числе и специальные публикации по методике лабораторных испытаний, не публиковались.

Среди советских исследователей существовали две основные точки зрения на принцип отбора образцов и технику проведения лабораторных испытаний.

Одна группа (В.А. Грабовников, И.Ю. Рослякова, И.К. Луценко, В.И. Белецкий и др.) считала, что испытаниям следует подвергать наиболее представительную для месторождения (блока, участка) по литологии, содержанию металла, химическому составу технологическую пробу руды, составленную (для обеспечения необходимой массы) из нескольких частных керновых проб. В связи с необходимостью перемешивания (усреднения) материала нескольких проб такие испытания проводятся при нарушенной естественной структуре руды [3, 4].

Другие исследователи (Г.Н. Бабаджанян, А.Б. Туктарова, О.Г. Билык и др.) считали одним из основных условий лабораторных испытаний сохранение естественной структуры руды. Естественно, что в идеале результаты испытаний образцов с ненарушенной структурой должны более соответствовать природным условиям и являться предпочтительными по сравнению со «сборными» пробами нарушенной структуры. Но, как показала практика, при отборе монолитов инстинктивно выбираются участки наиболее крепкого керна. При массовом отборе образцов с ненарушенной структурой это приводит неизбежно к преобладанию среди них слабопроницаемых разностей руд.

Часто при бурении по песчаным породам происходят срывы керна и образуются затёртости, просечки бурового раствора и монолиты практически не фильтруют выщелачивающий раствор. В тоже время на слабых водонасыщенных песках отбор образцов с естественной структурой зачастую вообще невозможен – керн под собственным весом сплющивается, в нем образуются трещинки.

Данные собранные в базе технологических исследований к концу XX века во ВНИИХТе по выщелачиванию более чем 300 монолитов, выполненным в лаборатории Кировской экспедиции для Сосновской и Волковской экспедиций, были тщательно проанализированы. Реальные результаты были получены не более чем по 20% проведенных фильтрационных опытов. До 40% практически не фильтровала. Кроме того, проявления «масштабного эффекта» существенно затрудняет возможность прямой экстраполяции большей части данных, полученных при фильтрационном выщелачивании, на реальные объекты СПВ.

Пробы, отобранные по методу режущего кольца для определения коэффициента фильтрации (Кф), также не годятся в качестве объектов для выщелачивания руд с ненарушенной структурой. Длина фильтрации (высота режущего кольца) зависит от диаметра керна и обычно колеблется от 4 до 6-7 см. Даже при очень малой скорости фильтрации поровый объем растворов сменяется менее чем за сутки. Проба раствора очень мала. Изменения концентрации кислоты в выщелачивающем растворе не превышают точность ее определения в растворе.

Практика проведения фильтрационных опытов и анализ получаемых результатов показал, что опыты, проводимые с пробами с нарушенной структурой (насыпной материал) являются наиболее представительными и рентабельными.

Одновременно среди научных школ велись споры по поводу правомерно ли работать на окисленном керне. Обычно технологические пробы, присылаемые геологоразведочными организациями для изучения, представляли собой сыпучий материал, составленный из частных рудных проб. Естественно, что урановые минералы проб были в той или иной степени окислены. Считалось, что степень окисления урана зависела от минерального вида и его дисперсности, длительности пребывания на воздухе, наличия в рудах разрушающихся сульфидов. Минимальный срок от начала сбора технологической пробы до ее технологического изучения составлял 3-4 месяца, а обычно превышал полгода.

При проведении технологических работ неоднократно делались попытки работать на «*не окисленной*» руде. Самый простой и наиболее часто применявшийся способ – это водная отмывка, т.е. пробы, промывались водой на предмет удаления окисленного водорастворимого урана. Реже применялись способы восстановления урана пропусканием различных восстановителей. Способ трудоемкий, но не способствующий восстановлению окисленных руд, а приводящий к формированию фактически нового оруденения со свойствами отличными от исходной руды.

Для прекращения межведомственных споров «свежая-не свежая руда» на урановых рудах месторождений Моинкум (Чу-Сарысуйская урановая провинция) и Дыбрынское (Хиагдинское рудное поле), была

проведена сравнительная работа по выщелачиванию руд контактировавших и не контактировавших с кислородом воздуха [5, 6].

Полученные результаты показали, что практически за одни сутки пребывания на воздухе рудный материал полностью окисляется, кроме урановых минералов, находящаяся внутри органических обломков и пиритовых стяжений в отдельных пробах. При увеличении продолжительности пребывания проб на воздухе до 6 месяцев, в рудах с содержанием урана менее 0,1 % наблюдается лишь незначительное повышение извлечения урана, а в рудах с более высоким содержанием разница достигает 10 % связанное с разрушением тонкодисперсного пирита и органического вещества, экранирующего урановые минералы от контакта с кислыми растворами. Поэтому правомерен вывод о том, что степень окисленности рудного материала технологической пробы в большинстве случаев практически не зависит от продолжительности ее хранения в сухом помещении. В качестве примера приведены данные выщелачивания руд Моинкумского месторождения (таблица 1, 2).

Полученные результаты позволили сделать вывод о достаточно полном выщелачивании урана из не окисленных руд за короткое время. Для руд с содержанием урана до 0,1 % максимальное извлечение достигалось на 7-15 сутки, а из руд с повышенными содержаниями (Cур>0,1 %) — на 20-25 сутки. Извлечения, определенные по окисленным и не окисленным пробам к 30 суткам, полностью совпадают, что подтверждает правомерность определения этого показателя по выщелачиванию окисленных проб. При этом кинетика извлечения урана из не окисленных и окисленных руд существенно различается. Если из окисленных руд высокое извлечение урана достигается уже через сутки, то в рудах, не контактировавших с воздухом медленная скорость извлечения в первые 1-2 суток сменяется интенсивным выщелачиванием в период с 3 по 10 сутки.

Продолжительность выщелачивания статических опытов в 30 суток обоснована при отработке методики тестирования урановых руд гидрогенных месторождений Далматовской и Хиагдинской групп. Было установлено, что выщелачивание в статических условиях в течение 30-ти суток дает максимально возможное для данных руд извлечение урана и сопутствующих элементов. Так после завершения опытов кеки истирались и вновь подвергались выщелачиванию при тех же условиях. Извлечение урана возрастало в пробах от 1-2 % и реже до 10 % и более. Десятипроцентное увеличение извлечения объясняется наличием урановых минералов в титанатах (лейкоксены), которые разрушаются при истирании (таблица 3).

Вещественный состав руд и вмещающих пород определяет основные технологические свойства руд. Это способность руд и пород взаимодействовать с выщелачивающими растворами с переводом полезных компонентов в раствор, состав продуктивных растворов, степень загрязнения подземных вод и возможность их самоочистки.

Приводимые в литературных источниках оценки растворимости и выщелачиваемости минералов преимущественно качественные и субъективно зависят от профессионального подхода исследователя – минералогического, химико-аналитического, технологического.

В отличие от простого растворения (обратимого процесса) химическое растворение (разложение) сопровождается изменением растворителя и растворяемого вещества как химических соединений и переводом всех (конгруэнтное) или некоторых (инконгруэнтное) компонентов твердого вещества в растворимые соединения. В первом случае минерал полностью растворяется, во втором — частично и твердая фаза состоит из не растворившегося компонента минерала. Новая твердая фаза может образоваться при превышении образовавшимися растворимыми продуктами пределов их растворимости. Но реакция взаимодействия исходного материала с растворителем в случае химического растворения продолжается до полного исчезновения одного из реагирующих веществ. Говоря о растворимости минерала в кислоте, обычно имеют в виду лишь возможность полного или частичного растворения в определенных условиях. Количество растворенного вещества (степень растворения) при химическом разложении, в большинстве случаев, определяется продолжительностью взаимодействия и объемом растворителя.

В связи с выше сказанным и с целью разработки оптимальных лабораторных исследований Салтыковым А.С. были проведены опыты по растворению породообразующих, рудных и акцессорных минералов применительно к условиям ПВ.

Минералы предварительно дробились до -1мм. и помещались в емкости с раствором серной кислоты 20 г/л на продолжительное время.

Самыми технологически освоенными для переработки большинства комплексных руд являются водные

растворы серной кислоты, имеющей слабую избирательность, что вызывает разложение помимо рудных и значительного количества породообразующих минералов.

Количество породообразующих минералов в составе руд обычно превышает 90-95%, поэтому, несмотря на низкую скорость растворения большинства породообразующих минералов в слабокислых (5-50г/л) растворах, при длительных (1-10 лет) сроках работы участков КВ и ПВ реагентоемкость процесса фактически определяется составом породообразующих минералов.

По уменьшению скорости взаимодействия с серной кислотой породообразующие минералы рыхлых отложений располагаются в ряд: кальцит = доломит = анкерит > сидерит > магнезит > гидроокислы железа > биотит > хлорит > гидрослюда вермикулитового ряда > органическое вещество > мусковит > каолинит > монтмориллонит > микроклин > альбит.

Из опытных данных следует, что для полного разложения в условиях подземного выщелачивания: хлоритов, триоктаэдрических слюд и гидрослюд потребуется от 2 до 7-8 лет взаимодействия с серной кислотой (со среднедействующей концентрацией 10-20г/л); для монтмориллонита этот срок будет превышать 10-20 лет; для каолинита — 30-50 лет; а для мусковита и полевых шпатов -100-150 лет. Минералы *по полноте их растворения* **(***разложения) за реальное время отработки* эксплуатационных блоков ПВ (5-10 лет) делятся на 3 группы [7, 8]:

а) - "полностью растворимые" (быстрорастворимые — карбонаты, гидроокислы железа, урановые минералы, некоторые хлориты, апатит и медленно растворимые — биотит, вермикулит, хлориты, триоктаэдрические гидрослюды);

б) - "частично растворимые" (органическое вещество, монтмориллонит, каолинит, диоктаэдрические гидрослюды, мусковит, полевые шпаты);

с) - "практически нерастворимые" (кварц и большинство акцессорных минералов).

По минеральному составу руд и вмещающих пород можно прогнозировать удельный расход кислоты на единицу горнорудной массы (кг/т) и единицу получаемой продукции (кг/кг).

Мало уступающим в информативности фильтрационному оказался метод статического выщелачивания. Данный метод технологического опробования руд не требует больших затрат и не относится к трудоемким. Высокая производительность технологического опробования позволяет считать данный метод экспрессным. Он позволяет охарактеризовать значительную площадь месторождения и на основании полученных результатов, определить критерии выделения геотехнологических типов руд и провести их картирование [9].

Результаты лабораторных работ, проведенные во ВНИИ химической технологии (ВНИИХТ), были положены в обоснование методики экспрессного тестирования урановых руд для определения возможности их отработки способом СПВ. Основной посыл в выборе условий проведения технологических испытаний заключался в том, что они должны основываться на минералогическом составе руд и технологических условиях промышленной отработки.

Первое это статический или статико-динамический режим выщелачивания, т.е. режим с периодической сменой выщелачивающего раствора, в случае если кислотоемкость проб высокая и концентрация растворителя в течение опыта резко падает.

Статическое выщелачивание проводится на материале естественной крупности. В случае наличия в исследуемых рудах крупного обломочного материала возможна его предварительная отситовка и отдельное выщелачивание.

При проведении статического выщелачивания не применяется механическое перемешивание, во избежание переизмельчения материала пробы. Измельчение приводит к существенному увеличению площади поверхности минеральных частиц, и как следствие повышение реагентоемкости пробы.

На участках РФ (ранее СССР) применялся сернокислотный способ выщелачивания, чтобы не загрязнять поверхность солями радия. Поэтому для тестирования выбран водный раствор серной кислоты с исходной концентрацией 20г/л, обычно рекомендуемой на стадии закисления промышленных блоков СПВ.

Навеска руды, при наличии достаточного количества рудного материала, 100 г. Этого количества хватает для представительной пробы бедных и рядовых руд гидрогенных месторождений урана.

Выщелачивающий раствор берется в отношении к навеске 5:1, в случае реагентоемких или глинистых руд – 10:1. При таком количестве раствора отбор части растворов на проведение химических анализов не оказывает существенного влияния на изменение условий проведения опытов.

Продолжительность опыта составляет 30 суток с определением состава раствора (концентраций выщелачиваемых элементов и кислоты) на 1, 7 и 30 сутки выщелачивания.

Время отбора проб из раствора выбрано из следующих выявленных закономерностей:

– за первые сутки кислота расходуется в основном на катионный обмен с глинистыми минералами и практически полное растворение кальцита;

– за 1-7 сутки растворяются сидерит и доломит, апатит, микронные выделения хлоритов;

– в период 7-30 сутки происходит формирование выщелоченного кремнекислородного слоя на поверхности глинистых частиц и хорошо растворимых алюмосиликатов (триоктаэдрических слюд, глауконита), съем редких элементов, сорбированных на мелком растительном детрите;

– расход кислоты за 30 суток можно принять как максимальный расход на этапе закисления данной породы;

– извлечение урана из окисленных руд на воздухе руд до 7 суток резко превышает извлечение из неокисленных, но к 30 суткам оба показателя сравниваются. На показатели извлечения редких элементов окисленность руд не сказывается.

Для оценки извлечения редкоземельных металлов как попутных компонентов (обычно III группы) точно определить содержание которых в исходном сырье затруднительно или невозможно используется такое понятие как «*извлекаемая продуктивность*», определяемая как количество компонента, извлекаемого из 1 тонны сырья [1].

Отработка методики микротестирования на урановых рудах гидрогенных месторождений Далматовской и Хиагдинской групп показала, что выщелачивание в статических условиях в течение 30-ти суток дает максимально возможное для данных руд извлечение урана и редких элементов (таблицы 1-3). При увеличении времени выщелачивания до 60-90 суток на отдельных пробах (с извлечением более 90%) приводит к повышению извлечения урана всего на 2-3 % и менее 1% от выхода редких земель [10].

Выщелачивание истертых (до -0,044мм) проб на 30 сутки не повышает показатели извлечения ни по урану, ни по редким элементам. По истертому материалу максимальные концентрации урана и редких элементов в растворе достигают уже на 7 сутки и в дальнейшем не увеличиваются. Скорость расхода кислоты по истертым пробам в период с 7 до 30 суток существенно выше. Незначительное увеличение извлечения урана даже на истертом материале объясняется вхождением урана в кристаллическую решетку титанатов (лейкоксенов). Развитие ураноносных титанатов в виде акцессорных минералов в рудах Далматовского месторождения не позволяет добиться высокого (более 70%) извлечения в процессе СПВ.

При необходимости массового тестирования руд на извлекаемую продуктивность по редким элементам можно воспользоваться дубликатами керновых проб и ограничить продолжительность опытов 7 днями, что существенно повысит производительность работ.

После завершения процесса выщелачивания (30 суток), кек промывается, высушивается и истирается. Затем в нем определяется остаточное содержание урана, и рассчитываются его исходные концентрации и процент извлечения на основании суммирования с его количеством, перешедшим в сернокислый раствор на каждое время опробования.

Дополнив описываемую методику определением по тестовым пробам коэффициентов фильтрации при постоянном градиенте напора согласно ГОСТ 25584 – 2016 можно оценить проницаемость руд [11]. По значению коэффициента фильтрации выделяют четыре группы горных пород: первая - до 0,1 м/сут.; вторая — 0,1 — 1 м/сут.; третья — 1 — 10 м/сут.; четвертая — более 10 м/сут. [12].

Наиболее подходящими для подземного выщелачивания являются горные породы с коэффициентом фильтрации более 1 м/сут. При коэффициенте фильтрации менее 1 м/сут. для создания требуемой скорости движения растворов необходим значительный напорный градиент, что является неблагоприятным фактором, так как может привести к суффозионным явлениям и механической кольматации пород. В породах с Кф >10 м/сут возможно образование сквозных каналов (каналирование).

Различие фильтрационных свойств по разрезу или площади характеризуется коэффициентом фильтрационной неоднородности, который показывает, какая часть месторождения по объему слагающих его горных пород в пределах продуктивного пласта представлена отложениями с одинаковым коэффициентом фильтрации.

К первой группе (весьма однородных) относятся месторождения с одинаковым коэффициентом фильтрации по всей площади или всему разрезу. Во вторую группу (однородных) входят месторождения, по площади или в разрезе которых имеется 75% отложений с одинаковым коэффициентом фильтрации.

Месторождения третьей группы (неоднородные) на 50% сложены одинаковыми по фильтрационным свойствам отложениями. К группе весьма неоднородных относятся месторождения, в пределах которых лишь 25% отложений имеют одинаковый коэффициент фильтрации, а остальные 75% представлены отложениями с $К_ф$ выше или ниже преобладающего [8].

Важным фактором является соотношение коэффициентов фильтрации и водопроводимости рудных залежей и вмещающих пород. Если промышленное оруденение приурочено к слабопроницаемым породам, окруженным хорошо проницаемыми безрудными песками, то рабочие растворы будут фильтроваться в основном по пустым породам в обход рудных тел. Степень их разбавления определяется отношением водопроводимости рудной и безрудной частей разреза.

Основной особенностью методики экспрессной технологической оценки минерального сырья является возможность ее использования на ранних стадиях ГРР, на которых не представляется возможным проводить отбор специализированных малообъемных и лабораторных технологических проб, отвечающих требованиям представительности.

Экспрессная методика опирается на знание вещественного состава, технологических и водно-физических свойств руд, используя в конечном итоге для геотехнологической оценки руд метод аналогий. Аналогичные принципы оценки геотехнологических свойств минерального сырья могут быть использованы при проведении геолого-технологического картирования с отбором малообъемных проб на стадиях оценки и разведки месторождений полезных ископаемых.

Список использованных источников

1. СТО РосГео 09-001-98 Твердые полезные ископаемые и горные породы. Технологическое опробование в процессе геологоразведочных работ. Общие требования. – М.: РосГео, 1998

2. Орадовская А.Е. Фильтрационное выщелачивание дисперсно-распределенного гипса из песчано-глинистых пород. В кн. Растворение и выщелачивание горных пород. – М., 1957. – с. 46-71.

3. Грабовников В.А., Рослякова И.Ю. Новая геотехнологическая характеристика руд для подземного выщелачивания. Разведка и охрана недр. – 1975. – №5. – с.38-41.

4. Луценко И.К., Белецкий В.И., Давыдова Л.Г. Бесшахтная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1986.

5. Салтыков А.С. Влияние вещественного состава руд и пород на величину удельного расхода реагента при ПВ растворами серной кислоты. Канд. дисс. Фонды ВНИИХТ Ф-9271, 1989.

6. Салтыков А.С., Колпаков Г.А., Авдонин Г.И. и др. ”Изучение геотехнологических свойств руд месторождения Дыбрынское”. Отчет, фонды ОАО “ВНИИХТ”, ТИ-4863, 2011.

7. Справочник по геотехнологии урана. Под ред. Д.И. Скороварова. - М.: Энергоатомиздат, 1997.

8. Салтыков А.С. Влияние вещественного состава руд гидрогенных месторождений на процесс подземного выщелачивания урана. в Сб. докладов "Актуальные проблемы урановой промышленности: III международная научно-практическая конференция", Алматы, 2004г.

9. Салтыков А.С., Колпаков Г.А., Треусов В.И. Минералого-технологическое тестирование руд. //Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. Т.2, Уран/ М., Руда и металлы. 2005

10. Салтыков А. С., Колпаков Г. А. Результаты технологических испытаний руд Далматовского месторождения в лабораторных условиях (сернокислотное выщелачивание). Совещание по отработке Далматовского месторождения урана 17-19 апреля 2007 года. ОАО «ТВЭЛ» ЗАО «Далур» Сб. докладов с. Уксянское, 2007.

11. ГОСТ 25584 – 2016. Грунты. Методы лабораторного определения коэффициента фильтрации. М., Стандартинформ, 2016.

12. Новик-Качан В.П., Губкин Н.В., Десятников Д.Т. и др. Добыча металлов способом выщелачивания. М.: Цветметинформация, 1970

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДОВ ИЗОТОПНОЙ ГИДРОГЕОЛОГИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Субботин С.Б., Актаев М.Р., Тоқтағанов Т. Ш., Супрунов В.И.
Филиал «Институт радиационной безопасности и экологии»
РГП «Национальный ядерный центр» РК, г. Курчатов, Казахстан

В настоящее время на территории расположения Чу-Сарысуйской межгорной впадины ведется добыча урана. На данной территории расположен одноименный артезианский бассейн второго порядка, который представляет собой сложную систему более мелких артезианских бассейнов. В вертикальном разрезе артезианского бассейна выделяются два гидрогеологических этажа:

а) верхний-мезозо-кайнозойский чехол, вмещающий поровые, грунтовые и пластовые воды;

б) нижний чехол, представленный палеозойскими образованиями складчатого фундамента, вмещающий трещинно-пластовые, трещинно-карстовые и трещинные воды.

На месторождениях в Чу-Сарысуйской депрессии добыча урана осуществляется методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) с получением ураносодержащих продуктивных растворов (ПР). Сбор ПР с отрабатываемых технологических блоков производится через технологические узлы приема и распределения растворов. Транспортировка ПР осуществляется по технологическим трубопроводам для переработки до товарного десорбата, который затем перерабатывается до готовой продукции –закиси окиси урана. Метод ПСВ урана является более экологически чистым, по сравнению с другими методами подземной разработки [1, 2].

В связи со сложными гидрогеологическими условиями территории, метод ПСВ может создать ряд радиоэкологических проблем. Одной из таких проблем является возможное поступление выщелачивающих растворов из разрабатываемых блоков в водоносные горизонты водозабора для населенных пунктов, что может привести к повышенным дозам облучения местного населения и персонала. Для контроля возможного растекания ПР на разрабатываемых месторождениях недропользователями оборудуются специальные наблюдательные скважины, регулярно проводится мониторинг подземных вод и своевременно применяются необходимые меры.

Возможное растекание ПР можно контролировать с помощью методов изотопной гидрогеологии и прогнозировать их возможный выход за границы разрабатываемых блоков до начала их разработки. Подземные воды каждого горизонта обладают различающейся концентрацией стабильных изотопов, по которой их можно идентифицировать и установить поступление посторонней воды в водоносный горизонт блока, подготовленного к разработке (или из него).

Исследование содержания стабильных и радиоактивных изотопов окружающей среды в подземных водах на данный момент прочно устоявшаяся область, в развитии которой участвовали физики, химики, геологи последние шестьдесят лет. Методы изотопной гидрогеологии оказались особенно полезными при количественном и качественном определении происхождения вод при исследовании характера взаимодействий между водоносными горизонтами, их связи с поверхностными водами, геотермальных вопросах и т.д.

И так, стабильные изотопы, наиболее применяемые в гидрогеологических гидрологических исследованиях — это разновидности атомов одного и того же химического элемента, которые имеют одинаковый атомный номер, но разные массовые числа. Использование метода изотопной гидрологии [3] на основе определения отношения стабильных изотопов дейтерия и кислорода-18 (^{2}H и ^{18}O) позволяет получить прямую информацию о происхождении и изменении различных видов вод.

Рисунок 1 – Изотопы кислорода

Кислород – наиболее распространенный элемент на Земле. Известно три стабильных и 10 нестабильных изотопов кислорода. Три стабильных изотопа кислорода, масса которых составляет 16, 17 и 18 атомных единиц соответственно. У каждого из них в ядре по 8 протонов, а в электронной оболочке — по 8 электронов; при этом ядро первого содержит восемь нейтронов, ядро второго — 9 и ядро третьего — 10. Из них наиболее распространенным изотопом является ^{16}O (99,762 %) изотопом кислорода, далее на 0,037% из изотопа 17O и на 0,204 % из изотопа 18O.

Рисунок 2 – Изотопы водорода

Существуют три изотопа водорода: легкий водород – протий (^{1}H), 2) тяжелый водород – дейтерий (D), 3) сверхтяжелый водород – тритий (T). протий ^{1}H составляет 99,985%, а ^{2}H(D) – 0,015%.

Рисунок 3 – Изотопные значения стандартов воды МАГАТЭ

Изотопный состав принято считать не через абсолютную концентрацию тяжелых изотопов в изучаемом образце, а относительно концентрации этих изотопов в «изотопном стандарте» — образце изучаемого вещества, принятого за эталон. Сандарт среднеокеанической воды SMOW, предложенный Г.Крэйгом, где за ноль принято относительное значение соотношения 18O/16O и 2H/ 1H. В качестве нулевого эталона для измерений 2H и 18O принимается океаническая вода (обычно отбираемая в Атлантическом океане с глубины около 300 м). Для измерений в изотопически лёгких водах и льдах был введён второй водный стандарт SLAP (standard light Antarctic precipitation), отличающийся от SMOW по кислороду на –55,5‰ и по дейтерию на –428‰.

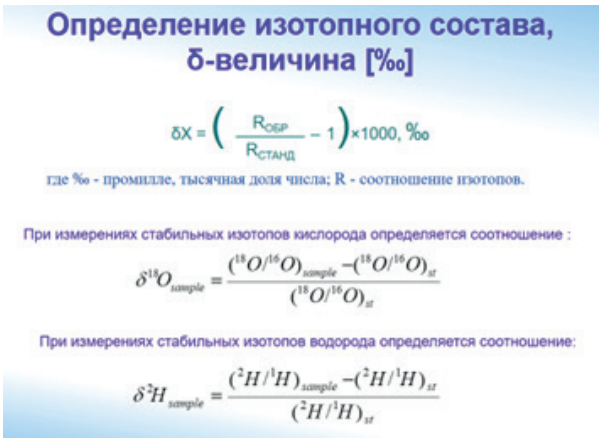


Рисунок 4 – Определение изотопного состава

Умножение на 1000 означает, что изотопный состав выражается в промилле. В случае водорода R = D/H для исследуемой пробы воды и стандарта воды. В качестве стандарта используют усредненную воду мирового океана, для которой δ D = 0‰ («Венский стандарт среднеокеанической воды» - VSMOW или SMOW.

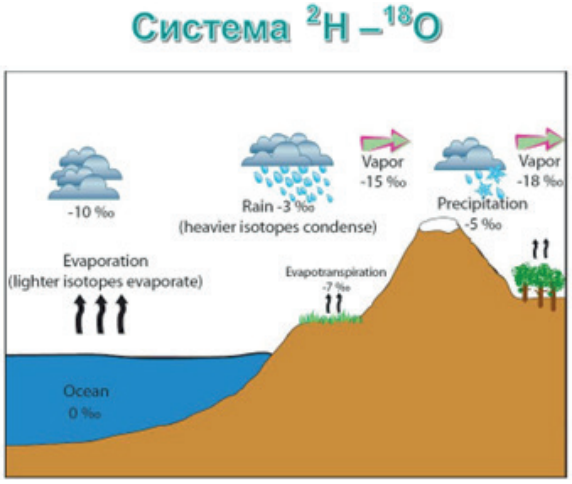


Рисунок 5 – Формирование изотопного состава воды

Изотопный метод основан на том факте, что вследствие небольшого различия массы изотопы немного по-разному ведут себя при фазовых переходах (испарение — конденсация, таяние — замерзание) и некоторых других физических процессах. Это приводит к так называемому фракционированию, т.е. разделению тяжелых и легких изотопов. Тяжелой воды больше в местностях с жарким климатом. Тяжелая вода имеет более высокую плотность, температуру кипения чем легкая вода. Поэтому при испарении с водоемов в первую очередь улетучивается более «легкая» вода, выпадая затем в других местностях в виде дождя и снега. Тяжелая вода остается в водоемах. Меньше тяжелой воды содержится в атмосферных осадках, в талой снеговой воде, в пресных подземных водах, формирующихся за счет инфильтрации атмосферных осадков.

Рисунок 6 – Глобальная линия метеорных вод

Для анализа условий формирования природных вод результаты измерений наносят на диаграмму отношений дейтерия и кислорода-18. На этой диаграмме представлено закономерное распределение изотопного состава атмосферных осадков, которое называется Глобальная линия метеорных вод. Наиболее тяжелые осадки выпадают в экваториальных, а наиболее легкие в полярных областях.

Рисунок 7 – Лазерные анализаторы для определения концентрации стабильных изотопов

Масс-спектрометрия – это метод анализа содержания стабильных изотопов, основанный на воздействии на ионы электрических и магнитных полей, разделении заряженных ионов по их массам. Этот метод позволяет измерять абсолютное содержание ^{18}O и ^{2}H с достаточной степенью точности.

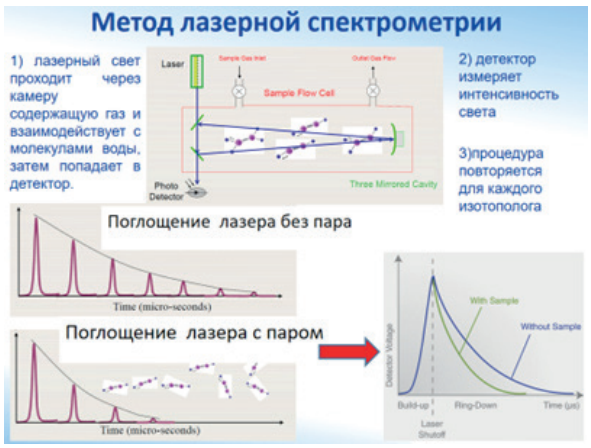


Рисунок 8 – Определение стабильных изотопов с помощью лазерной спектроскопии

Лазерный свет проходит через камеру, содержащую газ, взаимодействует с молекулами, а затем попадает в детектор; детектор измеряет интенсивность света. Измерение интенсивности лазера до и после взаимодействия с газом, дает поглощение. Разные изотопологи имеют разные спектры поглощения.

В настоящее время Институтом радиационной безопасности и экологии НЯЦ РК подана заявка на проведение исследований с названием: «Оценка эффективности применения методов изотопной гидрогеологии при разработке урановых месторождений методом подземного выщелачивания в Чу-Сарысуйской депрессии».

Реализация проекта предполагает этапность проведения работ.

Этап I. В рамках первого этапа планируется провести изучение характера площадного распространения стабильных изотопов в водоносных горизонтах подземных вод, распространенных в пределах района работ. Для этого на выбранных месторождениях из наблюдательных скважин будет проведено опробование всех водоносных горизонтов. Для оценки возможной изменчивости концентраций изотопов в течении года, опробование наблюдательных скважин будет продолжаться в течении 4 кварталов. По результатам лабораторных измерений будут построены карты распространения стабильных изотопов в водоносных горизонтах, распространенных в пределах района работ.

Этап II. По результатам работ первого этапа будут разработаны мероприятия по проведению дальнейших исследований по применению методов изотопной гидрогеологии для повышения эффективности проведения работ по разработке урановых месторождений методом ПСВ. Основной задачей данного этапа будет разработка методологии оценки возможных изменений численных значений содержания стабильных изотопов в подземных водах, обусловленных водообменом между различными водоносными горизонтами. Данная методология может найти применение при оценке характера водообмена в подготавливаемых к закислению блоках, а также при контроле водообмена в блоках, находящихся в эксплуатации и т.д. Данный метод можно применять уже на стадии разведки месторождений. По результатам опробования разведочных скважин уже будет ясен характер водообмена между водоносными горизонтами, что позволит учитывать это при выборе системы извлечения урана. Также, позволит еще до закисления блока установить участки возможной утечки продуктивных растворов за пределы блока, что позволит сократить количество недоизвлеченного урана. Выявление участков поступления подземных вод из других горизонтов позволит избежать разубоживание продуктивных растворов, следовательно, сократить срок активного выщелачивания блоков.

Сравнение данных по стабильным изотопам в водах надрудных, подрудных водоносных горизонтов и вод с различных рудных горизонтов безусловно даст возможность оценить их вклад в состояние продуктивных растворов. При этом более детальную картину дадут данные по стабильным изотопам в сочетании с данными исследований содержания радиоактивных изотопов и прочими общепринятыми гидрохимическими исследованиями.

Для проведения исследований по данному НИОКР в Институте Радиационной Безопасности и Экологии (ИРБЭ) Национального Ядерного Центра Республики Казахстан есть подготовленные специалисты с опытом работы в изотопной гидрогеологии, все необходимое оборудование и материалы.

Список использованных источников

1. Петров Н.Н., Язиков В.Г., Аубакиров Х.Б., Плеханов В.Н., Вершков А.Ф., Лухтин В.Ф. Урановые месторождения Казахстана: (экзогенные). – Алматы: Галым, 1995. – 264 С.

2. Бровин К.Г., Грабовников В.А., Шумилин М.В., Язиков В.Г. Прогноз, поиски разведка и промышленная оценка меторождений урана для отработки подземным выщелачиванием. – Алматы: Галым, 1997. – 384с.

3. Craig H. Isotopic variations in meteoric waters. Science, 1961, v. 133, No 3464, pp. 1702-1703. Dansgaard W. Stable isotopes in precipitation. Tellus, 1964, v. 16, No 4, pp. 436-463.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УРАНА В КЕРНОВЫХ ПРОБАХ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА ТОО «СП «ИНКАЙ»

Толыбаева А.А., Маджара Е.О., Редько А.В.
ТОО «СП «Инкай», г. Шымкент, Казахстан

Обеспечение рационального и экономически эффективного использования недр на всех этапах проведения операций по добыче урана остается основным приоритетом для деятельности горнодобывающих предприятий.

Особую актуальность в настоящих условиях приобретают вопросы прогнозирования и разведки урановой минерально-сырьевой базы и внедрение новых технических средств и мероприятий по достоверному учету количества и качества добываемого и перерабатываемого урана, а также его потерь и отходов производства.

При этом одной из основных задач остается определение содержания урана при проведении геологоразведочных работ и уточнения ранее полученной геологической информации по урансодержащим телам при проведении эксплуатационной разведки. Традиционно, данная задача решается в централизованных лабораториях химическими или спектральными методами, в том числе рентгеноспектральным методом, после процедур отбора и подготовки проб из кернового материала.

Данный подход известен много лет, обеспечивает наиболее точные результаты, но требует больших затрат времени и ресурсов на высококвалифицированный персонал и дорогостоящее аналитическое и вспомогательное оборудование, к тому же, требует выделение дополнительных денежных средств на оказание исследовательских услуг.

Учитывая удаленность месторождений урана (фактического места отбора керновых проб) до аналитических лабораторий (их сравнительно небольшое количество и загруженность), среднее время получение данных по содержанию урана, от момента получения керновых проб до выдачи результатов специалистам рудника, может составлять от нескольких недель до нескольких месяцев. Данный период приемлем на этапах геологоразведочных работ, но на этапах эксплуатации месторождений, требует сокращения. В данном докладе мы представляем опыт прямого определения урана энергодисперсионным рентгенофлуоресцентным методом в керновых пробах, полученных в ходе эксплуатационной разведки.

В качестве аппаратурного оснащения нами было применено оборудование, используемое в физико-химической лаборатории ТОО «СП «Инкай» для технологического контроля процесса добычи и переработки урана (рисунок 1):

- стационарный лабораторный рентгенофлуоресцентный спектрометр Epsilon 3XLS (производства Malvern Panalytical, Англия, Нидерланды);
- переносной рентгенофлуоресцентный спектрометр СРВ-1Н (производства ТОО «Техноаналит», Республика Казахстан).

Рисунок 1 – Внешний вид Epsilon 3XLS и СРВ-1Н

Используемый нами подход предполагает три вида решения для определения содержания урана:

- химический (объемный) метод анализа, после классической пробоподготовки (истирания и кислотного разложения проб керна с переводом их в раствор) в лабораторных условиях рудника;
- рентгенофлуоресцентный метод анализа на стационарном настольном спектрометре Epsilon 3XLS после истирания проб керна до крупности менее 0,074 мм в лабораторных условиях;
- экспресс анализ керновых проб в полевых условиях с помощью мобильного прибора на базе рентгеновского спектрометра СРВ-1Н, сразу после бурения и отбора керновых проб без проведения специальной пробоподготовки.

Химический (объемный) метод включает разложение навески материала в фосфорной кислоте с

добавкой окислителя, восстановление урана (VI) в фосфорнокислой среде, окисление избытка соли Мора и восстановление примеси (Fe, As, W, V, Mo, Sn, Cu, Mn и др.) нитритом натрия, избыток которого разрушается мочевиной. Уран (IV) титруют ванадатом аммония в присутствии индикатора – дифениламинсульфоната натрия.

Химический метод анализа, как самый точный, но трудоемкий выполняется только в целях контроля рентгенофлуоресцентного метода и при приготовлении градуировочных образцов.

Сущность рентгенофлуоресцентного метода заключается в измерении интенсивности флуоресцентных линий урана, возникающих при облучении урансодержащей пробы смешенным первичным рентгеновским излучением, источником которого служит рентгеновская трубка с молибденовым или серебренным (родиевым) анодом.

Подготовка пробы для исследований прибором Epsilon 3XLS заключается в истирании материала до крупности ниже 0,074мм на планетарной мельнице PULVERISETTE 5/4 (производства FRITSCH, Германия), засыпания навески пробы в кювету спектрометра и ручного подпрессовывания (разравнивания) пробы специальным пуансоном.

В случае экспресс исследований в полевых условиях прибором СРВ-1Н, подготовка ограничивается засыпанием определенного объема пробы керна в кювету спектрометра и ручного подпрессовывания (разравнивания) пробы специальным пуансоном.

Для градуировки и контроля спектрометров используются ранее проанализированные химическим методом на содержание урана образцы, изготовленные из материалов керна с месторождения рудника, подготовленных для анализа аналогично измеряемым пробам.

В качестве холостой пробы используется объединенная проба, отобранная из безрудных интервалов.

Время измерения составляет от 60 до 180 секунд в зависимости от содержания урана.

Напряжение и ток рентгеновской трубки устанавливается в соответствии с рекомендациями производителя спектрометров.

Для уменьшения влияния изменения матрицы образцов (вариации химического и минерального состава) использовался способ стандарта-фона.

Интенсивность урана измерялась по U La и U Lb пикам урана, интенсивность фона по Rh Ka пику некогерентно рассеянного излучения Rh анода рентгеновской трубки.

Для повышения чувствительности метода (снижение фона под аналитическим пиками), первичное излучение рентгеновской трубки модифицировалось фильтром из меди.

Аппаратурная погрешность обоих типов ренгенофлуоресцентных спектрометров не превышает 1 %.

Обработка спектров и выдача результатов производится в автоматическом режиме по ранее построенным градировочным характеристикам с использованием стандартных образцов и градуировочных проб и не требует участия и высокой квалификации оператора.

Ниже на рисунке 2 приведен пример энергетических спектров керновых проб с разным содержанием урана.

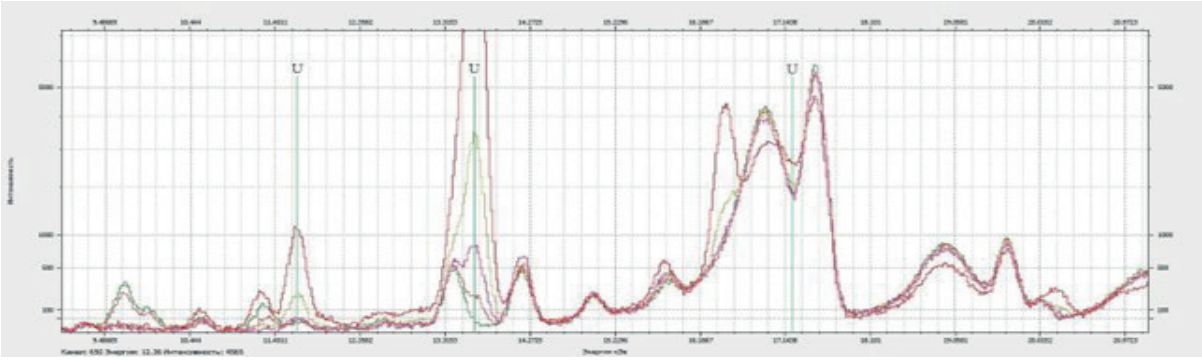


Рисунок 2 – Спектры керновых проб с содержанием урана по возрастанию 0,0007; 0,0067; 0,0340; 0,1526 и 1,2841 масс%

На рисунке 2 хорошо видно, что энергетического разрешения современных энергодисперсионных спектрометров достаточно для уверенного разделения спектральных наложений на пик урана U La от пиков других элементов таких как Rb и Sr при содержаниях урана выше 0,001масс%.

При необходимости определения содержаниях урана ниже 0,001 масс.% необходимо проводить анализ по пику урана U Lb свободного от наложения пиков других элементов.

Для сравнения приемлемости полученных результатов в таблице 1 приведены метрологические характеристики МВИ Инструкции НСАМ «Определение урана рентгеноспектральным флуоресцентным методом [1].

Таблица 1 Допустимые и фактические отклонения по таблице 2 Инструкции «Определение урана рентгеноспектральным флуоресцентным методом»

Интервал содержаний урана, %	$\sigma_{Д, г}$ отн.%	$\sigma_{Эксп, г}$ отн.%
5,0 – 9,9	-	3,5
2,0 – 4,9	-	3,1
1,0 – 1,9	2,5	3,4
0,5 – 0,99	3,2	3,4
0,10 – 0,49	3,5	4,0
0,00010 – 0,00099	18	22

Ниже в Таблице 2 представлены сравнительные результаты анализа керновых проб разными методами анализа полученных в условиях физико-химической лаборатории Рудника месторождения ТОО «СП «Инкай».

Предварительные результаты показывают приемлемую точность со значениями отклонений близкими к допустимым.

В Таблице 3 представлены результаты экспресс анализа проб кернов, выполненных в полевых условиях с помощью мобильного аналитического прибора на базе рентгеновского спектрометра СРВ-1Н, без проведения специальной пробоподготовки и их сравнение с результатами полученными на стационарных спектрометрах Epsilon 3XLS после истирания проб керна до крупности менее 0,074 мм.

Результаты показывают незначительное систематическое завышение результатов определения урана и повышенное СКО в неистертых пробах, но их значения лежат в пределах допустимых отклонений.

При этом высокая воспроизводимость результатов параллельных измерений в обоих случаях показывает, что навеска пробы массой 30 грамм выбранная для анализа является представительной по урану для исследованных типов руд.

Таблица 2 Сравнительные результаты анализа проб кернов, полученных разными методами анализа

№ п/п	Наим-ие пробы	Допустимые отклонения, отн.%	Массовое содержание урана, масс.%				
			Химический и ICP-MS методы	РФ метод на Epsilon 3XLS	Δ, отн.%	РФ метод на СРВ-1Н	Δ, отн.%
1	k-05	2,5	1,2841	1,2676	1,3	1,2180	5,2
2	k-40	4,6	0,1526	0,1450	5,0	0,1631	6,8
3	k-09	5,7	0,0904	0,0952	5,3	0,1009	11,6
4	k-47	6,8	0,034	0,0323	5,0	0,0383	12,6
5	k-38	12,0	0,0067	0,0079	17,3	0,0082	22,2
6	k-53	18,0	0,0007	0,0007	3,6	0,0006	8,6

Таблица 3 Сравнение результатов определения урана в Технологической пробе №5 скв. 103-320-0-1ER инт. 464.20 -465.20 м полученных при измерениях с подготовкой и без подготовки пробы к анализу

Наименование пробы	Массовое содержание урана, масс.%		
	Определение урана на Epsilon 3XLS после истирания пробы	Экспресс-определение уран на СРВ-1Н без истирания пробы	СКО, отн.%
Измерение №1	0,16751	0,17532	
Измерение №2	0,16820	0,17635	
Измерение №3	0,16750	0,17381	
Среднее	**0,16774**	**0,17516**	
СКО абс, масс.%	**0,00040**	**0,00128**	**3,06**

Для улучшения результатов определения урана по точности планируется использование большего массива калибровочных проб для более корректного учета матричного эффекта связанного со значительными вариациями вещественного состава проб.

Заключение

Представленные результаты позволяют положительно оценивать возможность определения содержания урана рентгенофлуоресцентными методами в условиях рудника с точностью близкой к классическим схемам анализа. Учитывая оперативность получения результатов по содержанию урана, снижения

трудозатрат и отсутствия необходимости использования химических реагентов продолжение работы в данном направлении выглядит перспективно.

Применение подобных подходов является не только хорошей практикой для добычных предприятий АО «НАК «Казатомпром» в целях увеличения экономической эффективности производства, но и позволяет, в целом соответствовать государственной политике Республики Казахстан в недропользовании, предусматривающей широкое использование технических средств и мероприятий по достоверному учету количества и качества добываемого и перерабатываемого минерального сырья, а также их потерь и отходов производства и т.д.

Список использованных источников

1. Инструкция «Определение урана рентгеноспектральным флуоресцентным методом» подготовленная секцией рентгеноспектральных методов НСАМ (Рассмотренных и рекомендованных Научным советом по аналитическим методам для анализа по III категории точности (протокол №39 от 15.04.82) с введением в действие с 1 сентября 1983 г.)»

2. Инструкция НСАМ 420-РС (ред. 2009 г., изм. №1 от 10.03.2014 г.) Определение урана в горных породах, рудах и продуктах их переработки рентгеноспектральным флуоресцентным методом.

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ В РФ МЕТОДА КНД-М ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА СКВАЖИННЫМ ПОДЗЕМНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

Миносьянц А.Р., Суворов А.В., Кузьмин Л.А.
ОА «РУСБУРМАШ», г. Москва, Россия

В данном докладе представлена информация о применении аппаратурно-методического комплекса каротажа мгновенных нейтронов деления (АМК КНД-М) на базе АИНК-49 на Хиагдинском урановорудном поле, которое находится на территории РФ, Республике Бурятия. Метод КНД-М применяется при отработке месторождений урана скважинным подземным выщелачиванием.

Аппаратурно-методический комплекс (АМК КНД-М) на базе АИНК-49 относится к аппаратуре нового поколения и по техническим характеристикам выгодно отличается от своих аналогов. Он разрабатывался в 2011-2013 гг. во ВНИИА им. Н.Л. Духова по инициативе и финансированию ОАО «Атомредметзолото» (рис. 1).

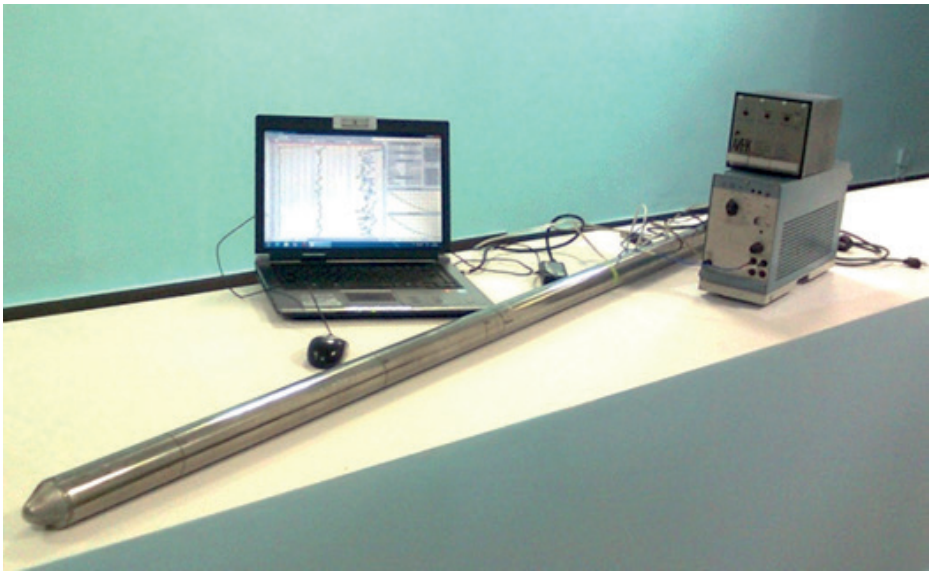


Рисунок 1 – АИНК-49. Скважинный прибор и аппаратура регистрации и управления

В АИНК-49 из-за новых принципов компоновки позволило получить прибор диаметром 49 мм для применения в скважинах малого диаметра (от 60 мм), а нейтронный генератор ИНГ-12-50-100БТ увеличил ресурс работы генератора до 200 часов. Также АИНК-49 позволяет за один спуск-подъем проводить каротаж методом КНД-М (прямое определение урана), гамма-каротаж, импульсный нейтрон – нейтронный каротаж (ИННК) по тепловым нейтронам (определение влажности и коэффициента глинистости руд). Включение в скважинный прибор зонда тепловых нейтронов, позволяет существенно повысить точность определения массовой доли урана за счет возможности попластовой оценки влажности руд, а также дает принципиальную возможность оценки литолого-фильтрационных характеристик руд, что является одной из наиболее важных задач при подготовке месторождений урана песчаникового типа к отработке методом скважинного подземного выщелачивания.

Метрологическое обеспечение метода КНД-М (поверка АИНК-49), выполняется в ФГУП «ВНИИМ им. Д.И. Менделеева» (г. С-Петербург). Полевая тарировка АИНК-49 выполняется в контрольно-поверочной скважине КПС-1, принадлежащей АО «Хиагда».

Контроль качества измерений при работе методом КНД-М, как правило, выполнялся по сопоставлению основных и контрольных каротажа рядовых скважин. Объем контроля составляет не менее 10% от объема выполняемых каротажей. Погрешность измерений для всех основных каналов АИНК-49 соответствуют требованиям Инструкции [1] и обеспечивают необходимое для количественного метода качество измерений с применением АИНК-49.

Достоверность метода КНД-М оценивалась путем сопоставления параметров рудных интервалов (РИ): мощности РИ (m) и метропроцента (mC), полученных по данным КНД-М и контрольного

метода, - геологического опробования керна (ГО). Полученные данные свидетельствуют об отсутствии статистически значимых систематических расхождений для m и mC. Случайные среднеквадратические расхождениях для m (Sm) во всех случаях не превышают допустимое значение ±0,20 м, а относительные случайные среднеквадратические расхождения для mC (SmC) не превышают допустимое значение ±25 %, установленные Инструкцией [1].

Основные задачи, решаемые методом КНД-М, на месторождениях урана песчаникового типа:

1) Заверка результатов гамма-каротажа при ограниченном объеме кондиционно опробованных рудных интервалов, неудовлетворительном качестве керна и высокой контрастности оруденения, а также при отсутствии геологического опробования;

2) Выделение забалансовых по проницаемости интервалов методом ИННК при наличии осложняющих факторов, снижающих достоверность выделения ЗБТ методами электрокаротажа (высокий уровень электрических техногенных помех, высокая минерализация подземных вод, техногенные изменения электрофизических свойств пород при СПВ);

3) Оценка по данным КНД-М и ГК основных радиологических характеристик руд исследованного участка (блока) по результатам оценки суммарной поправки Пк, учитывающей нарушение радиоактивного равновесия между Ra и Rn («отжатие» Rn) и между U и Ra (Крр) для месторождения в целом и его отдельных участков;

4) Уточнение суммарной линейной продуктивности скважин исследованного участка (блока) как по результатам КНД-М, так и по данным ГК, пересчитанным с учетом полученной Пк;

5) Оценка остаточного и техногенно-перераспределенного урана в добуриваемых или перебуриваемых технологических и специально оборудованных наблюдательных скважинах на действующих участках СПВ при отсутствии кернового опробования;

6) Оценка степени извлечения урана из недр или относительной остаточной линейной продуктивности по сопоставлению результатов КНД-М и ГК в добуриваемых или перебуриваемых технологических и специально оборудованных наблюдательных скважинах на действующих участках СПВ;

7) Проведение режимных наблюдений методом КНД-М за динамикой выщелачивания урана в технологических или специально оборудованных наблюдательных скважинах;

8) Заверка результатов геотехнологического моделирования по сопоставлению с результатами оценки остаточной продуктивности урана в недрах методом КНД-М.

Применение метода КНД-М при горно-подготовительных работах (ГПР) на участках, подготавливаемых к отработке методом СПВ может быть использована для решения двух задач. Первая задача - это заверка результатов ГК при отсутствии другого контрольного метода (ГО). Вторая задача – возможность уточнения основных радиологических поправок (Крр и PRn) для конкретного блока или участка месторождения на представительном материале, что обеспечивается при ГПР высокой плотностью сети скважин.

При сооружении технологических скважин проявляется эффект «отжатия» радона, что может повлиять на достоверность определения подсчетных параметров РИ методом ГК с использованием поправки на «отжатие» Rn (PRn), полученной по результатам разведочных работ. Использование методов ГК и КНД-М для оценки суммарной поправки Пк равной PRn/Крр в этом случае может оказаться весьма полезным.

В качестве примера можно привести результаты работ методом КНД-М, полученные при проведении ГПР на блоке В1.2 Залежи В1 (низовья палеодолины В1) месторождения Вершинное. Грубые (ввиду небольшого объема данных) оценки Крр и PRn, полученные по данным ГО разведочных скважинам в контуре блока составляют 0,94 и 1,51 соответственно, при принятых значениях по месторождению Крр=1 и PRn=1. Соответственно оценка Пк=PRn/Крр рассчитанная для блока В1.2 по данным ГО составила 1,59. При этом значение Пк, полученное по результатам разведочных работ для месторождения Вершинное в целом составило 1,1 (при Крр=1 и PRn=1,1).

Это обстоятельство является основным фактором, приводящим к систематическому занижению линейной продуктивности РИ, полученному при сопоставлении данных ГК с данными ГО разведочных скважин в контуре блока.

Значительное проявления эффекта «отжатия» Rn при сооружении технологических скважин на блоке В1.2 подтверждается также результатами контрольных измерений методом ГК, выполненных через месяц после сооружения исследованных технологических скважин.

Приведенные выше результаты показывают, что применение метода КНД-М при ведении ГПР позволяет

выявить существенные различия основных радиологических характеристик между отдельными блоками и выполнить их количественную оценку на достаточно представительных материалах. Результаты КНД-М, полученные при ведении ГПР, должны использоваться для подсчёта запасов урана в отдельных добычных блоках и при геотехнологическом моделировании.

Основной задачей при использовании метода КНД-М на действующих полигонах СПВ, является оценка остаточного и техногенного переотложенного урана в недрах. Метод КНД-М успешно заменяет керновое бурение для решения этой важной задачи.

Другая задача, - это оценка степени извлечения урана из недр. Основная проблема в этом случае связана с оценкой исходной продуктивности исследуемых скважин.

При проведении измерений во вновь сооружаемых скважинах на действующих или отработанных блоках СПВ, в качестве исходной продуктивности, как правило, принимается оценка, полученная по результатам ГК этих скважин. Однако ввиду имеющих место вариациях Крр и фактора «отжатия» радона, о чём было сказано выше, такой подход не является корректным.

По результатам работ методом КНД-М при реализации программы модернизации действующих полигонов СПВ на месторождении Хиагдинское, залежи Х3а и контрольного бурения с керном на залежи Х6 отмечается, что относительная остаточная продуктивность по отношению к исходной (по ГК) меняется.

В заключение хотелось бы отметить основные причины необходимости применения скважинного прибора АИНК-49:

1) Качество и достоверность каротажа КНД-М с применением АМК КНД-М соответствует требованиям, предъявляемым к количественным методам определения параметров урановорудных интервалов в условиях естественного залегания. Достоверность метода КНД-М не уступает достоверности традиционного контрольного метода – геологического опробования;

2) Он может быть рекомендован как в качестве самостоятельного метода определения подсчетных параметров урановорудных интервалов, так и в качестве контрольного либо дополнительного метода для заверки результатов гамма-каротажа при ограниченном объеме кондиционно опробованных рудных интервалов, неудовлетворительном качестве керна и высокой контрастности оруденения – на разведочных работах, а также при отсутствии геологического опробования при проведении ГПР;

3) Метод ИННК для решения задач по литологическому расчленению пород продуктивного горизонта и выделению забалансовых по проницаемости интервалов;

4) Метод КНД-М в комплексе с ГК позволяет выполнять оценку суммарной поправки Пк, учитывающей нарушение радиоактивного равновесия между Ra и Rn («отжатие» Rn) и между U и Ra (Крр) для месторождения в целом и его отдельных участков как на стадии разведочных работ, так и проведении ГПР. При определенных условиях возможно с помощью этих методов выполнять оценку Крр (при отсутствии проявления «отжатия» Rn) либо оценку поправки на «отжатие» Rn (При слабой изменчивости Крр);

5) Метод позволяет выполнять уточнение суммарной линейной продуктивности скважин исследованного участка (блока) как по результатам КНД-М, так и по данным ГК, пересчитанным с учетом полученной Пк;

6) Метод позволяет выполнять оценку остаточного и техногенно-перераспределенного урана в добуриваемых или перебуриваемых технологических, контрольных и специально оборудованных наблюдательных скважинах на действующих участках СПВ при отсутствии кернового опробования;

7) Метод позволяет выполнять оценку степени извлечения урана из недр или относительной остаточной линейной продуктивности по сопоставлению результатов КНД-М с реконструкцией исходной продуктивности методом ГК в добуриваемых или перебуриваемых технологических, контрольных и специально оборудованных наблюдательных скважинах на действующих участках СПВ. При этом необходимо учитывать, что оценка исходной продуктивности по ГК при высокой исходной изменчивости радиологических характеристик руд может оказаться недостоверной;

8) Метод может применяться для проведения режимных наблюдений за динамикой выщелачивания урана в технологических или специально оборудованных наблюдательных скважинах;

9) Метод может применяться для заверки результатов геотехнологического моделирования.

10) Качество каротажа КНД-М обеспечивает необходимую для подсчета и учета запасов урана точность.

Список использованных источников

1. Инструкции по каротажу методом мгновенных нейтронов деления на месторождениях урана пластово-инфильтрационного (песчаникового) типа с применением двухзондовой аппаратуры типа АМК КНД-М в модификации АИНК-49», И.М. Хайкович, Г.И. Ганичев, СПб. ФГУНПП «Геологоразведка, 2014.

ЭКСПРЕСС-РАЗРАБОТКА ПРОЕКТОВ РАЙОНИРОВАНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРНЫХ И ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ ПО КАТЕГОРИЯМ ОБЛЕГЧЕННОЙ БУРИМОСТИ И ОБЛЕГЧЕННОЙ ВЗРЫВАЕМОСТИ РУД И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИХ ИНДИВИДУАЛЬНОГО ПАСПОРТА ДЛЯ КАЖДОЙ КАТЕГОРИИ С ЦЕЛЬЮ СОКРАЩЕНИЯ ЗАТРАТ НА ИХ ОТБОЙКУ В РАЗМЕРЕ 20% И ВЫШЕ

Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б., Манер А.Н.
Филиал РГП на ПХВ «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК Комитета индустриального развития МИИР», Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан

Постановка проблемы. В данной статье рассматриваются вопросы решения проблем снижения себестоимости проведения буровзрывных работ (БВР) на основе районирования карьерных и шахтных полей по категориям облегченных буримости и взрываемости и разработки проектов ведения БВР.

Цель. Внедрение в производство предлагаемого способа по сокращению затрат на проведение буровзрывных работ в размере 20% и выше, с получением качественного дробления обеспечивающего высокую производительность последующих технологических процессов.

Методы исследований.

1. Методы математической теории топоповерхности. [1,2].
2. Методы математической геотектоники. [3].
3. Разработанная авторами на основе сочетания научных подходов перечисленных выше авторов, а также методов и средств теории Механики деформируемых сред (Теории упругости и Теории пластичности) – методов новой ветви науки **Механики месторождений полезных ископаемых**. [4-8].
4. Теория и способы проведения БВР. [9].
5. Авторами выполнены фундаментально–прикладные разработки для решения проблемы прогнозирования физико-механических и деформационно-прочностных свойств криволинейно-анизотропных скальных массивов горных пород карьерных и шахтных полей, не имеющих Мировых аналогов и они представляют собой научно-технический прогресс (НТП) включающий:

1.1. Завершенный цикл фундаментальных и прикладных исследований - разработки математической модели анизотропного скального массива горных пород или же ***основ теории прочности анизотропных скальных массивов руд и пород**, и **теории поверхностей облегченной буримости и облегченной взрываемости криволинейно-анизотропных массивов руд и пород***. **(**В настоящее время **науке известны только теории прочности изотропного тела).**

5. 2. Разработку **проектов** (способов)**:**

5.2.1 **Районирования** эксплуатационных горизонтов карьерных и шахтных полей по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости руд и вмещающих пород.

5.2.2 **Ведения** буровзрывных работ (БВР) с применением их индивидуального паспорта для каждой категории с целью сокращения затрат на их отбойку в размере 20% и выше. [последняя публикация]

Авторами ранее были проведены положительные апробации предлагаемого способа на горнодобывающих предприятиях Республики Казахстан с проведением массовых взрывов.

В публикациях [4-8] изложены основные положения теории прочности анизотропных скальных массивов руд и вмещающих пород.

Разработанная авторами математическая модель анизотропного скального массива горных пород, позволяет районировать карьерное и шахтное поле по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости в зависимости от направления приложения разрушающей энергии при бурении и взрывании.

Основой для проведения данных исследований является разработанная к.т.н., проф. К. Б. Игизбаевым: «***Геоструктурная теория прочности и их хрупко, а также псевдопластического разрушений конструкций систем подземной и открытой эксплуатации месторождений полезных ископаемых, сложенных множествами криволинейно-анизотропных геологических тел полезных ископаемых и вмещающих пород***». На основе разработанной теории, применительно к проведению БВР разработан способ: «Районирование карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости и ведения БВР с применением их индивидуальных паспортов для каждой категории, с целью сокращения затрат на отбойку в размере 20% и выше».

Авторами разработана совершенно новая концепция проектирования параметров буровзрывных работ, учитывающая направление действия взрывного разрушения горных пород и применения в расчетах свойств горных пород по направлению действия взрыва.

Идея Проекта. Предлагаемая инновационная технология отбойки основана на идее максимальной эксплуатации *эффекта наименьшей сопротивляемости разрушению буровзрывным способом,* материалов (руд и пород) геологических тел рудных месторождений по их поверхностям, условно названным авторами поверхностями их облегченной буримости и облегченной взрываемости. *То есть, Идея Проекта заключается в эксплуатации свойств массивов горных пород - анизотропии массивов горных пород – различии свойств массивов горных пород по разным направлениям.*

Краткое описание технологии. Прочность (крепость) геологических тел подвергаемых БВР, при открытой или подземной системе разработок не определяются единичными замерами физико-механических и деформационно-прочностных свойств горных пород или же их усредненного значения, а также применениями в расчетах однородных математических моделей, а определяются направлениями и ориентациями поверхностей линий скольжений (сетки скольжений), или же, что то же самое, следами максимальных касательных напряжений, разрабатываемых авторами. Изменение направлений и ориентаций линий скольжений в геологических телах подвергаемых БВР, характеризуют изменение деформационно-прочностных и физико-механических свойств горных пород, вследствие чего, расчеты авторов основываются не на усредненных или же единичных замерах значений деформационно-прочностных и физико-механических свойств горных пород, а учитывают направления, значения и изменения вышеуказанных свойств массивов горных пород, которые и определяют прочность (крепость) пород геологических тел. На основании разработанной сетки скольжения производится построение поверхностей облегченной буримости и облегченной взрываемости, а также расчет и районирование карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости, что позволяет сокращение затрат на БВР в размере 20% и выше.

1. Одно из замечательных свойств линий скольжений гласит: «Если известно значение σ в какой-либо точке заданной сетки скольжения, то оно может быть вычислено всюду в поле» [10]. Данное свойство линий скольжений позволяет нам районировать карьерное или шахтное поле по категориям буримости и взрываемости с погрешностями вычислений, которые варьируют в пределах – (0,95-0,975)%.

Достигаемые от применения предлагаемого способа результаты. Откосы открытых и подземных горных выработок, образуемые после отбойки руд и пород по предлагаемому способу будут совпадать с поверхностями из их множеств, представлявшими в условиях их естественных упаковок поверхности наименьшей сопротивляемости разрушению при взрывании. И поэтому они (откосы) будут обладать наибольшей степенью устойчивости.

Производительность бурения отбойных скважин, располагаемых компланарно поверхностям облегченной буримости руд и пород скальных геологических тел будут примерно в 1,5 раза превышать их средневзвешенных значений имеющих в настоящее время место в карьерах и шахтах.

На рисунках 1-5 показаны результаты районирования карьерного или шахтного поля по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости по предлагаемому авторами способу. При этом на данном геолого-структурном блоке буровзрывной цех горнодобывающего предприятия проводит буровзрывные работы, согласно данным геологической разведки для крепости пород по шкале проф. М.М.Протодъяконова f=15 или для пород с показателями сопротивления на одноосное сжатие равное σсж = 1500кгс/см2.

На рисунке 1 показаны разработанные авторами следы поверхностей облегченной буримости и облегченной взрываемости (пуктирные линии) на контуре карьерного или шахтного поля, для которых имеет место f бл.i ≈8, при 1≤i≤(n=7). Случай 8≤ (f бл.i ≈8), соответствует наибольшей оптимизации процесса бурения на карьере.

На рисунке 2 показаны результаты районирования карьерного или шахтного поля по категориям буримости **fб** при бурении вертикальных взрывных скважин или шпуров, обеспечивающими условие (9≤ f бл.i ≤ 15) ≤15,

На рисунке 3 показаны результаты районирования карьерного или шахтного поля по категориям буримости **fб** при бурении наклонных взрывных скважин или шпуров, обеспечивающими условие (8≤ f бл.i ≤ 13) <15, при 1≤ *i* ≤ (n=7).

На рисунке 4 показаны результаты районирование карьерного поля по категориям взрываемости **fВ** с вертикальными расположениями взрывных скважин и шпуров, (с отклонением 15 градусов от вертикали) обеспечивающими условие (8≤ f бл.i ≤ 10) <15, при 1≤ *i* ≤ (n=7).

На рисунке 5 показаны результаты районирование карьерного поля по категориям взрываемости **fВ** с наклонными расположениями взрывных скважин и шпуров, (с отклонением 15 градусов от вертикали) обеспечивающими условие (8≤ f бл.i ≤ 11) <15, при 1≤ *i* ≤ (n=7).

В таблице №1 приведены технико-экономические показатели и экономия от внедрения предлагаемых нами технических решений при проведении БВР.

Примечание. На рисунках 1-5 изображены не вертикальные разрезы геологических тел, поэтому аппроксимирование полученных авторами результатов на геологические тела отображенных на вертикальных разрезах, не дадут качественного дробления и снижения затрат на БВР.

На рисунке 6 показана рекомендуемая по предлагаемому способу схема расположения взрывных скважин, при реализации которой будут достигнуты наименьшие экономические затраты на ведение буровзрывных работ, при угле наклона скважин к вертикали α=150, для всех блоков, со смещением оси между рядами скважин на угол ***ν*** согласно поверхностей облегченной буримости и облегченной взрываемости.

Обсуждение результатов.

1. 1. Разработана математическая модель поверхностей наименьших значений критериев буримости и взрываемости руд и пород трещиноватых, криволинейно-анизотропных скальных массивов рудных месторождений.

2. Разработан способ оперативного и перспективного районирования карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости руд и пород трещиноватых, криволинейно-анизотропных скальных массивов рудных месторождений,

3. Разработан инновационный способ скважинной отбойки руд и пород трещиноватых, криволинейно-анизотропных скальных массивов рудных месторождений, включающий:

- новые схемы бурения взрывных блоков, отличающихся от применяемых классических схем;
- новые схемы взрывания, соответствующие применяемым на каждом блоке схемам бурения, с определением направлении отбойки горной массы, и позволяющей обеспечивать перемещение последующих взрываемых скважин в образуемое свободное пространство;
- применение на каждом взрывном блоке, расчетных параметров БВР соответствующих крепостям пород по взрываемости тектонических структурных форм слагающим данный взрывной блок.

4. Разработанный нами способ позволяет сокращение затрат на проведение БВР в размерах 20% и выше, с улучшением качества дробления.

5. Проведены широкомасштабные промышленные апробации по предлагаемому в данной статье способу с проведением массовых взрывов.

Выводы. Актуальность предлагаемого способа состоит в том, что при районировании эксплуатационных горизонтов карьерных и шахтных полей по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости руд и вмещающих пород, и **ведения** буровзрывных работ с применением их индивидуального паспорта для каждой категории будут достигнуты:

1. Сокращение затрат на отбойку руд и пород в размере 20% и выше.

2. Обеспечение энергосбережения и ресурсосбережения, за счет увеличения сеток скважин, то есть бурения меньшего количества скважин, что естественно сократит расходы взрывчатого вещества, и др.;

3. Превенция сопровождающих процессы отбойки руд и пород на открытых и подземных горных разработках:

- выход негабарита, и некачественной проработки подошвы забоя простреливание взрывных скважин; перерасход взрывчатого вещества и переизмельчения горной массы;
- таких негативных последствий реализаций типовых проектов буровзрывных работ, как:
- нерациональное использование недр - оставление в карьерах и шахтах некачественно взорванных или отказных рудных и породных блоков;
- выброс в атмосферу и очистные пространства шахт вредных веществ вследствие вторичного дробления отказных или некачественно взорванных блоков и негабарита;

- обрушения откосов уступов и откосов бортов карьеров, а также целиков и кровли камер;

- и др.

Новизна и перспективность проекта заключается в создании основ оперативного и перспективного районирования карьерных и шахтных полей по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости, с учетом изменчивости прочностных и деформационных характеристик массивов скальных руд и пород, а также эффективного проектирования буровзрывных работ с целью сокращения их затрат в размере 20% и более.

Уникальность данной технологии заключается в том, что при ее применении достигается:

- что отбойка горной массы производится по поверхностям облегченной буримости и облегченной взрываемости или по поверхностям минимального сопротивления геологических тел разрушению, с обеспечением ориентированности отбойки горной массы, посредством сборки схем взрывания, максимальных свободных пространств и площадей для движения отбиваемой горной массы, что в свою очередь, обеспечивает качественное дробление горной массы;

- соответствие применения расчетных оптимальных параметров буровзрывных работ поверхностям облегченной буримости и облегченной взрываемости для каждого индивидуального взрывного блока;

- тем, что откосы открытых и подземных горных выработок, образуемые после отбойки руд и пород по предлагаемому способу будут совпадать с поверхностями из их множеств, представлявшими в условиях их естественных упаковок поверхности наименьшей сопротивляемости разрушению при взрывании. И поэтому они (откосы) будут обладать наибольшей степенью устойчивости.

- повышение безопасности управления деформированиями и сдвижениями литологических массивов в эксплуатационных карьерах, а также управления горным давлением в очистных пространствах шахт за счет отмеченной выше высокой степени устойчивости откосов, соответственно: уступов бортов карьеров, а также контуров забоев и рудных целиков и кровли подземных выемочных единиц

Конкурентоспособные технологии на внутреннем и внешнем рынках предлагаемому проекту в настоящее – *отсутствуют.*

Практическая применимость. Апробация разработанного способа проводилась авторами на многих горнодобывающих предприятиях РК без раскрытия ноу-хау разработки, с качественным дроблением.

Предлагаемые авторами способы районирования карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости и ведения БВР с применением их индивидуальных паспортов для каждой категории, с целью сокращения затрат на отбойку в размере 20% и выше не имеют Мировых аналогов и являются пионерскими.

Источник финансирования исследований. Предлагаемая вниманию читателей научно-техническая разработка не финансировалась ни из государственных или иных частных источников. Она выполнена в порядке частной инициативы и является частной собственностью авторов.

Авторы предлагают всем заинтересованным горнодобывающим предприятиям, как угольным, так и не угольным, испытывающих проблемы с качеством дробления, увеличенным расходом ВВ, и др., связаться с авторами по следующим почтовым адресам: E-mail: h2oenergy19@mail.ru, E-mail: h2oenergy@mail.ru.

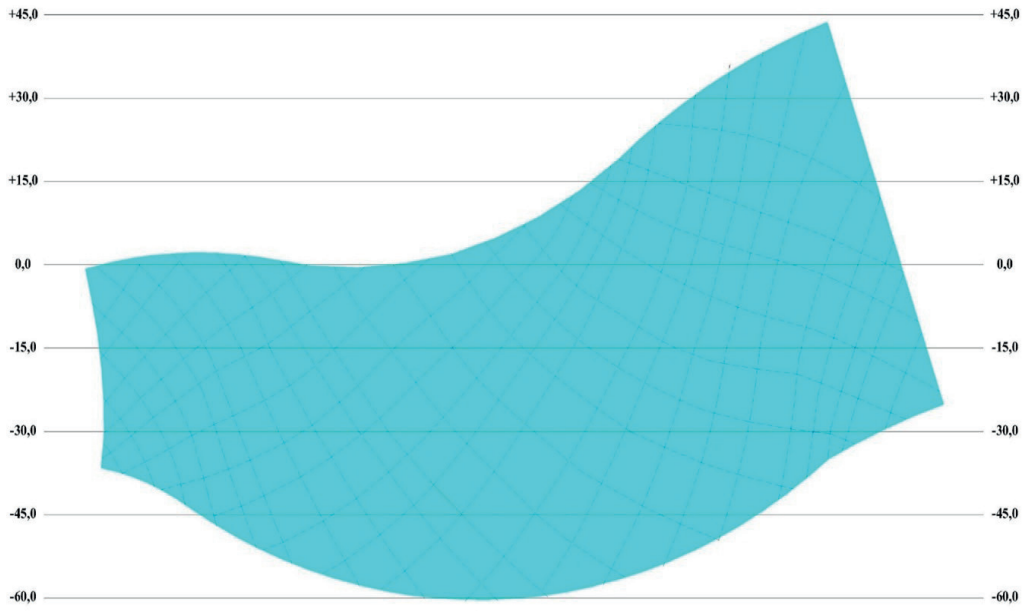


Рисунок 1 – Следы поверхностей облегченной буримости и облегченной взрываемости (пуктирные линии) на контуре карьерного поля, для которых имеет место $f_{бл\cdot i} \approx 8$, при $1 \le i \le (n=7)$. Примечание. 1. Случай $8 \le (f_{бл\cdot i} \approx 8)$, соответствует наибольшей оптимизации процесса бурения на карьере. 2. Буровзрывной цех рудника на данном блоке проводит взрывные работы с параметрами рассчитанными на показатель репости пород по шкале проф. М.М.Протодъяконова f =15, согласно проведенному геологическому способу оценки массивов горных пород по их взрываемости

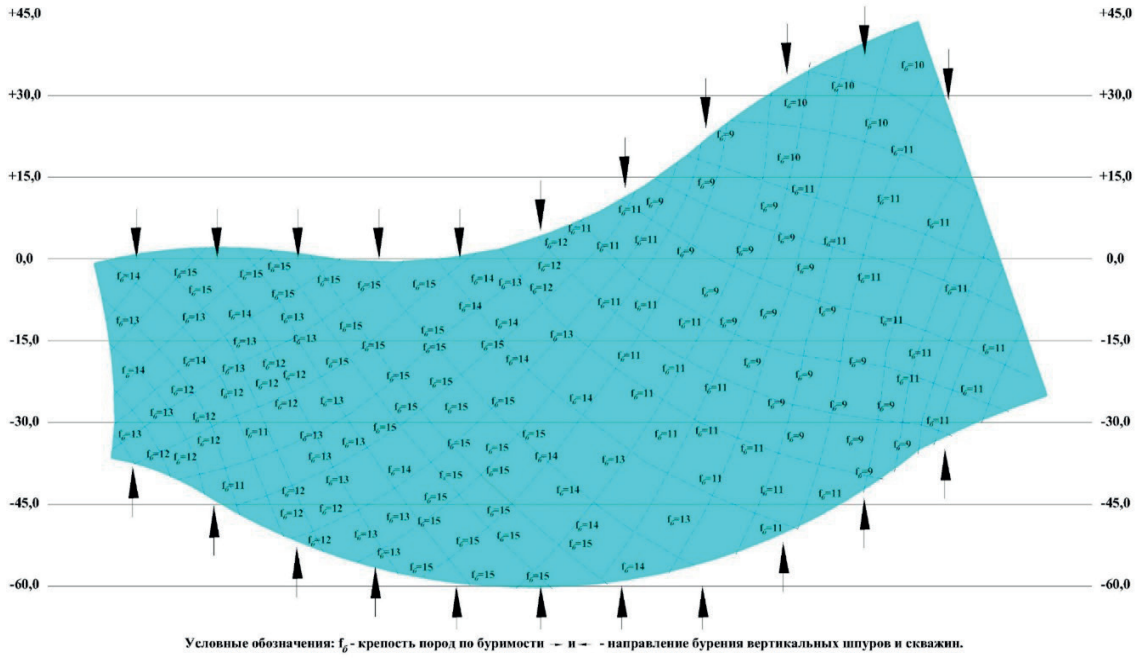


Рисунок 2 – Районирование карьерного или шахтного поля по категориям буримости $\mathbf{f_б}$ при бурении вертикальных взрывных скважин или шпуров, обеспечивающими условие $(9 \le f_{бл\cdot i} \le 15) \le 15$, при $1 \le i \le (n=7)$, где n - число блоков карьера. Примечание. Согласно типовому проекту для всех блоков карьерного или шахтного полей паспорта БВР принимаются для $f_{бл\cdot i} = 15$, при $1 \le i \le (n=7)$

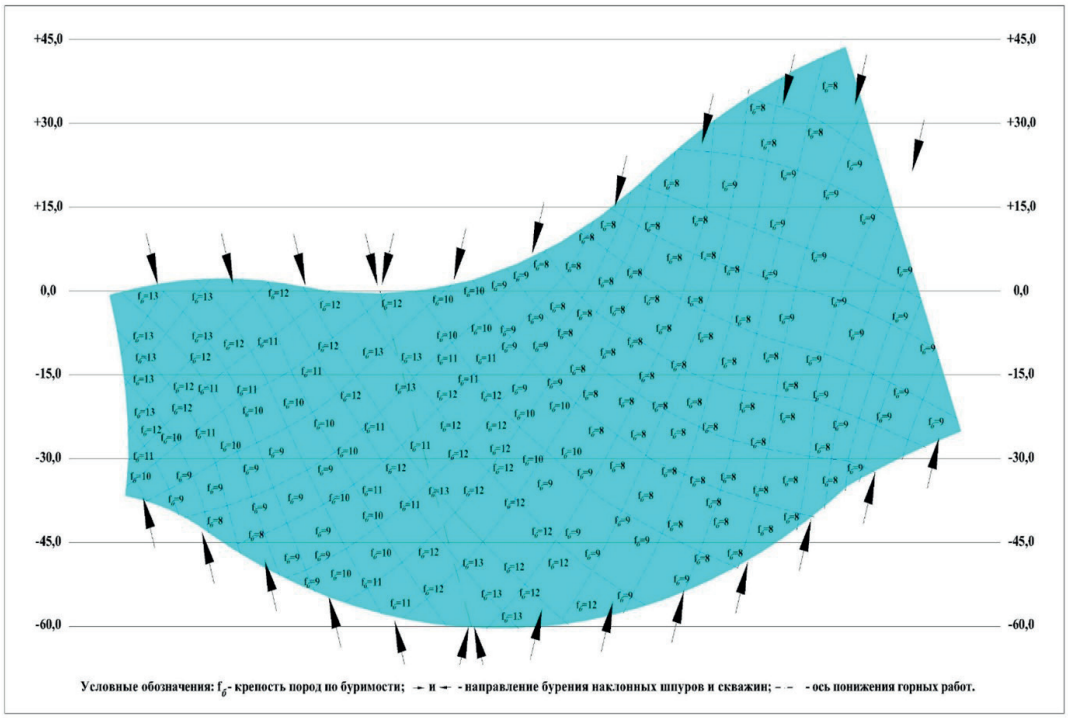


Рисунок 3 – Районирование карьерного или шахтного поля по категориям буримости $\mathbf{f_б}$ при бурении наклонных взрывных скважин и шпуров, (с отклонением 15^0 от вертикали) обеспечивающими условие ($8 \le f_{бл \cdot i} \le 13$) <15, при $1 \le i \le$ (n=7), где n - число блоков карьера. Примечание. Согласно типовому проекту для всех блоков карьерного или шахтного полей паспорта БВР принимаются для $f_{бл \cdot i}$ =15, при $1 \le i \le$ (n=7)

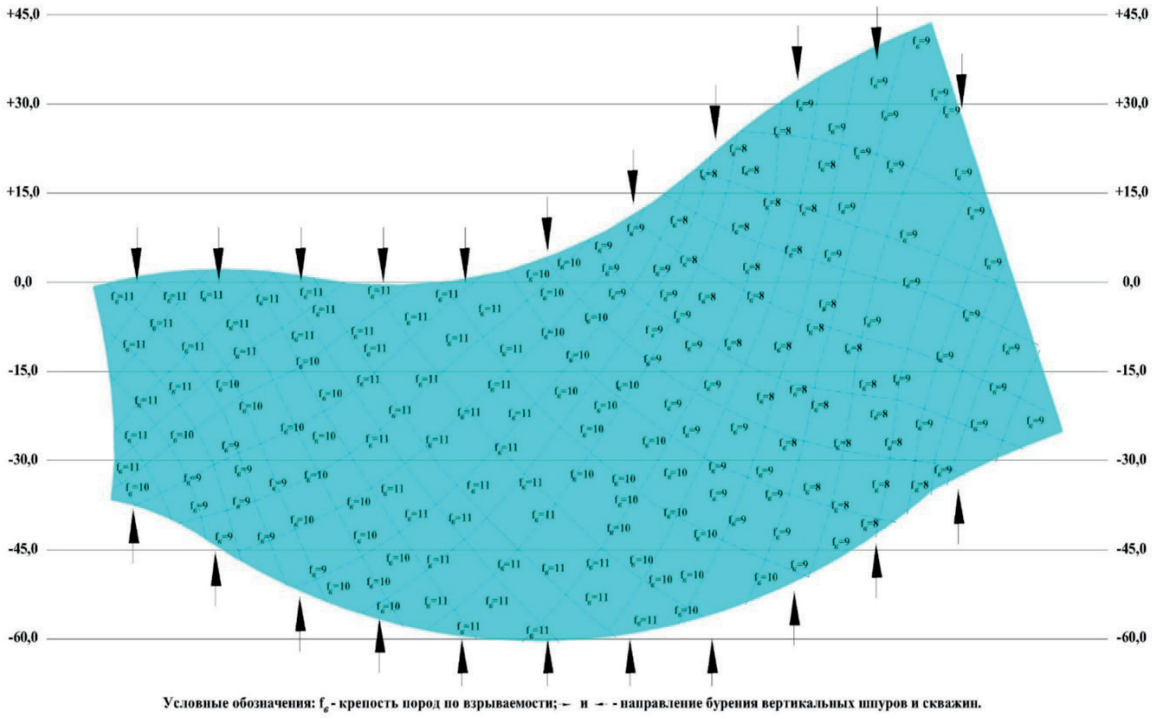


Рисунок 4 – Районирование карьерного поля по категориям взрываемости $\mathbf{f_В}$ с вертикальными расположениями взрывных скважин и шпуров, обеспечивающими условие ($8 \le f_{бл \cdot i} \le 10$) <15, при $1 \le i \le$ (n=7), где n - число блоков карьера. Примечание. Согласно типовому проекту для всех блоков карьера паспорта БВР принимаются для $f_{бл \cdot i}$ =15, при $1 \le i \le$ (n=7)

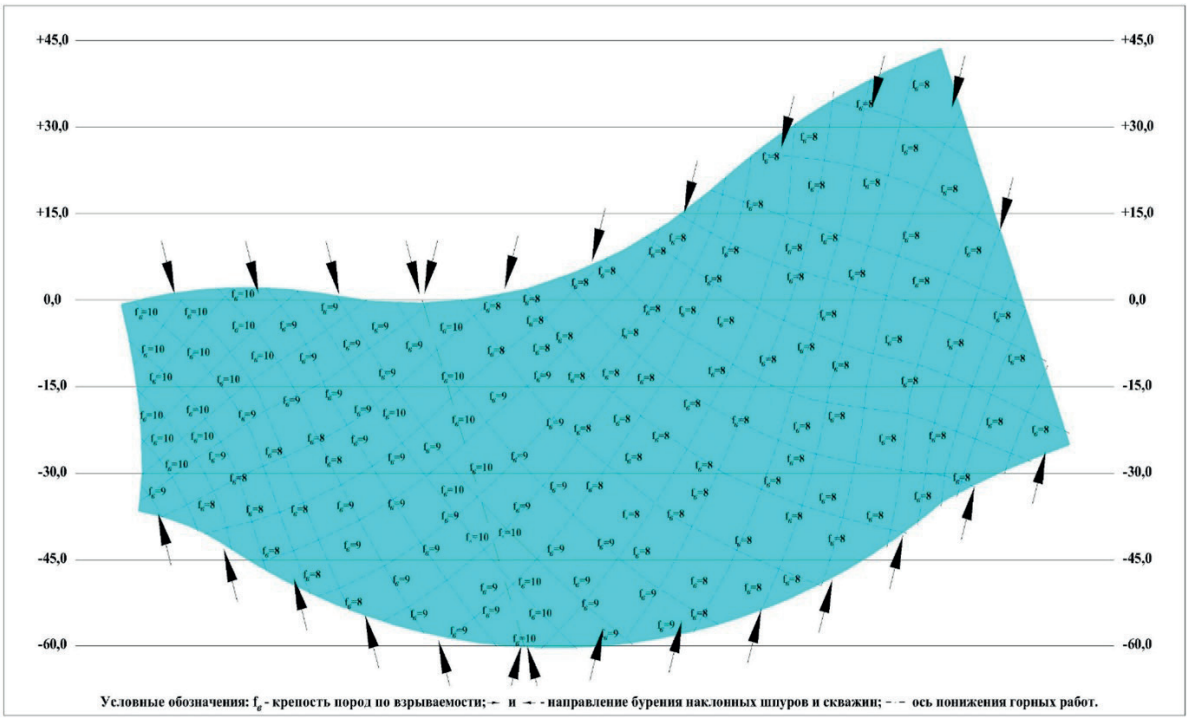


Рисунок 5 – Районирование карьерного поля по категориям взрываемости $\mathbf{f_B}$ с наклонными расположениями взрывных скважин и шпуров, (с отклонением 15 градусов от вертикали) обеспечивающими условие ($8 \leq f_{бл^{\cdot}i} \leq 10$) <15, при $1 \leq i \leq (n=7)$, где n - число блоков карьера. Примечание. Согласно типовому проекту для всех блоков карьера паспорта БВР принимаются для $f_{бл^{\cdot}i}$ =15, при $1 \leq i \leq (n=7)$

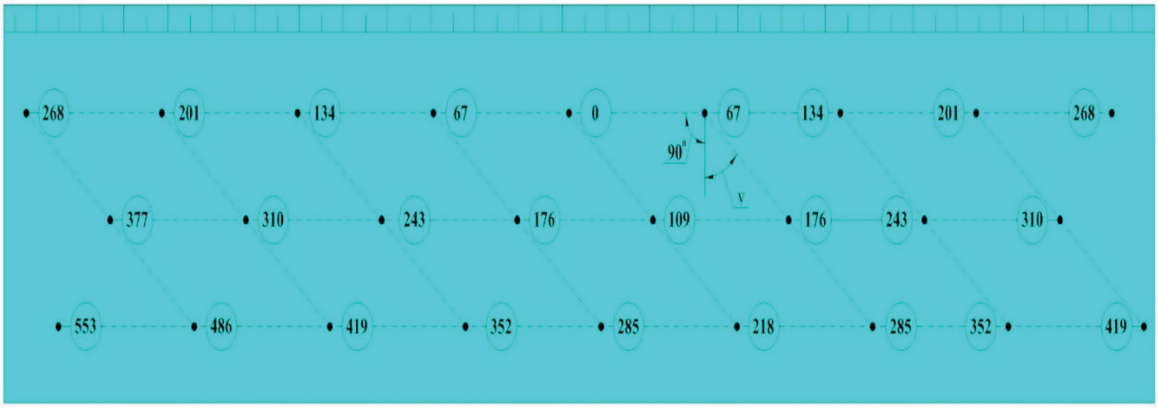


Рисунок 6 – Рекомендуемая по предлагаемому Проекту схема расположения взрывных скважин, при реализации которой будут достигнуты наименьшие экономические затраты на ведение буровзрывных работ, при угле наклона скважин к вертикали $\alpha=15^0$, для всех блоков, со смещением оси между рядами скважин на угол v согласно поверхностей облегченной буримости и облегченной взрываемости

Технико-экономические показатели буровзрывных работ.

Входные данные: высота уступа - Ну = 15,0 м; применяемый диаметр скважины - dскв = 250,0 мм; требуемый кондиционный кусок - dср = 0,5 м; тип применяемого взрывчатого вещества - эмульсионное ВВ с плотностью заряжания Δ = 1,2 кг/дм3; вместимость скважины dскв = 250,0 мм - Р=56кг/п.м, скважины вертикальные.

Таблица 1

Крепость пород по шкале проф. М.М.Протодъяконова, f	7-8	8	9	10	11-12	12-13	14	15-16
Сопротивление горных пород на одноосное сжатие, $\sigma_{сж}$, кгс/см^2	757	817	915	1005	1146	1272	1416	1540
Удельный расход ВВ, $q_{ул}$, кг/м^3	0,39	0,42	0,75	0,83	1,03	1,14	1,26	1,46
Выход горной массы с 1 пог. м. скважины, $V_{1п.м.}$ м^3	80,0	73,92	66,43	59,34	46,36	42,34	37,95	32,64
Объемы бурения, пог. м, на дробление 1,0 млн. м^3	12500,0	13528,1	15053,4	16850,0	21570,3	23618,3	26350,5	30637,2
Затраты на бурение, млн. долл. на дробление 1,0 млн. м^3	0,0667	0,081168	0,100356	0,123566	0,172562	0,204692	0,245938	0,30638
Кол-во ВВ, тонн, на дробление 1,0 млн. м^3	390,000	420,000	750,000	830,000	1030,000	1140,000	1260,000	1460,000
Затраты на дробление 1,0 млн. м^3 горной массы.	0,247000	0,266000	0,475000	0,525666	0,652333	0,722000	0,798000	0,924666
Сумма затрат на дробление 1,0 млн. м^3 горной массы и бурение, млн. долл. США	0,313666	0,347168	0,575356	0,649232	0,824895	0,926692	1,043936	1,231046
Разность затрат на дробление 1,0 млн. м^3 горной массы и бурение, млн. долл. США.	0,917380	0,883878	0,655690	0,581814	0,406150	0,304354	0,187110	0,0
Разность затрат на дробление 1,0 млн. м^3 горной массы и бурение, в %	74,52%	71,79%	53,26%	47,26%	32,99%	24,72%	15,19%	0,0%

Примечание – Стоимостm материалов и работ приведены на момент 2015 г

Список использованной литературы

1. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле. – М: Московский институт радиоэлектроники и горной электромеханики, 1965. – 186с.
2. Рыжов П.А. Геометрия недр: учебное пособие для вузов/ под ред. П.А. Рыжова. – Изд. 3-е, перер. и доп.– М: Недра, 1971. – 500с.
3. Гзовский М.В. Математика в геотектонике. – М: Недра, 1971. – 240с.
4. Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К. Деформационная анизотропия параллельных складчатостей с весьма пологими погружениями их шарниров // Горный журнал Казахстана – 2006. - № 8. – С.17-22.
5. Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б. Гукова модель прочностной анизотропии геологических тел осадочного происхождения // Комплексное использование минерального сырья – 2007. - №5. – С.7-21.
6. Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б. Конфигурация гравитационных и тектонических полей скольжений параллельных складчатостей осадочного происхождения // Комплексное использование минерального сырья – 2007. - №6. – С.17-28.
7. Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б. Базисные структурные поверхности и сетка скольжений мощных складчатых структур // Комплексное использование минерального сырья – 2008. - №1. - С.17-28.
8. Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б. Ограничение на теорию Мора при моделировании криволинейной прочностной анизотропии скальных горных массивов рудных месторождений // Комплексное использование минерального сырья – 2011. - №1. – С.16-29.
9. Игизбаев Р.К. Районирование карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости, с целью сокращения затрат на БВР в размере 20% и выше [Текст]/ К.Б. Игизбаев, М.К. Игизбаев, А.Н.Магер // Новости Науки Казахстана – 2022 №3. – С. 9-24.
10. Качанов Л.М. Основы теории пластичности: учебное пособие для вузов / под ред. Л.М. Качанова. – 2-е издание, перер. и доп. – М: Наука, 1969. – 420с.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ И ПРЕВЕНЦИЯ ГОМОГЕННЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ КАТАСТРОФ НА ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ КАРЬЕРАХ (НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ)

Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б., Манер А.Н.
Филиал РГП на ПХВ «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК Комитета индустриального развития МИИР», Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан

Аннотация. Изложены результаты решения проблем, полученные с помощью применения новой технологии, позволяющей достигать отработку месторождений глубокими карьерами до 2000,0 м и более, за счет увеличения углов откосов бортов карьера, на основе результатов созданной теории и способов прогнозирования. Также рассмотрены вопросы комбинированной разработки оставшихся запасов проектных потерь, подземным способом. Технология позволяет обеспечить максимальную степень безопасности ведения горных работ, значительно увеличить полноту выемки полезных ископаемых, за счет сокращения проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых на карьерах до (20-25)%, и при комбинированной разработке до (12,0-15)% от общего объема разведанных балансовых запасов месторождения, значительно сократить себестоимость добычи 1,0 т полезных ископаемых, и др.

Целью предлагаемых авторами комплекса научно-технических мер к внедрению являются обеспечения:

1. Максимальной безопасности ведения горных работ, исключающих проявления гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф, с принятиями наиболее оптимальных схем вскрытия, системы разработки и др.:

- в выработанных пространствах карьерных полей при разработке месторождений глубокими карьерами;
- в выработанных пространствах шахтных полей при комбинированной подземной системе отработке.

2. Максимально возможной полноты выемки разведанных запасов полезных ископаемых за счет разработки месторождений глубокими карьерами с сокращением суммарных проектных и эксплуатационных потерь полезного ископаемого до значений (20-25)%, от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых месторождения.

3. Максимально возможной полноты выемки разведанных запасов полезных ископаемых за счет комбинированной системы разработки, то есть, выемки оставшихся разведанных объемов полезных ископаемых в бортах карьера и по его глубине подземным способом, с сокращением общих проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых до значений (10,0-15,0)% от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых месторождения.

4. Снижения себестоимости добычи 1,0 т полезных ископаемых.

Методы исследований: Методы математической теории топоповерхности. [1-3]; Методы математической геотектоники. [4]; Разработанные авторами на основе сочетания перечисленных выше двух методов, а также методов Механики деформируемых сред (Теории упругости и Теории пластичности) – методов новой ветви науки Механики месторождений полезных ископаемых. [5-11].

Научной основой созданной авторами теорий и способов прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных и шахтных полей, а также включающей комбинированную систему разработки, служила разработанная научным руководителем, кандидатом технических наук К.Б. Игизбаевым: «***Геоструктурной теории прочности и их хрупко, а также псевдопластического разрушений конструкций систем подземной и открытой эксплуатации месторождений полезных ископаемых, сложенных множествами криволинейно-анизотропных геологических тел полезных ископаемых и вмещающих пород***».

Описание технологии. Прочность (устойчивость) выработанного пространства при открытой или подземной системе разработок не определяются единичными замерами физико-механических свойств горных пород или же их усредненного значения, а также применениями в расчетах однородных математических моделей, которые применяются при моделировании бортов откосов карьеров, а определяются направлениями и ориентациями поверхностей линий скольжений (сетки скольжений), или же, что то же самое, следами максимальных касательных напряжений, разрабатываемых авторами, относительно самого выработанного пространства и массивов нетронутых горных пород, конкретно слагающих месторождение тектонических структурных форм, и которые ограничиваются линиями подошвы и кровли конструкций систем открытой и подземной разработок. Изменение направлений и ориентаций линий скольжений в массиве горных пород относительно выработанных пространств и нетронутых массивов, характеризуют изменение прочностных и деформационных свойств горных пород, вследствие чего расчеты авторов основываются не на усредненных или же единичных замерах значений физико-механических свойств горных пород, а учитывают направления, значения и изменения вышеуказанных свойств массивов горных пород, которые и определяют прочность (устойчивость)

конструкций выработанных пространств, при внесении их в пространство недр земли подвергаемых очистной выемке.

Прочность (устойчивость) выработанных пространств карьерных полей определяется объединением совокупности множеств естественных углов откосов уступов, которые представляют генеральную поверхность устойчивости выработанных пространств карьерных полей, и в свою очередь, они определяют углы естественных откосов бортов карьера. Авторами разработан метод их расчета в планах и разрезах горных работ, который представляет отображения их в виде сеток скольжений. (Смотрите Рисунки 1, 2, 3).

После построения сетки скольжений, построение естественных устойчивых углов откосов уступов и естественных устойчивых углов бортов откосов карьера, будет сводится к простому подбору их из множества разно ориентированно построенных линий скольжений, как рудных, так и породных литологических разностей. Естественные углы откосов уступов согласно расчетно-определенных линий скольжений, после принятия технических мер, связанных с определением осей понижений и направлений развития фронтов горных работ и др., будут принимать преимущественно углы равные 90^0, и при всем своем желании, придать этому углу меньшее значение, не приведет к желаемому результату.

На рисунке 1 приведена разработанная авторами сетка скольжения, построенная на основе геологических материалов одного из железорудных месторождений, с указанием опасных очагов обрушений - (1-14), соответствующих ведению горных работ на основе типового технического проекта, с расположением капитальной траншеи, в данном случае, по центру карьера и понижением горных работ по оси I-I, а также направлениями развития фронтов горных работ в двух направлениях - западном и восточном. В данном случае, незнание конфигураций и пространственных дислокаций опасных очагов обрушений, законов их разрушений, а также ведения горных работ по типовому техническому проекту, повлечет за собой проявления геомеханических катастроф, с разрушением уже оформленных контуров карьерного поля, вследствие несоответствия вновь получаемых форм выработанных пространств согласно типового проекта. Геомеханические катастрофы будут сопровождаться совершениями сдвиговых деформаций вышележащих горизонтов с разрушением рабочих площадок, а также их откосов уступов, и бортов откосов карьера. Это повлечет за собой затраты на восстановление и разноску вышележащих горизонтов, внесения изменений в контуры проектного карьерного поля, изменения проектных глубин карьера и уменьшения углов откосов уступов и бортов откосов карьера.

Рассмотрим разработку данного месторождения полезных ископаемых на основе типовых технических проектов, с углами откосов бортов карьеров $\alpha=29^0$, прогрессивного в

настоящее время угла $\alpha=55^0$, их средневзвешенного значения $\alpha=42^0$, на максимально возможные глубины отработки месторождения, $H_{к=}$ 600,0м, $H_{к=}$ 1000,0 м, $H_{к=}$ 1500,0м, при ширине карьера по верху равной 2420,0 м. (Смотрите рисунок 2) **При этом авторы изначально закладывают в расчеты, условия исключающие геомеханические катастрофы на карьерах, путем применения способов прогнозирования и превенции геомеханических катастроф разработанных по технологии авторов,** с углами откосов бортов карьера равных $\alpha=29^0$, $\alpha=55^0$, их средневзвешенного значения $\alpha=42^0$, **разработанных по типовым техническим проектам,** и как следствие, отсутствия эксплуатационных потерь полезных ископаемых**.** Данное условие авторы допускают из предположения, что мы не знаем, какие технические меры предпримет инженерный персонал горнодобывающего предприятия, на котором произойдут геомеханические катастрофы, но в любом случае, данное условие, значительно улучшает технико-экономические показатели, выполненные по типовым техническим проектам. На рисунке 2 предлагается схема вскрытия данного карьерного поля разрезными траншеями по линиям: I, II, III, IV, V, VI, с указанием их глубин и направлений развития горных работ, которые в конечном счете будут формироваться в одну капитальную траншею, по технологии авторов. Ликвидация опасных очагов (X-X), (XI-XI), (XII-XII), возможна двумя способами. В областях оформления конечных контуров, для углов бортов карьеров 29^0, 42^0 и 55^0, необходима отработка их с подуступной выемкой, с высотой уступа 10,0м, а в остальных случаях их единовременным погоризонтным взрыванием. Кроме того, отбойка этих опасных очагов обрушений требует разработки специальных проектов проведения буровзрывных работ, в целях исключения подбоя рабочей площадки, а также откоса уступа вышележащих горизонтов. Результатами этого, являются применение технических мер по технологии авторов, которые предусматриваются на восточных бортах карьеров с углами равных $\alpha=29^0$, $\alpha=55^0$, $\alpha=42^0$, по предотвращению геомеханических катастроф на отметках, соответственно, **гор.**: (-160,0м)-(-220,0м), (-340,0м)-(-360,0м); **гор.**: (-240,0м)-(-440,0м), (-500,0м)-(-580,0м); **гор.**: (+90,0м)-(-10,0м), (-420,0м)-(-710,0м).

На рисунке 3 предлагается схема вскрытия данного карьерного поля разрезными траншеями и понижениями горных работ по линиям: I, II, III, IV, V, VI, с указанием их глубин и направлений развитий фронтов горных работ, которые в конечном счете будут формироваться в одну капитальную траншею, по технологии авторов. Именно при такой схеме понижения горных работ и совокупности соответствующих им схем направлений развитий фронтов горных работ, последовательности отработки геолого-структурных

блоков, будут исключены гомогенные и/или гетерогенные геомеханические катастрофы в выработанных пространствах карьерных полей. При отработке данного месторождения, по технологии авторов, опасные очаги (X-X), (XI-XI), (XII-XII), полностью включены в контур карьерного поля и подлежат их отработке, без оставления этих опасных очагов обрушений в прибортовой части карьерного поля.

На рисунке 2,3. приведены технические меры разработанные авторами, когда изменениями схем вскрытий, систем разработки и направлений развитий фронтов горных работ, эти опасные очаги преобразуются в безопасные. Авторами создаются искусственные, управляемые опасные очаги: (I-II)-(I-II), (II-III)-(II-III), (III-IV)-(III-IV), (IV-V)-(IV-V), (IV-VI)-(IV-VI), (VII-VII), (VIII-VIII), (IX-IX), (X-X), (XI-XI), (XII-XII), которые легко ликвидируются путем их единовременного погоризонтного взрывания. Углы естественных откосов уступов, при разработанных авторами направлениями развития горных работ, будут преимущественно составлять углы равные 90^0.

При отработке месторождений глубокими карьерами будут возникать проблемы связанные: со вскрытием глубоких горизонтов, осушением месторождения и проветриванием глубоких горизонтов.

Вскрытие глубоких горизонтов. Для обеспечения высокой производительности горнодобывающего предприятия, глубокие горизонты: -200,0м, -660,0м, -1220,0м будут вскрываться железнодорожными тоннелями (далее, ж/д тоннелями), с обустройствами на этих горизонтах 3-5 перегрузочных складов, с выходами их на дневную поверхность с отметкой +220,0м. Проходка ж/д тоннелей будет проводится после районирования трассы их строительства по степени прочности массивов горных пород, с минимальными затратами на обустройство железобетонного крепления тоннелей. Строительство ж/д тоннелей производится в три очереди. (Рисунок 4). Решение **проблем осушения** предусматривается строительством и эксплуатацией кольцевого дренажного комплекса. Проветривание карьера будет предусмотрено путем **естественного и искусственного проветриваний**. Искусственное проветривание будет включать: применения местной вентиляции, с установлением вентиляторных установок, общей обменной вентиляции, с установлением мощных вентиляционных установок, подачи воздуха и всасыванием загрязненного воздуха с шахтных стволов.

Обсуждение результатов

1. При разработке месторождений полезных ископаемых, по типовым техническим проектам, при соответствующих средневзвешенным углам откосов бортов карьера $\alpha=42^0$:

- средневзвешенные объемы добываемых полезных ископаемых в контуре карьерного поля, составляют - 27,81% от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6,0 млр. тонн;
- средневзвешенные проектные и эксплуатационные потери полезных ископаемых,

составляют 72,19%, от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6,0 млр. тонн; (Смотрите таблицу 1.).

2. При предлагаемой авторами технологии отработки месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами, при углах откосах бортов карьера $(82\text{-}66)^0$:

- объемы добываемых полезных ископаемых в контуре карьерного поля, достигают - 76,6%, от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6,0 млр. тонн;
- проектные и эксплуатационные потери полезных ископаемых, составляют – 23,4%, от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6,0 млр. тонн; (Смотрите таблицу 1.).

При разработке месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами по технологии авторов, проектные и эксплуатационные потери полезных ископаемых в сравнении с выполненными по типовым техническим проектам, согласно средневзвешенным углам откосов бортов карьера $\alpha=42^0$, сокращаются в 3,0 раза.

3. Общие объемы полезных ископаемых добываемых по предлагаемой авторами технологии с применением глубоких карьеров и комбинированной системой разработки составляют – 88,34% от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6,0 млр. тонн.

4. Общие объемы проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых по предлагаемой авторами технологии с применением глубоких карьеров и комбинированной системой разработки составляют – 11,66% от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6,0 млр. тонн.

Новизна. Новизна заключается в разработанных авторами теорий и способов прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных и шахтных полей, позволяющих обеспечить полноту выемки разведанных балансовых запасов полезных ископаемых при разработке месторождений открытым способом и доработки оставшихся проектных потерь комбинированным подземным способом, что позволит значительно продлить сроки службы горнодобывающих предприятий.

Практическая значимость. Технология отработки месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами до 2000,0 м, за счет увеличения углов откосов бортов карьера до (82-66)^0, и подземной разработки оставшихся проектных потерь полезных ископаемых подземным способом, выполненных по результатам районирования карьерных и шахтных полей по степени прочности, позволят сократить проектные и эксплуатационные потери полезных ископаемых, соответственно, до значений (20-25)% и до (12-15)%, от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых.

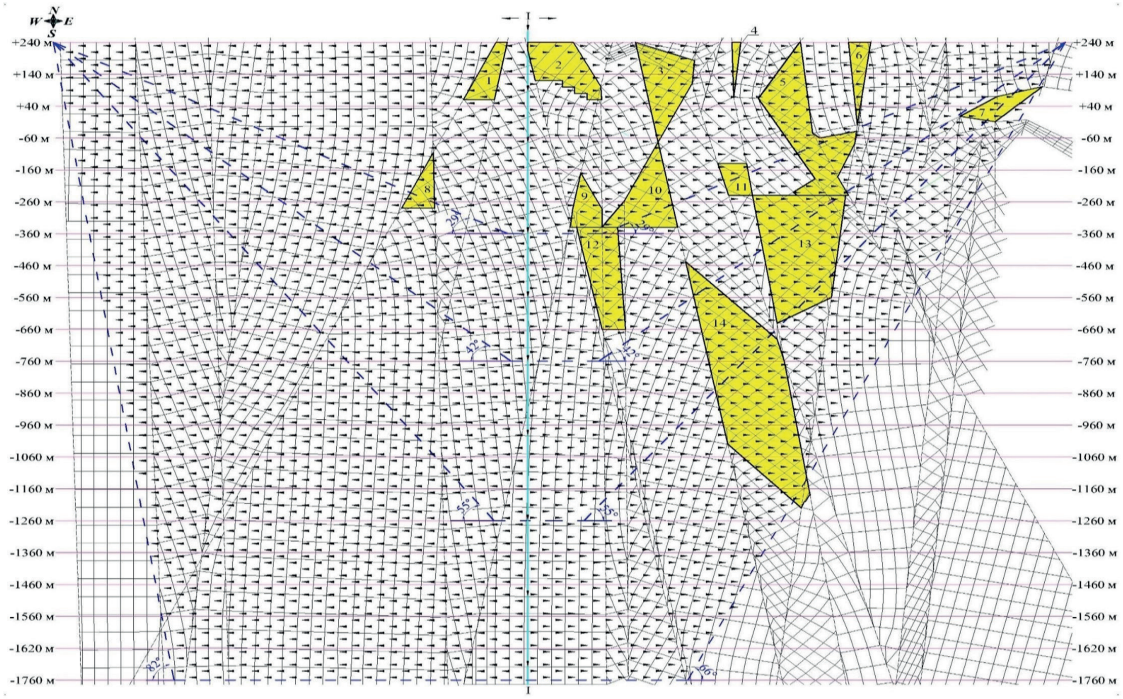


Рисунок 1 – Конфигурации и пространственные дислокации опасных очагов обрушений (1-14), имеющие место при разработке данного месторождения согласно типового технического проекта с осью понижения горных работ по центру месторождения, по линии I-I, и развитии направлений фронтов горных работ в западном и восточном направлениях, на проектные глубины, с соответствующими углами откосов бортов карьера, α=29^0, α=55^0, и их средневзвешенного значения α=42^0, а также разработанных по технологии авторов $\alpha_н$=82^0 и $\alpha_р$=66^0

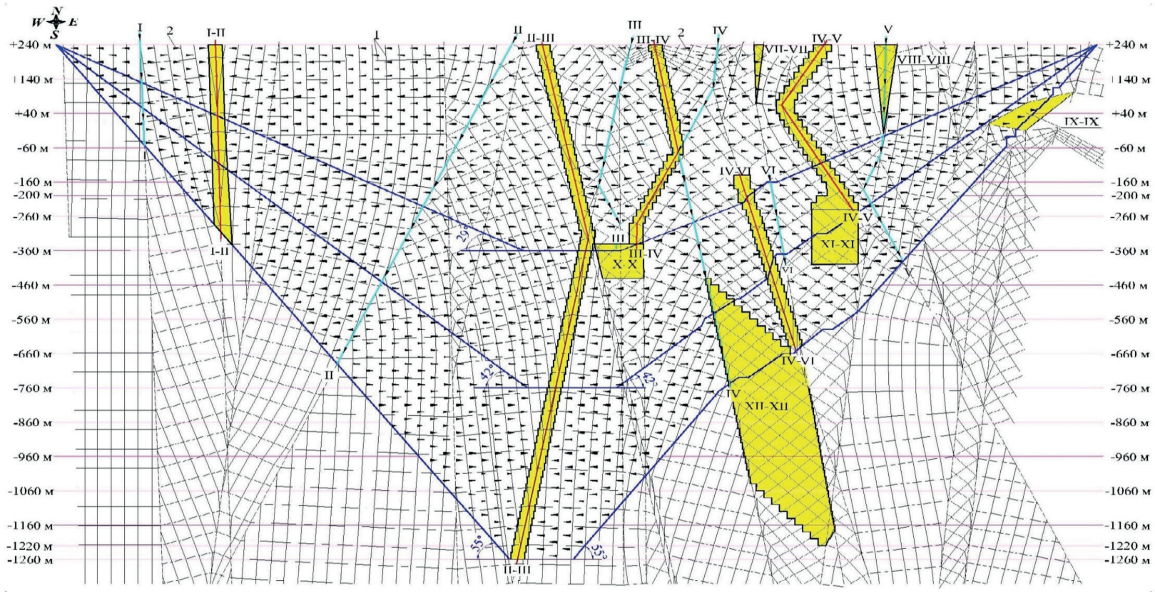


Рисунок 2 – Предлагаемые авторами технические меры, применением которых будут исключены гомогенные и/или гетерогенные геомеханические катастрофы при разработке данного месторождения по результатам типовых технических проектов, с расчетными значениями углов откосов бортов карьеров: α=29^0, α=55^0, и их средневзвешенного значения α=42^0.
Условные обозначения: 1 –линии скольжений; 2- направления развитий фронтов горных работ; I-I, II-II, III-III, IV-IV, V-V, VI-VI – оси понижений горных работ на участках: I, II, III, IV, V, VI; (I-II)-(I-II), (II-III)- (II-III), (III-IV)- (III-IV), (IV-V)- (IV-V), (IV –VI)- (IV –VI), VII-VII, VIII-VIII, IX-IX, X-X, XI-XI, XII-XII – искусственные, управляемые опасные очаги обрушений, разработанные по технологии авторов

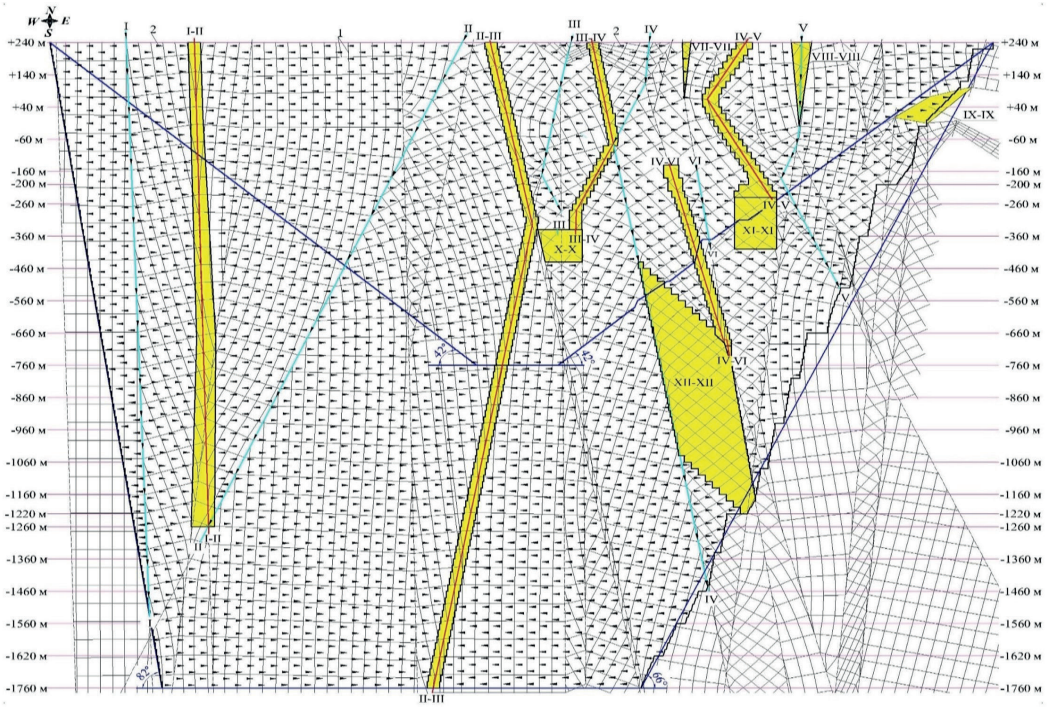


Рисунок 3 – Предлагаемые авторами технические меры, применением которых будут исключены гомогенные и/или гетерогенные геомеханические катастрофы при разработке данного месторождения глубоким карьером, с расчетными значениями углов откосов бортов карьеров: $\alpha_н=82^0$, $\alpha_р=66^0$. **Условные обозначения:** 1 –линии скольжений; 2- направления развитий фронтов горных работ; I-I, II-II, III-III, IV-IV, V-V, VI-VI – оси понижений горных работ на участках: I, II, III, IV, V, VI; (I-II)-(I-II), I-III)- (II-III), (III-IV)- (III-IV), (IV-V)- (IV-V), (IV –VI)- (IV –VI), VII-VII, VIII-VIII, IX-IX, X-X, XI-XI, XII-XII – искусственные, управляемые опасные очаги обрушений, разработанные по технологии авторов

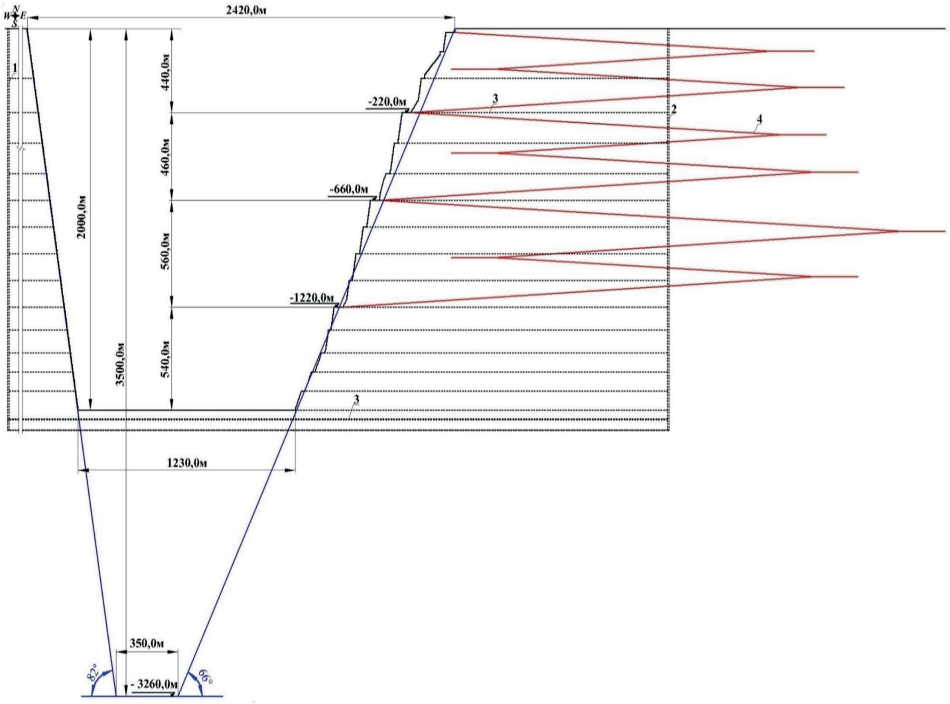


Рисунок 4 – Разработка месторождений полезных ископаемых глубоким карьером 2000,0 м и комбинированной подземной системой разработки, со вскрытием глубоких горизонтов железнодорожными тоннелями и обеспечением осушения подземным дренажным комплексом. **Условные обозначения**: 1 – западный ствол; 2 – восточный ствол: 3 – горизонтальные горные выработки. 4 – железнодорожные тоннели

Технико-экономические показатели получаемые при разработке месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами по технологии авторов в сравнении с выполненными по типовым проектам.

Таблица 1.

	Отработка карьера на глубину 2000,0 м (фигура 3), по технологии авторов, при углах бортов откосов карьера составляющих: рабочий - 66^0, нерабочий - 82^0,	Отработка карьера на максимально возможную глубину (фигура 2), по типовым техническим проектам, при углах бортов откосов карьера, составляющих:		
		рабочий - 29^0, нерабочий - 29^0 глубина 600,0 м,	рабочий - 55^0 нерабочий - 55^0 глубина1500,0 м	рабочий – 42^0 нерабочий – 42^0 глубина 1000,0 м
Объемы добываемой железной руды в контуре карьер-ного поля, относительно общего объема разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, составляющих 6000,0 млн тонн, млн тонн/%	**4601,0/76,6%**	**1007,0/16,8%**	**2497,0/41,61%**	**1669,0/27,81%**
Объемы полезных ископаемых списываемых в безвозвратные проектные потери, от общего объема разведанных запасов полезных ископаемых составляющих 6000,0 млн. тонн, млн тонн/%	**1399,0/23,3%**	**4993,0/83,2%**	**3503,0/58,38%**	**4331,0/72,19%**
Выручка от реализации объемов железной руды, в контуре карьерного поля с содержанием железа 60%, и стоимостью 60долл./1,0тонна, млн. долларов	**276060,0**	**60420,0**	**149820,0**	**100140,0**
Затраты на добычу объемов железной руды, при средней себестоимости 1,0 тонны руды открытым способом равного 15 долларов, млн. долларов	**69015,0**	**15105,0**	**37455,0**	**25035,0**
Валовая прибыль получаемая от продажи полезного ископаемого извлекаемого из проектного контура карьерного поля, млн. долларов/%	**207045,0/100%**	**45315,0/21,88%**	**112365,0/54,27%**	**75105,0/36,3%**
Срок отработки запасов железных руд, при современных объемах добычи составляющих 50,0-75,0 млн. тонн/год, год	**92,0 – 61,3**	**20,1 – 13,4**	**50,0 – 33,3**	**33,4 – 22,3**

Список использованных источников

1. Букринский В.А. Геометрия недр [Текст]: учебник для вузов – 2-е издание, переработанное и дополненное / В.А. Букринский. – Москва: Недра, 1985. – 526с.
2. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле.[Текст] / П.А. Рыжов. – Москва: Московский институт радиоэлектроники и горной электромеханики, 1965. – 186с.
3. Рыжов П.А. Геометрия недр [Текст]: учебник для вузов – 3-е издание, переработанное и дополненное / П.А. Рыжов – Москва: Недра, 1971. – 500с.
4. Гзовский М.В. Математика в геотектонике[Текст] / М.В. Гзовский. – Москва: Недра, 1971. – 240с.
5. Игизбаев Р.К. Разработка превентивных мер по предупреждению геомеханических катастроф в открытых выработанных пространствах шахт. [Текст] / Р.К. Игизбаев, М.К. Игизбаев, К.Б. Игизбаев // Комплексное использование минерального сырья – 2008. - №2. – С.3-13.
6. 54. Игизбаев К.Б Происхождение, прогноз и превенция гетерогенных геомеханических катастроф в угольных шахтах». [Текст] / К.Б. Игизбаев, М.К. Игизбаев, А.Н. Магер, Р.К. Игизбаев // Мировая наука – 2017 - №7 (7) – С.117-134.
7. Игизбаев Р.К. Прогнозирование и превенция гомогенных геомеханических катастроф на эксплуатационных карьерах (новая технология). [Текст] / К.Б. Игизбаев, М.К. Игизбаев // Новости Наукиазахстана – 2019 №1 (139) – С. 58-84.
8. Игизбаев К.Б. Рациональная конструкция постоянной крепи тоннелей Сарбайского карьера Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината (ССГОК). [Текст]/ К.Б. Игизбаев, Х.Н. Мунасыпов, Г.Ф.Гай, А.Ф. Булдаков. // Шахтное строительство. – 1983 - №10. –С.11-14.
9. Игизбаев К.Б. Фильтрация подземных вод в тонком пласте к несовершенным колодцам. [Текст]/ К.Б. Игизбаев, К.С. Байжанова // Вестник Академии Наук Казахской ССР. – 1991. - №10. – С.55-62.
10. Игизбаев Р.К. Экспресс восполнение выбывающей мощности эксплуатационного карьера (На примере Центрального карьера Акжальского рудника, ТОО «Nova Цинк»). [Текст] / Р.К. Игизбаев, М.К. Игизбаев, К.Б., Игизбаев, Б. Бахмагамбетов, Т. Кабетенов., Л.Б. Сабирова. // Комплексное использование минерального сырья – 2010. - №6. – С.3-15.
11. Игизбаев Р.К. Безопасное и рациональное освоение недр глубокими карьерами. [Текст] / К.Б. Игизбаев, М.К. Игизбаев // Новости Науки Казахстана. – 2020 – №4 – С. 61-81

ПЕРСПЕКТИВЫ РАСШИРЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РУДНИКА ПСВ «ЗАРЕЧНОЕ»

Седышев С.А.
АО «СП «Заречное», г. Шымкент, Казахстан

Месторождение урана Заречное разрабатывается методом ПСВ с мая 2007 года. За это время добыто и переработано до ХКПУ 11 001,2 т урана, построены и (или) восстановлены промышленные и бытовые объекты рудника с вахтовым поселком, перевалочная база с железнодорожным тупиком на станции Тимур, ЛЭП-35кВ с понизительной подстанцией, асфальтированная автодорога протяженностью 55 км. Набран и обучен квалифицированный персонал из числа местных жителей, часть из которых получили высшее образование и успешно трудятся в СП «Заречное» и на других предприятиях АО «НАК «Казатомпром». Запасы месторождения Заречное были увеличены доразведкой в 2018–2020 гг. в расширенном горном отводе, но и они истощаются. К моменту прекращения срока действия контракта на недропользование в октябре 2025 г. останутся неизвлеченными около 1400 т урана, что может обеспечить производственную деятельность рудника, согласно проектным решениям, вплоть до 2028 г., с постепенным затуханием производства.

Изучение исторических материалов и результаты разведки месторождения Южное Заречное, являющегося продолжением месторождения Заречное на юг, доразведка рудных залежей в расширенном горном отводе показали, что рудоформирующая зона пластового окисления (ЗПО) имеет продолжение в южном, северном и восточном направлениях от месторождения Заречное. Границы выклинивания ЗПО сопровождаются кондиционными скоплениями урана с прогнозируемыми ресурсами более 15 000 т. Причем рудные залежи расположены на удалении от 2 до 12 км от центральной промышленной площадки рудника, оборудованной для производства до 1000 т урана в год. Промышленное освоение новых площадей не потребует строительства нового завода, достаточно нарастить существующие производственные коммуникации и продлить деятельность АО «СП «Заречное», являющегося единственным промышленным предприятием в Отрарском районе Туркестанской области, еще на 15–20 лет.

ВОЗМОЖНОСТИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЧЕЛОВЕЧЕСТВА НЕИСЧЕРПАЕМЫМИ ЗАПАСАМИ МЕТАЛЛОВ

Битимбаев М.Ж., Кунаев М.С., Парилов Ю.С.
РОО «Национальная инженерная академия РК», г. Алматы, Казахстан

Мировое сообщество геологов, горняков, экономистов и других специальностей, связанных с разведкой ресурсов, производством и потреблением металлов, прогнозирует на доказательной базе наступление в течение 30-150 лет в зависимости от исследуемого химического элемента полное исчерпание их запасов в традиционных месторождениях в континентальной земной коре. При этом глубина распространения нами ограничена до 5 км, которую мы назвали $H_{АТВ}$ – глубина антропогенно-технических возможностей человека.

Так как человечество не может развиваться и вообще существовать без постоянного и растущего по своим объёмам производства металлов из недр, нами произведен анализ ожидаемого негативного события. Мы строили свою работу, опираясь на выводы предыдущих исследователей.

Алгоритм действий должен основываться на изучении действующего в неживой природе геохимических закономерностей, которые дают начало концентрации химических элементов в недрах с образованием их накоплений, называемых в практической деятельности «месторождениями». Все расчеты, связанные с настоящим и будущим освоения недр, зависят независимо от других факторов от кларков химических элементов и показателя минимального промышленного содержания.

Теория химической эволюции Земли, подтвержденная практикой, утверждает происхождение планет Солнечной системы из протопланетного облика с конденсацией газового в газопылевое, которое, в свою очередь, в результате адиабатического сжатия, превратилось в планеты земного типа и астероидный пояс с метеоритами. Это событие послужило причиной одинаковой распространенности химических элементов на Солнце, в метеоритах и земной коре.

Великое достижение астрономов и геохимиков, обобщенное впервые в 1889 г. Ф.У. Кларком, позволило в своё время, как сказал об этом А.Е. Ферсман, «геохимии овладеть новым числом - новой константой мира «кларком». В свою очередь, научное содержание кларка и следующих за ним и зависящих от него геохимических закономерностей создали практическую базу для теоретического обоснования существования месторождений полезных ископаемых нового типа. Эти месторождения, неисчерпаемые в историческом отрезке времени, должны обеспечить цивилизацию материальной базой его существования.

Месторождения нового типа в целом, а также увеличение запасов в традиционных месторождениях, открываемых геологами, неиспользуемых ныне уже открытых и эксплуатируемых месторождениях, будут определяться на учёте участков первичных и вторичных ореолов в латеральной и вертикальной зональностях, в зональностях околорудного изменения пород в гидротермальных системах, в широтной геохимической зоне на земной поверхности, по данным геохимических карт, с использованием сущности стереометалогении.

Особого внимания требует содержание металлов в частицах микро – и наноразмерного уровня, которые в период разведочных работ в настоящее время аналитически не определяются и не учитываются ни в запасах, ни при добыче. Но они есть и содержаться в пределах гораздо выше кларковых на уровне минимального промышленного. Это открытие было сделано Казахстанскими геологами из Института геологических наук им. К.И. Сатпаева в 2018 – 2021 г.г.

Расчет предполагаемых запасов химических элементов в континентальной земной коре, начиная от кларковых уровней до минимального промышленного, зиждутся на двух отправных точках:

- количество химических элементов с содержанием на уровне минимального промышленного в данный момент зависят от кларкового количества по логарифмическому нормальному закону, постепенно уменьшаясь;

- минимальное промышленное содержание химических элементов будет постоянно снижаться, так как оно зависит от трёх факторов:

· от технического и организационного уровня развития изъятия их из недр и превращения в товарный продукт;

· от состояния рынка потребления данного химического элемента;

· от геологических и горно-технических условий освоения для каждого конкретного месторождения.

Комплекс вопросов, решенных параллельно и совместно по результатам предложенных аналитических выводов, создаёт условия обеспечения человечества неисчерпаемыми на историческом отрезке времени запасами.

Глубина проникновения человека в недра Земли на 5 км названа нами $H_{АТВ}$ – глубина антропогенно-технических возможностей человека. Исходя из указанного принятого передела, нами изучены и определены новые источники добычи и производства металлов, созданы и предложены технологии, обеспечивающие экономически эффективное и безопасное использование этих источников.

Поставленная задача может быть решена в контексте совместного анализа факторов, воздействующих негативно на удовлетворение потребностей человечества в металлах.

Первый фактор, который и послужил катализатором возникновения идеио поиске путей обеспечения мировой цивилизации неисчерпаемыми запасами металлов, - это полное истощение этих запасов в традиционных месторождениях и ожидаемое вырождение горнометаллургической отрасли, основанной на них.

Второй – нарастающий технологический прессинг на природные экосистемы и практически безвозвратное разрушение природного равновесия массива недр и потери полезных ископаемых на поверхности из-за складирования на ней ежегодно миллиардов тонн отходов в виде отвалов пустой породы, нерентабельных объёмов низкокачественной руды, хвостов обогащения, шлаков.

Третий – потери металлов, уже добытых, выплавленных и употребленных для изготовления из них огромного ассортимента изделий, большая часть из которых безвозвратно теряется в процессе эксплуатации.

Решение задач, исходящих из идеи обеспечения мировой цивилизации неисчерпаемыми запасами металлов, учитывая указанные факторы, их разнообразие и причины их возникновения, предопределило направления их научно-практического решения.

Основой научного фундамента принятых решений и создания на базе познания закономерностей, действующих в недрах Земли как источники образования месторождений, явилась геохимия.

Закономерности распространенности и распределения химических элементов в ситуации полного истощения недр от скоплений их, называемых традиционными месторождениями, определили решение следующей задачи – выявление нового типа месторождений. Способствовало её доказательству изучение роли и значимости кларков химических элементов.

Одновременно химические технологии в соприкосновении с геохимией, далее с минералогией и геологией, создают стартовое обоснование практического решения физико-химических геотехнологий. Установление закономерностей химических превращений и изучение химических объектов и явлений физическими методами позволяет решить в производственных масштабах обратный процесс возврата использованных металлов в первоначальный вид.

Таким образом химия, её составляющие геохимия, физическая химия и химическая физика были использованы в решении задач, поставленных на повестку дня проблемой исчерпания запасов.

Новые источники обеспечения металлами потребностей мирового сообщества определены по следующим 5-ти главным направлениям:

1. Формирование месторождений металлов нового типа на основе существующих в неживой природе геохимических закономерностей;

2. Использование в качестве источников производства металлов их микро – и наноразмерных частиц, неучитываемых в итогах геологоразведочных работ.

3. Создание и практическая реализация новых физико-технических и физико-химических геотехнологий, исключающих потери и разубоживание, увеличивающих таким образом «полезную» сырьевую базу, практически равную разведанным геологическим балансовым запасам. Физико-химические геотехнологии, в свою очередь, позволят объединить в одну, производственный процесс добычу и обогатительный передел.

Кроме того, физико-химические геотехнологии позволят увеличить извлекаемые запасы металлов, превысив утверждённые, за счет снижения бортового содержания. Новые технологии минералургии увеличат их за счет снижения минимального промышленного содержания.

4. Технологическое и организационное обеспечение разработки каждого конкретного месторождения на уровне проектирования полным текущим циклом освоения недр.

5. Создание технологий циркулярной экономики с разработкой и достижением экономически эффективного использования металлических отходов однажды добытых металлов многократно.

По всем указанным направлениям предложены технологии, изменены горнодобывающие границы, обеспечивается сохранение природного равновесия недр, приближение к «нулевому углеродному балансу».

Представляемая как научное открытие работа явилась следствием объективно создавшейся проблемы, определяющими факторами которой явились:

1. Реализация потребностей человечества в минеральном сырье в настоящее время обеспечивается ежегодной выемкой из недр около 30 млрд. тонн твердых полезных ископаемых и более 120-150 млрд. тонн пустой породы без учета объемов добычи нефти и газа и использование для собственных нужд, промышленного и сельского хозяйства около 500-600 млрд. $м^3$ воды.

2. На поверхности планеты в районах действия предприятий накапливаются твердые отходы, образованные в процессе добычи и переработки, которые количественно составляют не менее 80-85% от общего объема добычи. Ежегодно происходит с учетом площади карьеров, рудников, и их инфраструктуры вывод из полезного оборота территорий поверхности Земли, равная 4500 $км^2$, или территории мегаполисов с 20-30 млн. населения.

3. В недрах Земли образовались и продолжают образовываться огромные объемы полостей и пустот в виде пройденных горных выработок и отработанного очистного пространства подземных рудников и карьеров на поверхности. В результате коренным образом меняется сбалансированное за предшествующие до вмешательства человека эпохи напряженное состояние массивов, нарушается режим подземных и поверхностных вод, деформируется сама земная поверхность.

4. Нарастающий технологический прессинг на природные экосистемы приводит к их быстрому и часто необратимому разрушению, которое по своим масштабам постепенно принимает глобальный характер. При этом парадоксальность ситуации заключается в том, что прогрессирующая деградация природы происходит на фоне быстро растущих расходов человечества на ее охрану; при этом энергетические ресурсы, необходимые для сохранения природы на современном уровне развития, могут быть получены только путем техногенного разрушения фундамента этой природы – литосферы Земли.

5. В то же время человечество не может существовать без использования минерального сырья во все большем количестве и разнообразии, потому что:

население Земли растет безостановочно;

условия жизни людей улучшаются в материальном плане с достижением обеспеченности на уровне развитых стран и с ликвидацией социального и экономического неравенства;

увеличивается потребность в новых видах ранее неиспользуемых или мало используемых продуктов из минерального сырья.

Складывающаяся негативная обстановка с обеспеченностью цивилизации минеральным сырьем, разрушение природного баланса в устойчивости массива недр, слагающем земную поверхность и невозможность существования человеческого общества без добычи и переработки минерального сырья явились причиной возникновения задачи поисков источников сохранения и расширенного воспроизводства ресурсной базы недр.

Срок принятия таких решений не должен превышать срока смены одного поколения, учитывая необходимость проведения огромного комплекса научно-исследовательских и практических работ по созданию минерально-сырьевой базы в новом толковании и полное исчерпание запасов традиционных полезных ископаемых до конца XXI века.

Месторождения полезных ископаемых в традиционном толковании формируются в течение времени, продолжительность которого соизмерима с геологическим временем образования различных комплексов горных пород.

Принято считать в таких случаях недра в большей или меньшей степени, а иногда и полностью исчерпанными. Такой вывод делается на основе того, что геологическое время неизмеримо больше, чем исторически оцениваемый период жизни человечества. Такая точка зрения не может быть принята,

поэтому поиск имеющихся в природе закономерностей существования скоплений химических элементов, которые можно использовать как полезные ископаемые, являются задачей глобальной значимости.

Развивая в практическом ключе изложенное, нами на основе совокупного изучения химического и минералогического состава горных пород и объективно существующих закономерностей в зависимости от формирующих их геологических процессов, происходящих в определенных физико-химических условиях и явлениях, их сопровождающих, предложено формировать минерально-сырьевую базу полезных ископаемых, обеспечивающих нужды мирового сообщества в современных условиях на новой основе.

Теоретическая база, определившая целенаправленность наших поисков и формулировку основ воспроизводства минеральных ресурсов в новом толковании, сформулирована акад. К.Н. Трубецким «Мерой наукоемкости для горного производства должна стать и степень осуществления разнообразных ресурсовоспроизводящих технологий воздействия на минеральную среду. Именно они призваны сейчас обеспечить «рекультивацию» недр в пространственных границах преобразуемого участка литосферы с учетом его свойств, требований и экологических нормативов. В этих технологиях должны быть использованы новые знания о свойствах природных и техногенных геосистем».

Формирование же новой ресурсной базы природными геологическими процессами определено Н.П. Лаверовым: «Частное в горных науках выражается в том, что само преобразование недр осуществляется в историческом, а не в геологическом масштабе времени». Нами данная концепция трактуется как необходимость создания практической технологической возможности преобразования в течение жизни одного поколения, т.е. в историческом масштабе, георесурсов недр в любом его содержимом в полезные товарные продукты.

Акад. Овчинниковым Л.Н. была определена прямая связь между кларками, суммарными запасами металлов и минимальными промышленными содержаниями металлов сидерофильно-халькофильной и литофильной групп. На основании распределения этих элементов и результатов полного регрессионного анализа получены оценки их взаимозависимости.

На основании определения указанных соотношений в рудных месторождениях для 35 металлов и для B, S, P и F выведена формула $\sum Q=KA$, где K среднее содержание элементов в земной коре, или «кларк» по А.П. Виноградову, %; A - средний коэффициент пропорциональности, равный $2{,}8\cdot10^{10}$ при точности 0,58 и стандартным отклонении 3,18. Отсюда суммарные мировые запасы в месторождениях выражается формулой

$\sum Q=K[(2{,}8 \pm 0{,}6) \pm 6{,}4] \cdot 10^{10}$ тонн.

Исходя из поставленной задачи и изучив эмпирическую формулу акад. Овчинникова Л.Н., считаем, что:

1) суммарные мировые запасы зависят не только от коэффициента корреляции. Наоборот, коэффициент корреляции является производной от величины минимального промышленного содержания, которое, в свою очередь, зависит от уровня развития минералургии во всем своем технологическом разнообразии и от потребностей рынка, диктующих цены. При этом рынок сможет диктовать цены до определенного исторического времени в зависимости от горногеологических и горнотехнических условий добычи и переработки и от потребности в каждом производимом химическом элементе;

2) Сама формула не может считаться в настоящее время достоверной, так как практически запасы всех химических элементов значительно превосходят расчётное. Такую разницу можно объяснить двумя причинами:

- кларки были определены недостаточно точно и нуждаются в перерасчёте;
- формула акад. Л.Н. Овчинникова сама нуждается в корректировке.

В этой связи есть одно важное объяснение расхождений в оценке кларков. Вполне вероятно, что спектральные анализы солнечного излучения и определение содержаний химических элементов грешат ошибками из-за отсутствия в них данных по содержанию их в частицах размерами микро- и наноуровне.

3) зависимость величины суммарных мировых запасов от кларка, сохраняя свое первостепенное и корректное значение для оценки запасов металлов в земной коре, должна подвергаться корреляции с учетом указанных условий;

4) принимая максимальную глубину горных работ по изъятию химических элементов из массива горных пород (традиционной добычей или другими способами), зависящую от антропогенных и технических

возможностей, $H_{АТВ}$ = 5 км, мы можем рассчитать прогнозируемые запасы их в континентальной части земной коры в пределах от поверхности до этой глубины;

5) установленная закономерность между запасами металла в месторождениях и его средним содержанием в земной коре может быть использована для прогнозной оценки запасов не только земной коры в целом, но и ее отдельных представительных участков по отдельно взятому государству, рудным провинциям и отдельным рудным формациям, а также с учетом генетических связей по дифференциации химических элементов в зависимости от дифференциатов;

6) скорость химических реакций, способствующих и создающих рудообразующий процесс, чрезвычайно мала и сопоставима с длительностью ведущего геологического процесса и отдельных его стадий и этапов. Отсюда следует, что в историческом масштабе ожидание сбора и мобилизации металлов для переноса рудного вещества в области рудоотложений в историческом отрезке времени бесполезно, т.е. не приходится говорить о восполнении запасов в результате процесса природного рудообразования в традиционные месторождения;

7) сравнение данных о суммарных мировых запасах и ценах на мировом рынке, приведенных в изученной литературе с информацией за 2018-2020 гг. и о величине кларков из различных источников показывает изменения в некоторых случаях кларков и во всех случаях данных о запасах и мировых ценах. Эти факты говорят, во-первых, о значительной научной работе по постоянному уточнению величины кларков; во-вторых, об интенсивных геологоразведочных работах, проводимых во всем мире с применением новых технологий; в-третьих, о влиянии рынка на цены металлов в связи с ростом и изменениями спроса на металлы и в зависимости от инфляции; в-четвертых, о необходимости проверки и постоянного уточнения среднего коэффициента пропорциональности, точности и стандартного отклонения.

На основании такого сравнительного анализа можно сделать заключение, что эмпирическая формула Л.Н. Овчинникова оправдана для применения в 1987-1988 гг., но она дает ошибочные результаты в 2020-2021 гг., сохраняя свою логику. Такая тенденция, видимо, сохранится до тех пор, пока не будут достигнуты возможные практические пределы по запасам и по минимальному промышленному содержанию.

- Как уже сказано, объем учитываемого в балансе как полезное ископаемое химического(их) элемента(ов) будет зависеть от принятого рентабельного уровня минимального промышленного содержания. Оно будет зависеть от создания работоспособных новых технологий добычи (можно в будущем сказать «изъятия в растворе без нарушения целостности массива») и переработки, а также использования как полезного сырья всей добытой массы с разделением ее на компоненты, что позволит снизить резко себестоимость добычи за счет полной валовой выемки и полной безотходной переработки. Этот факт будет ограничивать использование запасов континентальной коры и устанавливать очередность ввода в эксплуатацию в зависимости от технико-экономических возможностей.

- Исходя из этого условия, объектом недропользования будут участки первичных и вторичных ореолов по формам миграции и отложения химических элементов в латеральной (субгоризонтальной) зональности, в зональности околорудного изменения пород в гидротермальных системах, в широтной геохимической зоне на земной поверхности и в вертикальной зональности, связанной с изменением химического состава и свойств в субвертикальном направлении, характерной для рудных жил, коры выветривания.

- Отдельно следует учитывать и использовать понятия о техногенных геохимических аномалиях, техногенных ореолах рассеяния, техногенных барьерах, а также модель техногенной миграции, связанной с техногенными ландшафтами и геохимией городов.

Таким образом, запасы минеральных ресурсов нового типа, которые человечество создает в связи с полным исчерпанием запасов в месторождениях полезных ископаемых, разведанных и переданных в эксплуатацию в соответствии с общепринятой ныне трактовкой, будут слагаться определением объектов недропользования из практического использования закономерности зависимостей накоплений химических элементов природного и техногенного характера.

При этом предел содержаний химических элементов в горной массе минерального сырья, учитываемой как запасы нового типа, будет определяться технико-экономическими расчетами конечной совокупной эффективности затрат на поиски, определение количественно-качественных характеристик, добычи и переработки.

Запасы металлов, которые восполняют минерально-сырьевую базу как в традиционных месторождениях,

так и нового типа, создаваемых в результате нашего открытия, будут увеличены применением нами же геотехнологий минералургического решений.

Добыча горной массы, которую мы можем на первом этапе реализации идеи нашего Открытия называть «рудой нового типа», будет осуществляться:

- открытым способом с полной валовой выемкой с полной безотходной переработкой до максимально возможной глубины, зависящей от возможности отработки открыто-подземным ярусом (ОПЯ) части запасов между открытым и подземным способами;

- подземным способом ниже ОПЯ со вскрытием на полную глубину распространения химических элементов и отработкой снизу вверх восходящим методом с полной валовой выемкой с полной безотходной переработкой и полной закладкой очистного пространства, оставляемой ниже фронта горных работ;

- выщелачиванием химических элементов в горной массе без нарушения целостности массива их накопления и транспортом выщелоченных растворов на поверхность для коллективно-селективного осаждения полезного продукта (или организацией этих процессов в подземных условиях);

- с применением различных вариантов, сочетающих указанные выше способы, в зависимости от горногеологических условий и результатов технико-экономического анализа на уровне ТЭО и Финансово-экономических моделей (ФЭМ).

Развитие выщелачивания полезных компонентов избирательно созданными для этого реагентами непосредственно из массива будет включать в себя объединение процесса изъятия их из подземного массива недр с процессом минералургии в один производственный процесс добычи и обогащения без затрат на буровзрывные работы, на погрузку и транспорт, на строительство традиционных обогатительных фабрик с хвостохранилищами.

Статья и заявка на научное открытие снабжены графиками, таблицами, формулами и библиографией.

ПРИМЕНЕНИЕ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ В СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ БЛОКОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ УРАНА «СЕМИЗБАЙ»

Алтынбек А.Д., Карамендин Е.Д., Даулетин Е.М.
ТОО «Семизбай-U», г. Астана, Казахстан

Аннотация

Скважина - единственная горная выработка, предоставляющая всю горно-геологическую информацию о недрах в методе подземного скважинного выщелачивания урана и других полезных ископаемых. Также со скважиной связан весь жизненный цикл отработки рудной залежи. В связи с этим принимаемые организационно-технические решения по качеству, назначению скважины в период ее сооружения являются весьма важными звеньями в выборе схемы вскрытия технологических блоков.

Вне зависимости от схемы вскрытия решения о завершений сооружения пилот-скважины до технологической, напрямую связаны с данными геофизических исследований скважин, такие как: метропроцент, содержание урана в руде определяемые по данным гамма-каротажа и Крр, и пр.

В данной работе представлены результаты внедренных технических решений касательно сооружения скважин признанные в качестве объектов интеллектуальной собственности. Поднятые авторами идеи подтверждены патентом на Полезную модель № 6772 «Способ вскрытия рудных тел» и патентом на Изобретение Республики Казахстан № 35682 «Способ вскрытия рудных тел при подземном скважинном выщелачивании металлов». Основные сведения начиная от идеи до внедрения изложены в настоящем докладе.

Ключевые слова: скважина, пилот-скважина, ячейка, блок, схема вскрытия, месторождение

Введение

Месторождение урана «Семизбай» расположено на границе двух областей: Акмолинской и Северо-Казахстанской. Как геологические, так и технологические блоки гидрогенного месторождения «Семизбай» характеризуются сложным разрезом. Промышленное оруденение многоярусно. По площади распространено сложно и прерывисто. Рудные залежи представляют серию сближенных рудных тел с неравномерной урановой минерализацией.

Сложность геологических и технологических условий месторождения «Семизбай» отрабатываемый методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) требуют применения современных высокочувствительных методов контроля и анализа множественных факторов в процессе сооружения скважин, как в пространстве, так и в оценке первичных геологических характеристик.

Существующие схемы вскрытия сложного месторождения как „Семизбай“ не всегда отвечали полноте отработки балансовых запасов. При значений метропроцента менее 0,04 определяемый в пилот-скважине, данная скважина исключалась из схемы вскрытия технологического блока, хотя в последствий вскрытие смежных скважин позволяла включить ранее икслюченную скважину в схему вскрытия ячейки и блока. Тем самым нарушался целостностный подход в отработке блока, т.к. ячейки получались не оконтуренными либо сооружалась новая скважина.

Анализ схем вскрытия показал возможность временной консервации пилот-скважины, до момента получения геофизических данных по смежным скважинам ячейки. Данный подход и применние технических решений позволил экономить средства на горно-подготовительтные работы при вскрытий блоков месторождения „Семизбай“.

Внедренные технологические решения в схеме вскрытия блоков

Добычной единицей технологического блока принято считать ячейку состоящей из одной откачной скважины и нескольких закачных скважин пространственно оконтуривающие данную ячейку. При соблюдении полноты пространственного оконтуривания технологической ячейки возникают оптимальные условия, обеспечивающие соответствующее извлечение подсчетных запасов урана. Как правило, количество добычных ячеек соответствуют количеству сооруженных откачных скважин.

Главным критерием принятия решения о сооружении технологической скважины является значение минимального, кондиционного метропроцента определяемый по данным ГИС. На месторождении «Семизбай» это значение составляет – 0,040%. Практически, полученные по пилот-скважине граничные значения метропроцента, т.е. от 0,0250 до 0,0350% служилой основой для, того, чтобы переводить данную скважину в разряд эксплуатационно-разведочной, и пилот-скважина исключалась из схемы вскрытия ячейки. В некоторых случаях получалось так, что из-за не сооруженной закачной скважины (по значению

метропроцента 0,025-0,035% по пилот-скважине), особенно краевые ячейки оставались пространственно не оконтуренными. Это обстоятельство теоретически приводит к неэффективному управлению потоками растворов и созданию сложной гидродинамической обстановки. Последствиями могут быть: потери серной кислоты, недоизвлечение урана с ячейки, нарушения геотехнологических параметров скважин (дебит, приёмистость, Ж:Т, содержание урана в ПР), нарушение проектных сроков отработки.

Проведенный анализ показал, что таких примеров на месторождении «Семизбай» было насчитано – не менее 50-ти. Хотя по данным ячейкам были достигнуты проектные показатели по извлечению подсчитанного количества урана, сроки отработки были увеличены до 1,5 раз и имели место перерасход серной кислоты на выщелачивание.

Нами были предложены идеи по исключению сооружения лишних эксплуатационно-разведочных скважин, временной консервации пилот-скважин с граничными значениями метропроцента (0,0250-0,0350%) с последующим их завершением в качестве технологических либо перевода их в разряд эксплуатационно-разведочных по мере определения метропроцентов по смежным скважинам.

Проведенный патентный поиск показал, что аналоги и прототипы имеют такие недостатки, как: недостаточное извлечение полезных ископаемых вследствие наличия застойных зон в рудном теле, неэффективность вскрытия и отработки рудных тел при подземном скважинном выщелачивании, нерациональное расходование средств на горно-подготовительные работы и на сооружение скважин.

В результате внедрения идеи временной консервации пилот-скважин были достигнуты результаты в повышении степени извлечения урана за счет обеспечения полноты оконтуривания ячеек, исключения сооружения лишних эксплуатационно-разведочных скважин, обеспечение полноты вскрытия запасов заключенных в недрах.

Результат был достигнут на скважинах № 80-1-8 и № 80-3-8 способом вскрытия рудных тел на блоке № 80 в 2019г., предусматривающие вскрытие рудных тел закачными и откачными скважинами с расположением скважин по линейной схеме. После вскрытия скважин ячейки пилот-скважинами по заданной первоначальной схеме определяли их геологические характеристики, устойчивость пород по всему вертикальному разрезу. Пилот-скважину при граничных значениях метропроцента по урану менее кондиционного 0,0400 %, переводили на временную консервацию. По рудоносности пласта и литологическим характеристикам пород определяли гипсометрическую связь между закачными и откачными скважинами в ячейке. Затем проводили моделирование вскрытия ячейки, технологического блока с расположением фильтровой части пилот-скважин с учетом их гипсометрической связи, после завершали сооружение технологических скважин.

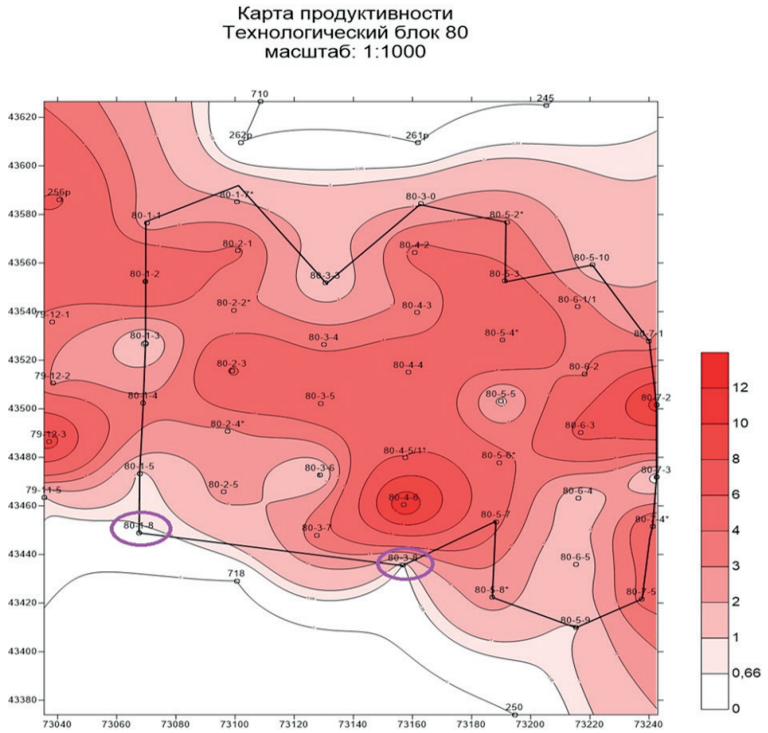


Рисунок -1 – Пример оконтуривания ячеек откачных скважин № 80-2-5 и № 80-4-6 на блоке № 80

Как видно на рисунке 1 за счет сооружения закачной скважины № 80-1-8 с метропроцентом 0,0360 % в пилот-скважине было обеспечено пространственное оконтуривание ячейки откачной скважины № 80-2-5 блока № 80. За период эксплуатации откачной скважины № 80-2-5 была обеспечена проектная степень извлечения, т.к. примененная схема позволила вовлечь в отработку северо-западную часть ячейки.

В случае сооружения закачной скважины № 80-3-8 (рисунок 1) с метропроцентом 0,0325 % было обеспечено пространственное оконтуривание ячейки откачной скважины № 80-4-6 блока № 80. За период эксплуатации откачной скважины № 80-4-6 также была обеспечена проектная степень извлечения, т.к. примененная схема позволила вовлечь в отработку северо-западную часть ячейки.

В обоих случаях была применена идея консервации пилот-скважины с граничным метропроцентом и достигнут положительный эффект.

В другом примере для полной отработки добычной/технологической ячейки скважин № 91-2-4-3 и № 91-2-6-5 и создания приемлемых технологичных условий (исключения разубоживания пластовыми водами и отработки запасов) на площади между закачными скважинами № 91-2-5-4 и № 91-2-5-6 завершили сооружение пилот-скважин № 91-2-5-5 и № 91-2-4-4. В готовом стволе всех остальных пилот-скважин проводили разбурку и посадку обсадной колонны согласно схеме вскрытия блока № 91-2 в его центральной части.

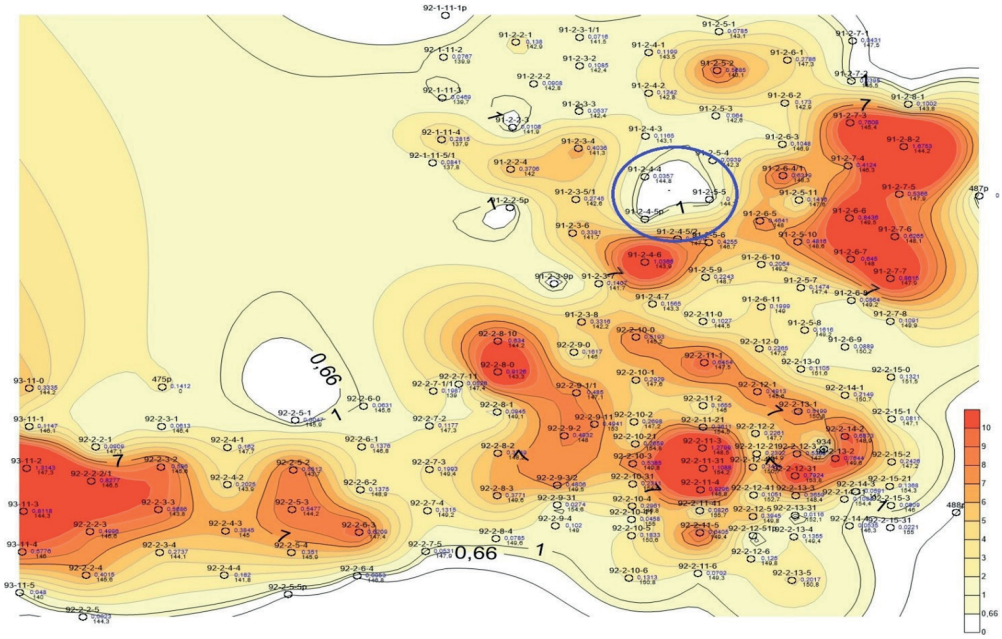


Рисунок -2 – Пример оконтуривания ячеек откачных скважин № 91-2-4-3 и № 91-2-6-5 на блоке № 91-2

Как показано на рисунке 2, при сооружении блока № 91-2 при известных метропроцентах в 0,0000 и 0,0360 соответственно в скважинах № 91-2-5-5 и № 91-2-4-4 (временно консервированные пилот-скважины) не были известны метропроценты смежных откачных скважин. По мере того, как были определены кондиционные содержания по откачным скважинам № 91-2-4-3 и № 91-2-6-5 было принято решение завершить временно консервированные скважины № 91-2-5-5 и № 91-2-4-4 в качестве закачных. Внедрение данного способа вскрытия блока № 91-2 дали положительные эффекты, заключающиеся в обеспечении полноты вскрытия запасов при проведении ГПР -2022 и в улучшении управления геотехнологическим процессом в центральной части технологического блока № 91-2.

Заключение

Патент на Полезную модель № 6772 «Способ вскрытия рудных тел» и патент на Изобретение Республики Казахстан № 35682 «Способ вскрытия рудных тел при подземном скважинном выщелачивании металлов» внедрены на месторождении «Семизбай» и успешно используются. Заинтересованные лица могут обращаться в ТОО «Семизбай-U» - Патентообладателю.

Список использованных источников

1. Патент на Полезную модель № 6772 «Способ вскрытия рудных тел» опубликован 24.12.2021г. в Бюллетене № 52 РГП «НИИС».

2. Патент на Изобретение Республики Казахстан № 35682 «Способ вскрытия рудных тел при подземном скважинном выщелачивании металлов» опубликован 27.05.2022г. в Бюллетене № 21 РГП «НИИС».

РАЗДЕЛ II
ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНА

ПОЛУЧЕНИЕ ЗОУ СПОСОБОМ АММИАЧНОГО ОСАЖДЕНИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ»

Дуленин А.П.[1], Березовский А.В.[1], Принзин Н.А.[2], Пирматов А.Э.[1], Копбаева М.П.[1], Сайдуллаева С.А.[1], Бердыхалых А.[1], Амагов Х.Р.[1], Тимаков А.С.[2]
[1]ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан
[2]Корпорация «Казахмыс Смэлтинг», г. Жезказган, Казахстан

На сегодня некоторые добычные предприятия АО «НАК «Казатомпром» в своей технологии используют метод пероксидного осаждения урана. Этот метод в технологии урана относится к аффинажу. При пероксидном осаждении уран хорошо очищается от бора; также хорошо отделяются элементы редких земель и некоторые металлы (хром, никель, марганец, кобальт, медь бериллий). В то же время это тонкий, деликатный и капризный процесс. Кроме того, перекись водорода дорогой, неустойчивый во времени и при повышении температуры реагент.

В настоящее время отмечается существенное увеличение стоимости каустической соды и пероксида водорода, что ведет к росту себестоимости готовой продукции при производстве закиси-окиси урана (ЗОУ). Для снижения себестоимости представляется актуальным изучение возможности применения в технологическом процессе осаждения ХКПУ менее дорогостоящих реагентов, например аммиачной воды.

Результаты лабораторных и опытно-промышленных испытаний, проведенных специалистами ТОО «ИВТ» на производственных площадках рудников АО «НАК «Казатомпром», позволили выявить ряд трудностей, возникающих при осуществлении процесса аммиачного осаждения:

1. Высокое содержание серы в готовом продукте;
2. Образование труднофильтруемых осадков полиуранатов аммония (ПУА).

Настоящая работа направлена на поиск технологических решений, позволяющих получить готовую продукцию, удовлетворяющую требованиям стандарта СТ РК 1909/СТ РК 2573 по содержанию серы и других примесей.

Эксперименты по установлению оптимальных режимов аммиачного осаждения были проведены из товарного десорбата (ТД) одного из рудников АО «НАК «Казатомпром». Испытания проводились методом сливания аммиака в заданный объем ТД. Химический состав товарного десорбата представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав ТД

Элемент	U	NO_3^-	SO_4^{2-}	H_2SO_4	Fe общ.	P	Cl^-	pH
Концентрация, г/дм^3	99,00	10,14	130,08	33,00	н/о	0,0088	5,74	0,40

Аммиачное осаждение проводили при следующих значениях pH: 6,0; 6,5; 7,0; 7,5; 8,0. Время осаждения составило 3 часа. В процессе испытаний каждый час отбирали по 20 см^3 пульпы для анализа урана в маточнике осаждения. После проведения процесса осаждения пульпу фильтровали, промывали технической водой при Т: Ж = 1: 3. Маточник промывки анализировали на содержание урана. Влажный кек высушивали в сушильном шкафу до постоянной массы осадка, определяли влажность кека и анализировали на содержание урана и серы. В таблице 2 представлены анализы маточников осаждения на содержание урана в зависимости от pH и времени. В таблице 3 представлены результаты анализов ПУА на содержание урана и серы.

Таблица 2 – Результаты анализов маточников аммиачного осаждения на содержание урана

pH	Маточник осаждения (1 час), мг/дм^3	Маточник осаждения (2 часа), мг/дм^3	Маточник осаждения (3 часа), мг/дм^3	Маточник промывки, мг/дм^3
6,0	4,6	4,4	4,5	11,5
6,5	3,0	3,3	3,4	5,3
7,0	2,8	2,8	2,4	0,7
7,5	2,3	2,6	2,6	8,2
8,0	1,8	1,8	2,0	7,1

Таблица 3 – Результаты химического анализа ПУА

pH	Содержание U,%	Содержание S,%
6,0	66,64	4,61
6,5	70,05	2,79
7,0	70,59	2,65
7,5	71,05	2,10
8,0	72,61	1,95

Согласно полученным данным по кинетике осаждения, можно сделать вывод, что для полноты осаждения урана достаточно 1 часа. Концентрация урана в маточнике осаждения не превышает 5 мг/дм^3. Степень извлечения урана в осадок ПУА составляет 99,99%.

Из таблицы 3 видно, что при увеличении водородного показателя происходит увеличение содержания урана в ПУА и уменьшение содержания серы. Однако даже при pH = 8,0 содержание серы в осадке высокое – 1,9%, при регламентированном содержании не более 1% [1].

Таким образом, процесс осаждения урана методом вливания аммиака в раствор ТД не позволяет получить ПУА с низким содержанием серы. Стоить отметить, что фильтрация осадка ПУА от маточного раствора осуществлялась очень затруднительно. Известно, что загрязнение готовой продукции серой обусловлено образованием двойных солей уранила при осаждении урана в слабокислой области из концентрированных сернокислых растворов [2], а также осадки, полученные методом вливания аммиака в заданный объем ТД, получаются аморфные и труднофильтруемые.

Таким образом, для получения осадков с минимальным содержанием серы необходимо организовать процесс аммиачного осаждения, минуя пребывание реакционной среды в слабокислой области. Такой процесс можно организовать путем вливания заданного объема товарного десорбата и аммиака в буферную смесь, имеющую постоянное значение водородного показателя.

Метод последней капли, или буферный основан на том, что растворы осадителя и осаждаемого вещества сливают одновременно в третий (буферный) раствор с заранее заданными характеристиками (например, определенное значение pH). Пересыщение в этом случае невелико, так как состав буферного раствора остается постоянным в течение всего процесса осаждения. Кроме того, здесь используется в максимальной степени эффект «затравки» – постепенного наращивания осаждаемого вещества на первичных кристаллах [3]. При этом можно организовать непрерывный процесс.

Буферный метод аммиачного осаждения осуществляли следующим образом: в реактор объемом 2 дм^3 заливали 0,3 дм^3 технической воды (pH = 7). Далее осуществляли дозирование 0,9 дм^3 ТД и аммиака, поддерживая постоянный pH в диапазоне: 6,3–6,6; 6,8–7,2; 7,6–8,0. Температура исходного ТД – 25 ^{0}С. В таблице 4 представлены результаты анализа ПУА на содержание урана и серы,

Таблица 4 – Зависимость чистоты осадка ПУА от значения диапазона водородного показателя при осуществлении процесса аммиачного осаждения буферным методом

Диапазон pH	Содержание S в ХКПУ, %	Содержание U в ХКПУ, %
6,3–6,6	1,231	74,19
6,8–7,2	0,7986	75,22
7,8–8,2	2,2620	69,28

Из таблицы 4 видно, что оптимальным диапазоном pH аммиачного осаждения буферным методом является: 6,8–7,2, так как при этом диапазоне получаются осадки с высоким содержанием урана и низким содержанием серы

В таблице 5 представлены сравнительные показатели аммиачного осаждения урана разными методами.

По данным таблицы 5 видно, что буферный метод осаждения позволяет получить легко фильтруемые осадки с минимальным содержанием серы. Производительность фильтрации ПУА, полученного методом одновременного сливания в буферный раствор, практически на порядок выше, чем фильтрация осадка, полученного при подаче аммиачной воды непосредственно в десорбат, и не зависит от времени проведения процесса осаждения. В маточных растворах содержание урана составляет не более 2 мг/дм^3, что соответствует степени извлечения урана более чем 99,99%.

Таким образом, на основании экспериментальных данных были выбраны следующие оптимальные условия получения полиуранатов аммония:

1. Осаждение урана методом одновременного сливания аммиака и ТД в буферный раствор в диапазоне pH = 6,8–7,2
2. Время осаждения урана – 1 час
3. Температура исходного ТД – не менее 25 ^{0}С

Таблица 5 – Сравнительная таблица осаждения полиуранатов методом вливания аммиака в ТД и методом сливания осадителя и товарного десорбата в буферный раствор

Показатели	Прямая подача NH_4OH (25%) в десорбат ТОО Каратау					Буферный метод
	pH осаждения					
	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0	7,0
Время осаждения, час	3	3	3	3	3	1-3
Температура исходного ТД, ^{0}С	25	25	25	25	25	25
Содержание урана в маточнике осаждения, мг/дм^3	4,6 (1час) 4,4 (2час) 4,5 (3час)	3,0(1час) 3,3 (2час) 3,4 (3час)	2,8 (1час) 2,8 (2час) 2,4 (3час)	2,3 (1час) 2,6 (2час) 2,6 (3час)	1,8 (1час) 1,8 (2час) 2,0 (3час)	1,9 (1час, 25^{0}С) 1,9 (2часа, 25^{0}С) 5,6 (3часа, 25^{0}С)
Маточник промывки при времени осаждения 3 часа, мг/дм^3 (Т: Ж=1:3)	11,5	5,3	0,7	8,2	7,1	5,6 – 25^{0}С
Объем исходного десорбата, дм^3	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3	0,9 (объем буферного р-ра 0,3)
Влажность осадка,%	38,41	54,85	54,47	54,08	54,35	47,29 (3 часа) 49,50 (2 часа) 44,88 (1 час)
Производительность фильтрации, т/м^2*час	0,0765	0,0132	0,0163	0,0228	0,0291	0,1769 (3 часа) 0,1768 (2 часа) 0,1751 (1 час)
Содержание U в осадке,%	66,64	70,05	70,59	71,05	72,61	75,57 (3 часа) 75,32 (2 часа) 75,79 (1час)
Содержание S в осадке,%	4,61	2,79	2,65	2,10	1,95	0,78 (3 часа) 0,62(2 часа) 0,66 (1 час)

Полученный по оптимальным условиям осадок ПУА был прокален в муфельной печи при температуре 850 ^{0}С в течение 1 часа. В таблице 6 представлены результаты анализа ЗОУ на соответствие требованиям стандарта СТ. РК 1909/СТ. РК 2573.

Таблица 6 – Результаты анализа ЗОУ на соответствие требованиям стандарта СТ РК 1909/СТ РК 2573.

Анализ ЗОУ на содержание урана,% и примесей,% к урану	**ЗОУ, полученная в лаборатории**	**Норма по СТ РК 1909-2017**
U	84,05	> 65
V	< 0,00005	< 0,06
Mo	0,00052	< 0,10
Zr	0,00105	< 0,01
P	0,031	< 0,10
B	0,0001	< 0,005
As	0,00591	< 0,05
Cl+Br+I	< 0,05	< 0,05
F	< 0,0025	< 0,01
S	0,003	< 1,00
Ca	0,010	< 0,05
Na	0,029	< 0,50
K	0,001	< 0,20
SiO_2	< 0,01	< 0,50
Th	< 0,00005	< 0,10
Fe	0,001	< 0,15
Углерода в пересчете на CO_3^{2-}	0,048	< 0,2
Ti	0,00024	< 0,01
Mg	0,005	< 0,02

Из таблицы видно, что образец ЗОУ, полученный по разработанной технологии, полностью соответствует требованиям стандарта СТ РК 1909/СТ РК 2573.

На основании экспериментальных данных, полученных в рамках данной работы, можно сделать следующие выводы:

 Процесс аммиачного осаждения урана, осуществляемый буферным методом, позволяет получить ПУА с содержанием серы менее 1%. Полученный данным методом ПУА обладает хорошими фильтрационными характеристиками.

 Определены условия проведения аммиачного осаждения, позволяющие получить готовую продукцию (ЗОУ), которая соответствует стандартам СТ РК 1909/СТ РК 2573:

1 . pH = 6,8–7,2 (буферный метод осаждения)

2 . Температура исходного ТД – 25 ^{0}С

3. Время осаждения – 1 час

4. Промывка осадка при Т: Ж = 1:3

5. Прокалка ХКПУ при температуре 850 ^{0}С

6. Время прокалки – 1 час

Список использованных источников

1. СТ РК 1909-2017. Концентрат урановой руды. Технические условия.
2. Тураев Н.С., Жерин И.И. Химия и технология урана. – М.: ЦНИИАТОМИНФОРМ, 2005. – 195 с.
3. Галкин Н.П., Судариков Б.Н., Технология урана. – М.: АТОМИЗДАТ, 1964. – 190 с.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ПСВ УРАНА ПУТЕМ СУЛЬФИРОВАНИЯ ПЛАСТОВОЙ ОРГАНИКИ СЕРНИСТОЙ КИСЛОТОЙ

Дуйсебаев Б.О., Полиновский К.Д.
ТОО «УКТБ», г. Алматы, Казахстан

1. Роль пластовой органики в формировании экзогенных урановых месторождений песчаникового типа

Все урановые месторождения Казахстана, отрабатываемые методом ПСВ, относятся к песчаниковому типу, причем основным восстановителем и концентратором урана и сопутствующих ценных элементов (Se, Re, Mo, V) является углефицированный растительный *детрит (*УРД), который представляет собой рассеянные в песчанике обугленные растительные чешуйки размером до 1 мм. По химическому составу УРД представляет собой бурый (*суббитуминозный*) уголь [1, 2]. В числе прочих условий, необходимых для формирования кондиционного уранового оруденения, по данным [3], требуется содержание УРД в пласте в количестве не менее 0,05% в расчете на органический углерод ($C_{орг}$). При этом концентрация урана в горнорудной массе (ГРМ) практически на всех песчаниковых месторождениях РК сопоставима с концентрацией $C_{орг}$.

УРД состоит главным образом из *гуминовых веществ* (ГВ), которые по растворимости в водной среде подразделяют на нерастворимый *гумин* и растворимые *гумусовые кислоты*, которые делятся на две группы: *гуминовые кислоты* (ГК), растворимые только в щелочной среде, и *фульвеновые кислоты* (ФК), растворимые в кислой, нейтральной и щелочной среде. Поскольку ФК водорастворимы в широком интервале pH, в составе окисленного УРД они присутствуют в виде солей (фульватов), а также комплексов с кремнекислотой, нерастворимых в среде, близкой к pH-нейтральной [4]. ГК и ФК являются наиболее активными концентраторами урана – именно с ними связано около 80% урана, присутствующего на месторождениях в ураноорганической форме [4–6].

В результате внедрения в водоносный пласт кислородсодержащих подземных вод происходит окисление УРД, в результате чего образуются водорастворимые органические продукты (т.н. *водный гумус*) и углекислота, которые выносятся пластовыми водами. Процесс полного распада ГВ без образования твердого остатка называется *аннигиляцией* (от лат. *annihilatio* – уничтожение). Протекает он в следующем порядке:

гумины → ГК → ФК → водный гумус, углекислота.

Основной структурной составляющей ГК и ФК (мономерным звеном) является т.н. *фенилпропановая единица* (ФПЕ) с молекулярной массой (ММ) 170…200 Да (рисунок 1).

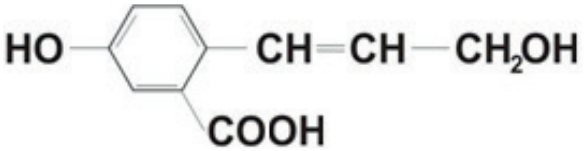


Рисунок 1 – Структурная формула ФПЕ ГК и ФК

Способность ГК и ФК к накоплению урана и ряда других металлов обусловлена наличием в их составе *карбоксильных* –COOH и *гидроксильных* –OH функциональных групп, обладающих ионообменными свойствами (если гидроксилы присутствуют в бензольном кольце, они именуются *фенольными*, если в пропановом «хвосте» – *спиртовыми* $–OH_C$). Карбоксильные группы обладают достаточно сильными кислотными свойствами (pK_a = 2,7…4,8), а фенольные гидроксилы весьма слабыми (pK_a = 8,5…9,2), поэтому карбоксилы сорбционно активны в широком интервале pH, а фенольные гидроксилы – только в нейтральной и щелочной среде. Различие свойств ГК и ФК (в частности, зависимость растворимости от pH) определяется именно преобладанием в составе ФК карбоксилов [4].

Накопление урана на ГК и ФК протекает в две стадии: на первой (протекающей практически мгновенно) происходит сорбция уранил-ионов на карбоксилах, а на второй (протекающей в течение нескольких месяцев) – внутрикомплексное восстановление гидроксилами урана (6+) до урана (4+), причем фенольные гидроксилы окисляются в *хиноидные* группы =O, а спиртовые гидроксилы – в *карбонильные* группы >C=O

[7]. После восстановления урана (6+) до урана (4+) происходит его постепенная изоляция от органики в виде диоксида UO_2 и последующая кристаллизация в форме *настурана* UO_{2+X} (где X = 0,08…0,67) или *коффинита* $U(SiO_4)_{1-X}(OH)_{4X}$ (где X = 0,21…0,45) – в зависимости от того, преобладают ли в УРД фульваты или же комплексы ФК с кремнекислотой.

2. Амбивалентное влияние пластовой органики на процесс ПСВ урана

2.1. Позитивное влияние пластовой органики на процесс ПСВ урана

В процессе ПСВ урана фульваты и комплексы ФК с кремнекислотой в интервале pH = 1…3 переходят в растворимую форму, тогда как ГК, нерастворимые в кислой среде, длительное время остаются нерастворенными [4, 7].

Постепенный переход ГК в раствор связан с тем, что при столь длительном процессе, как ПСВ, они в существенной степени успевают прореагировать с серной кислотой с образованием т.н. *сульфогуминовых кислот* (СГК) – в результате сульфирования водородные группы ГК замещаются *сульфогруппами* – SO_3H [8, 9], которые обладают гораздо более сильными кислотными свойствами, чем карбоксильные, поэтому сульфированные ГК водорастворимы даже в большей степени, чем ФК. Таким образом, органика, присутствующая в составе ПР при ПСВ урана, представляет собой смесь ФК, СГК и их солей. Как показывает опыт, эти вещества оказывают существенное влияние как на процесс ПСВ, так и на последующие переделы.

В начале XXI века на урановом месторождении «Далматовское» (Курганская область РФ) достаточно активно изучалось влияние ФК на процесс ПСВ урана [10-12]. Авторами данных работ было установлено, что в присутствии добавок ФК процесс ПСВ резко активизируется, концентрация урана в ПР возрастала в 1,5…2,5 раза, а расход серной кислоты резко снизился (причем особенно сильный эффект наблюдался на стадии доизвлечения). Однако из-за высокой стоимости ФК (3200 $/т) затраты на реагенты не окупались, и по этой причине были проведены испытания их более дешевого аналога – *лигносульфоната* (ЛСТ), которые также оказались вполне успешными. В связи с этим в 2006 году АО «НАК Казатомпром» поручил Институту Высоких Технологий (ИВТ) провести аналогичные исследования на керновом материале казахстанских месторождений, в ходе которых было установлено, что положительный эффект обусловлен в первую очередь не комплексообразованием (как полагали авторы работ [10–12], а повышением скорости фильтрации ВР сквозь труднопроницаемые прослои глин в присутствии ФК и ЛСТ [13].

При ПСВ урана оптимальной считается скорость фильтрации растворов в интервале 1…10 м/сут. Поскольку скорость выщелачивания пропорциональна квадратному корню из скорости фильтрации [14], при более низкой скорости фильтрации существенно снижается скорость процесса, а при более высокой – снижается концентрация урана в ПР. Следовательно, для интенсификации десорбции урана желательно повысить скорость фильтрации не в пласте в целом, а только сквозь прослои глин, труднопроницаемые из-за склонности к образованию вязких взвесей. При буровых работах для понижения вязкости глинистых растворов широко используются различные реагенты, самый известный из которых – т.н. углещелочной реагент (УЩР) – представляет собой смесь гуматов и фульватов натрия, получаемую путем щелочной экстракции окисленных бурых углей. Большинство других промышленных понизителей вязкости являются продуктами модифицирования ЛСТ (нитрозированный и хлорированный ЛСТ и др.) [15]. Сотрудниками ИВТ был разработан ряд способов модифицирования ЛСТ, резко повысивших его эффективность в качестве интенсификатора процесса ПСВ урана [13].

При более поздних исследованиях автором данной работы был обнаружен еще один фактор влияния ФК на процесс ПСВ: побочным продуктом выщелачивания коффинита является ортокремниевая кислота (ОКК), которая обладает невысокой растворимостью в воде (около 60 мг/дм^3) и может пассивировать поверхность коффинита. Поскольку в кислой среде ФК образуют с ОКК водорастворимые комплексы [4], весьма вероятно, что присутствие ФК в ВР устраняет пассивацию коффинита кремнекислотой.

2.2. Негативное влияние пластовой органики на процесс ПСВ урана

Несмотря на то, что ФК и ЛСТ весьма эффективно интенсифицируют процесс ПСВ, промышленного применения в ПСВ урана они не получили, поскольку выяснилось, что их использование приведет к возникновению проблем в последующих переделах. Во-первых, присутствие в ПР ФК приводит к отравлению ионитов. Объясняется это тем, что ГК и ФК сорбируются сильноосновными анионитами (эта способность, к примеру, используется при очистке природных вод от ГК и ФК [16]), причем для многих ионитов сорбция эта лишь частично обратима, т.к. механизм сорбции, судя по всему, сильно отличается от ионообменного [17, 18]. Более того, сорбированные на анионите ФК способны, в свою очередь,

сорбировать цветные металлы, причем большей частью необратимо [18]. Во-вторых, та часть ФК, которая способна десорбироваться с ионита, при десорбции загрязняет товарный десорбат (ТД). В случае, если вместо сорбции (либо в дополнение к ней) применяется экстракция, наличие ФК в ВР и ТД приводит к образованию гелеобразной коллоидной межфазной взвеси (т.н. «бороды», или «3-й фазы») [19]. По этой причине «Росатом» принял решение отказаться от промышленного внедрения ФК на «Далматовском».

Что касается ЛСТ, то он сорбируется на ионитах обратимо (причем как на анионитах, так и на катионитах) [15], поэтому его применение не приводит к риску их отравления ионитов [20]. Однако на этапе десорбции ЛСТ, как близкий аналог ФК, несомненно будет переходить в ТД и приводить к его загрязнению. Поэтому в АО «НАК Казатомпром» также было решено отказаться от использования при ПСВ урана ЛСТ и его производных.

Но гораздо более важное негативное воздействие на процесс ПСВ урана оказывает не искусственно добавляемые в ВР, а присутствующие в пласте ФК – по той причине, что их наличие приводит к резкому снижению окислительной способности ПР. Тут следует пояснить, что за единственным исключением (месторождением Семизбай, которое относится к т.н. *базальному* типу), все урановые месторождения РК, отрабатываемые методом ПСВ, относятся к *ролловому* типу. Уран на ролловых месторождениях присутствует как в минеральной форме (главным образом форме коффинита, настурана и *урановых черней*), так и в неминеральной (в виде ураноорганики и сорбатов на глинистых минералах и *гетите* FeOOH), причем одновременно в двух степенях окисления – (4+) и (6+), и соотношение U^{4+}/U^{6+} даже в пределах одного месторождения меняется в очень широких пределах. Уран (6+) успешно выщелачивается даже в слабокислой среде, тогда как для выщелачивания урана (4+) необходимо присутствия в выщелачивающем растворе (ВР) окислителей. В интервале pH = 1…3, наиболее характерном для процесса ПСВ урана, из индивидуальных окислителей наиболее эффективным является железо (3+), а из комплексных окислителей – лишь те, в состав которых опять же входит железо, играющее роль катализатора процесса окисления [21].

При сернокислотном ПСВ урана гетит сравнительно быстро растворяется в серной кислоте, вследствие чего в ПР железо (3+) всегда присутствует в существенном количестве (0,2…2,0 г/дм^3 и выше) и служит естественным окислителем. Немаловажно, что скорость растворения в сернокислотной среде основного уранового минерала – настурана – в очень существенной степени зависит от значения окислительно-восстановительного потенциала (ОВП), причем в интервале ОВП от 400 до 500 мВ наблюдается резкий скачок скорости выщелачивания (см. рис. 2). Значение ОВП, в свою очередь, напрямую связано с соотношением Fe^{3+}/Fe^{2+} в ВР: расчет показывает, что в при данной концентрации серной кислоты значение ОВП, равное 400 мВ, соответствует соотношению Fe^{3+}/Fe^{2+} = 0,065, а 500 мВ – соотношению Fe^{3+}/Fe^{2+} = 3,15. Для коффинита подобной зависимости не наблюдается – для его окисления важна лишь концентрация железа (3+), но не значение ОВП. По этой причине при сернокислотном ПСВ урана важную роль играет как общая концентрация железа в ВР, так и значение соотношения Fe^{3+}/Fe^{2+}.

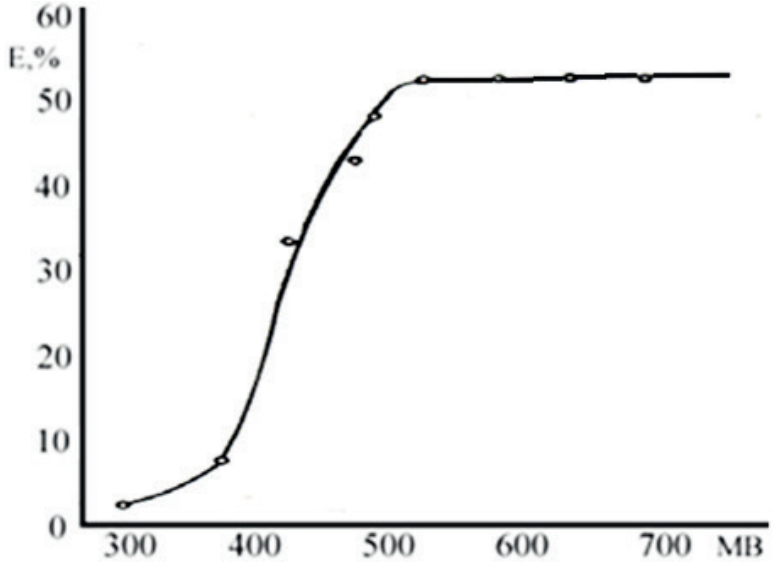


Рисунок 2 – Зависимость степени растворения UO_2 от ОВП (по данным [21])
(состав ВР – 25 г/дм^3 H_2SO_4 + 0,5 г/дм^3 Fe^{3+}, T = 20 ^oC, длительность процесса – 1 час)

Как указывалось выше, накопление урана на ГК и ФК происходит в две стадии: на первой уранил-ионы сорбируются на карбоксилах, а на второй происходит внутрикомплексное восстановление урана (6+) до урана (4+) гидроксилами. По аналогичному механизму ГК и ФК реагируют с железом (3+) – ионы железа (3+) сорбируются на карбоксилах, а затем в течение 1.5…2 месяцев восстанавливаются гидроксилами в железо (2+) [22]. Однако миграционные свойства урана и железа при восстановлении меняются в противоположных направлениях: уран (4+) остается в составе ГК и ФК в виде микроскопических кристаллов настурана либо коффинита, тогда как железо (2+), в отличие от железа (3+), не образует с ГК и ФК прочных комплексов [23], вследствие чего легко десорбируется в раствор.

Специфика ролловых урановых месторождений такова, что легко выщелачиваемые формы железа (2+) и железа (3+) присутствуют в них сопоставимых количествах. Однако, как показано в работе [6], из-за восстановления железа (3+) на УРД соотношение Fe^{3+}/Fe^{2+} в продуктивном растворе (ПР) многократно снижается (как правило, до 0,01…0,10), что приводит к резкому снижению ОВП и, как следствие, скорости выщелачивания урана из настурана и ураноорганики. Анализ механизма взаимодействия УРД с железом (3+), проведенный в работе [24], приводит к выводу, что восстановительная емкость УРД зависит прежде всего от значения ОВП (рисунок 3). При этом из опыта ПСВ урана известно, что на окисление собственно урана расходуется лишь 2…5% от содержащегося в растворе железа (3+), а остальная часть расходуется на окисление содержащегося в пласте УРД.

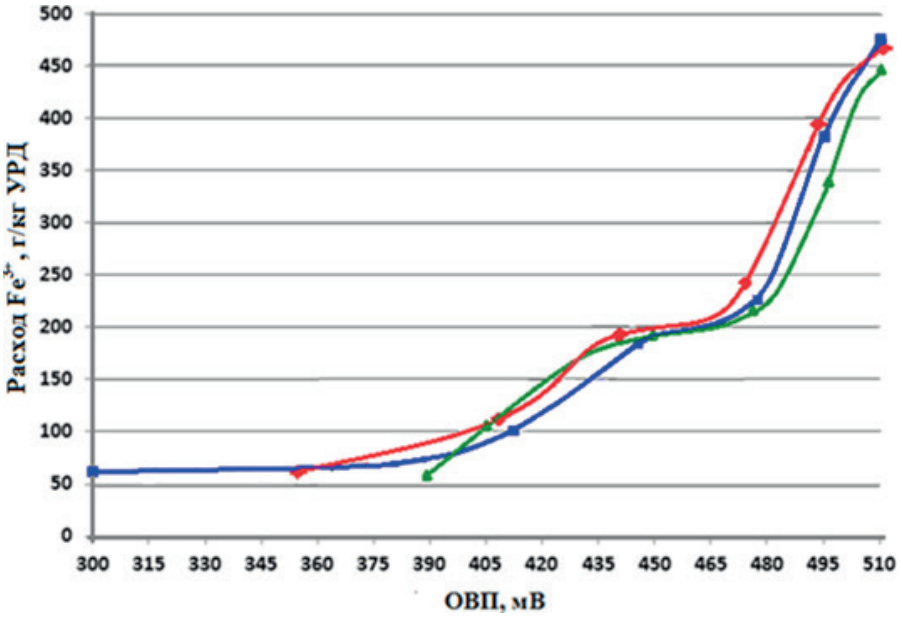


Рисунок 3 – Зависимость восстановительной емкости УРД Далматовского месторождения от ОВП ВР (б) (по данным [22, 24])

В настоящее время для интенсификации процесса ПСВ уран широко применяется регенерация железа (2+) в железо (3+). Однако эффект от регенерации проявляется далеко не сразу, а лишь после того, как содержащийся в пласте УРД будет в достаточной мере окислен железом (3+). Как видно из рисунка 3, при повышении значения ОВП ПР с 400±10 до 510 мВ восстановительная емкость УРД возрастает в 4,2…4,6 раза (с 60…100 до 450…475 г/кг по Fe^{3+}). При этом при кислотности 5 г/дм^3 для получения в растворе соотношения Fe^{3+}/Fe^{2+}, превышающего единицу (т.е. минимально необходимого для скачкообразной интенсификации выщелачивания настурана), расход железа (3+) составит 230…240 г/кг УРД. Поскольку общее содержание железа в ВР обычно не превышает 1 г/дм^3, а содержание УРД в пласте составляет обычно десятые доли процента, его полное окисление занимает достаточно длительное время (как правило, несколько месяцев).

С точки зрения интенсификации процесса ПСВ на месторождениях, где урановая минерализация представлена преимущественно настураном и урановыми чернями, представляется наиболее целесообразным аннигилировать содержащиеся в пласте ГК и ФК еще на стадии закисления, когда содержание железа в ВР близко к нулю. В качестве наиболее экономически целесообразного метода аннигиляции УРД в работе [25] предложено биохимическое окисление органики в рудном пласте азотной кислотой при ПСВ урана на стадии закисления с использованием бактерий-денитрификаторов. Однако, как указывалось в выше, высокое значение соотношения Fe^{3+}/Fe^{2+} необходимо лишь для интенсификации

выщелачивания настурана, тогда как для окисления коффинита важна лишь концентрация железа (3+). При этом, как указано в разделе 2.1, наличие ФК в ВР интенсифицирует процесс выщелачивания урана из коффинита. С учетом того, что почти на всех месторождениях РК, отрабатываемых методом ПСВ, существенная часть урановой минерализации представлена коффинитом, очевидно, что для данных месторождений аннигиляция ГК и ФК в пласте не является оптимальным решением. Один из путей решения данной проблемы рассмотрен ниже.

3. Сульфирование пластовой органики сернистой кислотой с целью интенсификации процесса ПСВ урана

Опыт применения ФК на Далматовском показал, что особенно сильный эффект наблюдался на стадии доизвлечения. Объясняется это следующим образом: ФК эффективно выщелачиваются из УРД еще на стадии закисления, а на стадии активного выщелачивания, когда кислотность ПР максимальна, происходит сульфирование ГК и их вынос в ПР. Таким образом, на этой стадии в ПР содержится большое количество «собственных» ФК и СГК, активно интенсифицирующих процесс ПСВ, поэтому дополнительное введение ФК в состав ВР дает лишь незначительный эффект. На стадии доизвлечения почти все ФК и СГК из УРД уже извлечены, поэтому содержание их в ПР невелико, так что добавка ФК на этом этапе намного более эффективна. Поскольку в процессе ПСВ маточники сорбции доукрепляются кислотой и возвращаются в процесс ПСВ в качестве оборотных ВР (ОВР), отсутствие накопления ФК и СГК в ОВР может быть объяснено только тем, что в сорбционном переделе они почти полностью сорбируются на ионите и не возвращаются в процесс ПСВ.

Таким образом, очевидно, что отказ от использования ФК и ЛСТ в качестве интенсификаторов процесса ПСВ отнюдь не решает проблему отравления ионитов и образования 3-й фазы при экстракции, т.к. в любом случае из содержащегося в пласте УРД в ПР переходит гораздо большее количество ФК и СГК, чем искусственно вводилось в экспериментах. Для решения данной проблемы в работе [26] рекомендовалось разработать технологию очистки ПР от ФК и СГК перед сорбционными переделом для предотвращения отравления ионита и загрязнения ТД, а после сорбционного передела возвращать ее в оборотные маточники сорбции с целью интенсификации процесса ПСВ.

Анализ литературных данных показывает, что очистки ПР наиболее удобными представляются *мембранные* методы (*электрофорез* и *баромембранная очистка*), которые с успехом применяются для очистки растворов от ФК [27]. Баромембранная очистка, в зависимости от размера разделяемых частиц растворенного вещества и, следовательно, структуры используемых мембран, условно делится на следующие виды:

Микрофильтрация. Она производится на мелкозернистом материале (песок, кварц и т. д.) и задерживает частицы размером 0,1…1 мкм и более (крупные коллоиды, взвеси). Рабочее давление 0,06…1 атм.

Ультрафильтрация выделяет из раствора частицы размером 0,01…0,1 мкм, к ним относятся коллоиды, протеины; задерживаются крупные органические молекулы (с ММ свыше 1000 Да). Рабочее давление 1…20 атм.

Нанофильтрация эффективно задерживает компоненты веществ размера 0,001…0,01 мкм, органика с ММ свыше 500 Да. Рабочее давление –3…20 атм.

Обратный осмос применяется для удаления растворенных неорганических солей (10^{-4}…10^{-3} мкм) и органики с ММ менее 500 Да. Рабочее давление – 10…250 атм [28].

Электрофорез отличается от баромембранной очистки только тем, что для выделения из раствора растворенных веществ вместо перепада давления используется электрическое поле, а зависимость размера разделяемых частиц от структуры используемых мембран та же, что и для баромембраной очистки.

При выборе технологии мембранной очистки ПР от ФК и СГК наибольшую роль играет молекулярно-массовый состав органики. Очевидно, что чем выше ММ извлекаемого вещества, тем большим может быть размер пор в мембранах для мембранной очистки – а значит, тем выше производительность и ниже энергозатраты. По данным разных авторов, ММ ГВ составляют от 200 до 200 000 Да [29, 30].

Известно, что ММ закономерно изменяется для ГВ разного происхождения [31, 32]. В частности, для растворенных форм ФК значение ММ составляет 300…17 000 Да, а для ГК – 1000…30 000 Да [30]. В кислой среде ФК деполимеризуются, а в нейтральной и щелочной – полимеризуются: в интервале pH = 2…4 80…90% ФК присутствует в растворе виде мономеров с ММ = 180…320 Да, а оставшаяся часть представлена почти исключительно димерами с ММ ≤ 450 Да (при pH = 3,5 для ФК среднее значение ММ составляет 326 Да), тогда как в интервале pH = 4…11 наблюдается рост среднего значения ММ с 860 до 10 310 Да, причем имеет место линейная зависимость ММ от pH, описываемая уравнением $ММ_{ср}$

= (1350 pH – 4540) Да [33, 34]. При этом для ЛСТ наблюдается противоположная зависимость: в кислой среде (в интервале pH = 2…5) ММ возрастает по мере снижения pH (при pH = 2 в ЛСТ доля фракции с ММ=2 000…30 000 Да составляет 80%) [15]. Поскольку СГК по свойствам должны быть гораздо ближе к ЛСК, чем к ФК и исходным ГК, можно уверенно полагать, что данное правило действует и для них. Поэтому очень важную роль играет соотношение ФК и СГК в составе ПР: описанный в литературе способ баромембранной очистки растворов от ФК применяется только в средах, близких к pH-нейтральным [27], а деполимеризация ФК в кислой среде существенно осложняет его использование.

Из этого следует, что из ПР с pH = 1…3, типичным для ПСВ урана, мембранными методами СГК будут удаляться весьма эффективно, а ФК – наоборот. Если же использовать предварительную нейтрализацию ПР перед мембранной очисткой, то будет иметь место обратная ситуация: ФК будут удаляться, а СГК – оставаться в растворе. Весьма простым и эффективным решением этой проблемы является сульфирование пластовой органики сернистой кислотой и/или ее солями на этапе закисления. Дело в том, что сульфирование органики достаточно эффективно осуществляется только кислотами, находящимися в молекулярной (недиссоциированной) форме. Для серной кислоты значение $pK_{a1} = –3$, $pK_{a2} = 1,9$, т.е. в ПР с pH = 1…3 в молекулярной форме присутствует ничтожно малое количество серной кислоты, так что сульфирование ГК при ПСВ урана протекает крайне медленно (в среднем в течение года). Сернистая кислота, в отличие от серной, довольно слабая ($pK_{a1} = 1,76$; $pK_{a2} = 7,2$), поэтому в ПР с pH = 1…3 в молекулярной форме присутствует 40…98% сернистой кислоты, вследствие чего сульфирование ГК сернистой кислотой протекает быстро (в течение нескольких суток). Еще более важен другой аспект: при сульфировании ароматической органики серной кислотой происходит замещение сульфогруппой водородной группы с отщеплением молекулы воды:

$$Ar–H + H_2SO_4 = Ar–SO_3H + H_2O \quad (1),$$

где Ar – ароматическое ядро.

При сульфировании же сернистой кислотой происходит замещение сульфогруппой не водородной, а гидроксильной группы:

$$Ar–OH + H_2SO_3 = Ar–SO_3H + H_2O \quad (2)$$

Таким образом, СГК, образовавшиеся при сульфировании ГК серной кислотой, сохраняют в своем составе гидроксильные группы и, как следствие, способность восстанавливать железо (3+) в железо (2+), тогда как СГК, образовавшиеся при сульфировании ГК сернистой кислотой, практически полностью теряют гидроксильные группы и, соответственно, восстановительные свойства, а значит, их присутствие в составе ПР не приводит к снижению ОВП.

Наиболее целесообразно проводить сульфирование в самом начале этапа закисления. В этих условиях фульваты еще не успеют перейти в водорастворимую форму, поэтому ФК будут сульфироваться не менее эффективно, чем ГК, образуя сульфофульвеновые кислоты (СФК). Поскольку же ФК и ГК достаточно близки по составу и свойствам, можно уверенно полагать, что для СФК и СГК полимеризация будет протекать в одном и том же интервале pH, что позволит успешно проводить мембранную очистку одновременно как от СГК, так и от СФК.

Таким образом, **сульфирование пластовой органики сернистой кислотой позволяет успешно решить сразу 3 задачи:**

- предотвратить восстановление железа (3+) в железо (2+) за счет замещения гидроксильных групп сульфогруппами;

- обеспечить возможность мембранной очистки ПР одновременно от ФК и СГК и тем самым предотвратить отравление ионитов и загрязнение ТД органикой за счет того, что полимеризация СГК и СФК протекает в одном и том же интервале pH;

- повысить эффективность выщелачивания коффинита и сорбатов на глинистых минералах за счет того, что интенсифицирующие эти процессы СГК и СФК не будут бесполезно теряться в результате сорбции на ионитах, а будут возвращаться в состав ОВР.

Выводы

1. В урановых месторождениях РК, отрабатываемых методом ПСВ, основными восстановителями и концентраторами урана и сопутствующих ценных элементов (Se, Re, Mo, V) являются ГК и ФК, содержащиеся в УРД. При этом восстановительная способность ГК и ФК определяется содержанием в их составе гидроксильных групп.

2. При ПСВ урана недостаточная эффективность применения железа (3+) в качестве окислителя объясняется тем, на окисление урана расходуется лишь 2…5% от содержащегося в растворе железа (3+), а остальная часть – на окисление содержащихся в пласте ГК и ФК.

3. В процессе ПСВ ГК и ФК переходят в состав ПР: ФК – в неизменной форме, а ГК в результате сульфирования серной кислотой преобразуются в СГК.

4. ФК и СГК влияют на кинетику процесса ПСВ амбивалентно: их присутствие в ПР резко снижает скорость выщелачивания настурана и урановых черней, а также приводит к отравлению ионитов и образованию 3-й фазы при экстракции, но в то же время ускоряет выщелачивание урана коффинита и сорбатов на глинистых минералах. Исходя из этого, наиболее целесообразно проводить очистку ПР от ФК и СГК мембранными методами перед сорбционным или экстракционным переделом, а затем возвращать в состав оборотных растворов. Однако мембранную очистку затрудняет тот факт, оптимальные интервалы pH для ее проведения для ФК и СГК существенно различаются.

5. Введение в состав ВР сернистой кислоты на стадии закисления позволяет успешно решить следующие задачи:

- предотвратить восстановление железа (3+) в железо (2+) в ВР за счет замещения гидроксильных групп ФК и ГК сульфогруппами, что позволит резко повысить ОВП ОВР и, как следствие, скорость выщелачивания урана из настурана;

- обеспечить возможность одностадийной мембранной очистки ПР от органики и тем самым предотвратить отравление ей ионитов и загрязнение ТД за счет того, что что сернистой кислотой сульфируются не только ГК, но и ФК, а для продуктов их сульфирования совпадают интервалы pH, оптимальные для проведения мембранной очистки;

- повысить эффективность выщелачивания коффинита и сорбатов на глинистых минералах за счет того, что СГК и СФК не будут бесполезно теряться в результате сорбции на ионитах, а будут возвращаться в состав ОВР.

Список использованных источников

1. Евсеева Л.С. Окислительно-восстановительные свойства осадочных пород. – М.: Атомиздат, 1965. – 68 с.

2. Афанасьев Г.В., Миронов Ю.Б., Пинский Э.М. Новые аспекты формирования урановых месторождений песчаникового типа // Региональная геология и металлогения. – 2014. – № 59. – С. 89–96.

3. Лаверов Н.П., Абдульманов И.Г., Бровин К.Г. и др. Подземное выщелачивание полиэлементных руд / Под ред. Н.П. Лаверова. – М.: Изд. Академии горных наук, 1998. – 446 с.

4. Орлов Д.С. Гумусовые кислоты почв и общая теория гумификации. – *М.*: Изд-во МГУ, *1990.* – 325 с.

5. Геотехнология урана. /Учебное пособие. Под общ. ред. Ю.В. Демехова. – Алматы, «Қазақ университеті», 2017. – 328 с.

6. Манская С.М., Дроздова Т.В. Геохимия органического вещества. – М.: АН СССР, 1964. – 316 с.

7. Андреев П.Ф. и др. О процессах восстановления урана на природных органических соединениях// Геохимия. – 1964. – №1. – С. 16–22.

8. Жамбал Д. Состав и структурные особенности сульфогуминовых кислот // Химия твердого топлива. – 1991. – №2. – С. 70–72.

9. Энхжаргал Б. Разработка технологии получения и применения сульфогуминовых кислот из окисленных бурых углей в процессах дубления кожи и меха. Дисс. … кандидата технических наук. – Казань, 2005. – 154 с. (электронный ресурс http://www.dissercat.com/content/razrabotka-tekhnologii-polucheniya-i-primeneniya-sulfoguminovykh-kislot-iz-okislennykh-buryk?_openstat=cmVmZXJ1bi5jb207bm9kZTthZDE7)

10. Филиппов А.П. и др. Лигносульфонаты – интенсификаторы сернокислотного выщелачивания урана из руд // Из материалов III Международной научно-практической конференции «Актуальные вопросы урановой промышленности», Алматы, 7–9 июля 2004 г. – С. 77–83.

11. Филиппов А.П., Нестеров Ю.В. Лигносульфонат аммония – добавка, интенсифицирующая сернокислотное выщелачивание урана из руд // Химическая технология. – 2001. – №8. – С. 21–25.

12. Шаталов В.В., Филиппов А.П. и др. Полевые испытания сернокислотного подземного выщелачивания урана с использованием лигносульфоната аммония// Химическая технология. – 2001. – №11. – С. 27–30.

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

14. Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К., Абсалямов Х.К. Теория и практика кучного выщелачивания. – Алматы: Ғылым, 1998.

15. Сапотницкий С.А. Использование сульфитных щелоков. – М.: Лесная промышленность, 1981. – 224 с.

16. Славинская Г.В., Селеменев В.Ф., Кузнецова Н.С., Пономарев А.Н., Мерзликина А.А. Равновесие сорбции фульвокислот природных вод анионитами // Вестник Воронежского государственного университета. Серия: химия, биология, фармация. – 2003. – №2. – С. 66–70.

17. Славинская Г.В., *Шапошник* В.А., *Пилкина* О.И. Изменение свойств анионообменной мембраны МА-40 в водных растворах фульвокислот // Химия и технология воды. – 1989. – Т.11. – №9. – С. 813–816.

18. Фокин А.Д. и др. Исследование состава комплексных соединений фульвокислот с железом // Известия *Тимирязевской сельскохозяйственной академии*. – 1972. – №1. – С. 132–137.

19. Мырзакулова Х.Д., Разуваева Т.В., Умбеткулова М.У., Дуйсебаев Б.О., Пирматов Э.А. Применение высших спиртов для снижения образования эмульсии в процессах экстракции урана из сернокислых сред // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – Т.15. – №12. – С. 387–391.

20. Отчет о НИР по теме «Научно-технологическое сопровождение внедрения процесса ПСВ урана с применением перекиси водорода в качестве окислителя» (договор №27-БД-8 от 07.03.2008 г.). ТОО «ИВТ». – Алматы. – 2009.

21. Каневский Е.А. Физико-химические основы выщелачивания урана из руд. Дис. … д-ра технических наук. – М., 1964.

22. Смирнов А.Л., Рычков В.Н., Клюшников А.М. Поведение сопутствующих веществ при выщелачивании урана из руд с использованием окислителя // Сб. трудов VI Междунар. науч.-практ. конф. «Актуальные проблемы урановой промышленности». – Алматы: НАК «Казатомпром», 2010. – С. 152–157.

23. Салаи А. Роль гумусовых кислот в геохимии урана и их возможная роль в геохимии других катионов // тр. геохим. конф. «Химия земной коры», посвященная столетию со дня рождения В.И. Вернадского. – М.: Наука, 1964. – Т. 2. – с. 428–442.

24. Полиновский К.Д. Закономерности влияния растительного детрита на динамику процесса ПСВ урана // Сб. трудов VIII Междунар. науч.-практ. конф. «Актуальные проблемы урановой промышленности», 3-5 августа 2017, Астана, Казахстан. – С. 33–39.

25. Полиновский К.Д. Бактериальное окисление органики в рудном пласте азотной кислотой при ПСВ урана на стадии закисления / Сб. докладов IX Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности». – Алматы, 2019. – С.135–144.

26. Полиновский К.Д. Органика в продуктивных растворах ПСВ урана – вред и польза // Перспективы и технологии для диверсификации деятельности АО «НАК «Казатомпром»: Материалы Международной инновационной школы, 20-22 сентября 2018: Сборник трудов. – Алматы. – с. 81–90.

27. Митченко Т.Е., Светлейшая Е.М. Основные пути повышения эффективности удаления гуминовых веществ из воды методом ультрафильтрации // Вода і водоочисні технології. Науково-технічні вісті. – 2011. – №3. – Т. 5. – С. 16–31.

28. Рябчиков Б.Е. Современные методы подготовки воды для промышленного и бытового использования. – М.: ДеЛи принт, 2004. – 328 с.

29. Данченко Н.Н. Функциональный состав гумусовых кислот: определение и взаимосвязь с реакционной способностью. Дисс... канд. хим. наук. – М.: МГУ, 1997. – 135 с.

30. Perminova I.V., Frimmel F.H., Kudryavtsev A.V., Kulikova N.A., Abbt-Braun G., Hesse S., Petrosyan S. Molecular weight characteristics of humic substances from different environments as determined by size exclusion chromatography and their statistical evaluation. // Environ. Sci. Technol. 2003. V 37. P. 2477–2481.

31. Перминова И.В. Анализ, классификация и прогноз свойств гумусовых кислот. Дисс. … док. хим. наук. – М.: МГУ, 2000. – 359 с.

32. Wilson M.A., Gillam A.H., Collin P.J. Analysis of the structure of dissolved marine humic substances and their phytoplanktonic precursors by ^{1}H and ^{13}C nuclear magnetic resonance. //Chem. Geol. 1983. V. 60. No. 3–4. P. 187–201.

33. Варшал Г.М. и др. Комплексообразование золота (III) с фульвокислотами и геохимическая роль этого процесса. // Геохимия. – 1984. – №3. – С. 413–420.

34. Варшал Г.М. и др. Об ассоциации фульвокислот в водных растворах. // Геохимия. – 1975. – №10. – С. 1581–1584.

РАЗРАБОТКА ИННОВАЦИОННОГО КОМБИНИРОВАННОГО МЕТОДА РЕГЕНЕРАЦИИ СКВАЖИН ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Омаров А.Е., Мырзабек Г.А., Мухамеди М.Е.
ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан

Освоение новых залежей и повышение коэффициента извлечения урана в сложных горно-геологических условиях за счет разработки оптимальных методов восстановления проницаемости закольматированных руд, с учетом геологических особенностей, основанные на широком внедрении специальных химических реагентов, пневмо-гидроимпульсного метода проведения РВР увеличивающие фильтрационные параметры пластов. Совершенствование средств и методов проведения работ по восстановлению проницаемости и эффективному удалению из прифильтровой зоны пласта (ПЗП) продуктов физической и химической кольматации. Реализация данного проекта позволит решить проблему фильтрационных характеристик труднопроницаемых рудовмещающих пород глубокого залегания с высоким пластовым давлением, увеличить межремонтный цикл скважин и снизить удельные нормы материальных затрат.

Комбинированная передвижная установка – очиститель скважин может быть использована для восстановления технологических скважин подземного выщелачивания металлов, в частности урана. Передвижная установка содержит транспортную базу с рабочей площадкой, систему подачи химического раствора, систему промывки технической водой, систему импульсного воздействия сжатого воздуха, систему автономной заправки сжатого воздуха, включающий блок управления, напорный насос, барабан лебедки с гибкой трубой, на конце которой расположен вращающийся механизм с разрушающей насадкой.

Комбинированная передвижная установка дополнительно содержит емкость для приготовления химического раствора и насос для подачи едких кислот в скважину. Техническим результатом полезной модели является сокращение времени проведения ремонтно-восстановительных работ, увеличение производительности технологических скважин. Процессы скважинной добычи урана предусматривают растворение полезного компонента движущимся потоком растворителя на месте залегания рудного тела. Снижение производительности добычных скважин вызвано снижением фильтрационных характеристик руд в прифильтровой зоне пласта, в результате суффозии, заполнения отстойника, а затем фильтра технологической скважины, выпадением в осадок ряда элементов и образованием непроницаемых участков в прифильтровой зоне пласта.

Обоснование и сравнение принципиальной схемы передвижной установки для проведения комбинированной обработки непосредственно фильтровой части технологических скважин с существующими методами

Полезная модель относится к горнодобывающей отрасли и может быть использована при скважине добычи полезных ископаемых, в частности урана, при восстановлении производительности геотехнологических скважин и повышении фильтрационных характеристик руд прифильтровой зоны продуктивного горизонта.

Известна передвижная установка [Патент РК №2153 от 27.08.2017 г. - Бюл. №8, МПК E21B 37/00, E21 B 37/06] химической обработки технологических скважин. Она включает транспортную базу с платформой подачи очищающего раствора, барабан лебедки с гибкой трубой, насос и блок управления очищающего раствора и оснащена емкостью для приготовления и хранения очищающего раствора. Недостатком данной установки является низкая эффективность по устранению на скважинах с песчаными пробками.

Известен способ обработки призабойной зоны технологических скважин и установка [Патент РК №24568 от 15.09.2011 г. – Бюл №9., МПК E21 B 37/08, E21 B 37/00] для его осуществления, включающая транспортную базу, средства управления подачей и отводом текучей среды, трубопровод, намотанный на барабан, снабженный средствами ввода текучей среды в трубопровод, привод и управление спуско-подъемом трубопровода.

Недостатком данной установки является низкая эффективность при сцементированных отложениях на отстойнике скважин. Прифильтровая зона со сцементированными отложениями требует регулярной обработки, увеличивающей трудозатраты.

Наиболее близким аналогом к заявленному изобретению является передвижная модульная установка [Патент РК, №26619 от 15.10.2014 г. – Бюл №10., МПК E21 B 37/08, E21 B 37/00] кавитационного действия для освоения и очистки скважин, содержащая транспортную базу с платформой, буровой насос и средства

управления подачей и отводом текучей среды, гибкую трубу, намотанную на барабан лебедку, снабженную средствами ввода рабочей жидкости в гибкую трубу. Недостатком данного изобретения является низкая эффективность на скважинах, сцементированных песком и глинистыми частицами в прифильтровой зоне пласта. При нагнетании промывочного раствора создается восходящий поток водно-песчаной смеси, который может зажать трубу, при этом требуется длительная обработка скважин, что увеличивает трудозатраты и расход химических реагентов.

Технической задачей полезной модели является разрушение песчаных пробок технологических скважин и удаление гипсовых отложений из прифильтровой зоны продуктивного горизонта, а также увеличение производительности технологических скважин при разработке месторождений полезных ископаемых скважинным способом, снижение трудозатрат на проведение ремонтно-восстановительных работ на скважинах.

Техническим результатом полезной модели является сокращение времени проведения РВР и удаление песчаных пробок и гипсовых отложений с внутренней полости и прифильтровой зоны пласта геотехнологических скважин.

Для восстановления дебита скважин путем разрушения и диспергирования кольматирующих отложений, препятствующих фильтрации растворов в пласте, на ПСВ комплексах широко используются гидродинамические методы регенерации скважин.

Пневмоимпульсные обработки скважин относятся к высокоэнергичным импульсным методам воздействия на пласт и применяются в условиях, характеризующихся химической и механической кольматацией. Метод воздействия на призабойную зону скважин заключается в использовании энергии сжатого воздуха с последующей передачей ее столбу жидкости в скважине. Под действием этой энергии столб жидкости в скважине начинал совершать возвратно-поступательные колебательные движения с частотой, равной собственной частоте колебания столба жидкости, т.е. зависящей от глубины скважины. Восстановление проницаемости фильтров и прифильтровых зон происходит за счет пульсации воздушного пузыря и создания гидропотоков знакопеременного направления под давлением 10–12 Мпа. В результате пневмоимпульсного воздействия находящиеся на фильтровой поверхности и в прифильтровой зоне глинистые осадки или химический кольматант разрушаются и выносятся гидропотоком в скважину, откуда в последующим удаляются восходящим потоком раствора. К достоинствам пневмовзрыва можно отнести возможность регулирования его гидродинамических параметров и цикличности воздействия в широких пределах, доступность и безопасность рабочего реагента – воздуха. Результаты пневмоимпульсной обработки скважин ПСВ в комплексах как во вновь осваиваемых, так и в эксплуатирующихся скважинах охватывают достаточно широкий спектр геолого-технических условий. Опыт регенерации геотехнологических скважин в сложных горно-геологических условиях включающие повышенной карбонатности технологических блоков показывает, что основная причина низкой эффективности многих способов ремонтно-восстановительных работ заключается в том, что каждый из них направлен на решение какой-то одной задачи: разглинизация стенок скважины, очистка фильтра и прискважинной зоны. Необходимо, чтобы освоение было комплексным и включало операции по восстановлению проницаемости прифильтровой зоны и очистку фильтра от химического рода осадкообразований глубоко в продуктивном горизонте. Этим требованиям отвечает агрегат комбинированная передвижная установка очиститель скважин (АКПУОС), химическая обработка непосредственно фильтровой части скважин с промывкой пневмоимпульсной обработкой.

Промывка скважины подразумевает подачу промывочной жидкости под давлением бурового насоса через гибкий рукав с применением пневмоимпульса в фильтровую область. Агрегат комбинированная передвижная установка очиститель скважин на базе а/м КрАЗ производит промывку скважины технической водой до забоя и в зоне фильтра с расходкой разными видами инструментов (прямая промывка, промывка перфоратором, промывка кавитатором и т.д.) Нагнетаемая через кавитационно-струйную насадку промывочная жидкость образует кавитационные пузырьки, при схлопывании внутри пузырьков возникают высокое давление и температура. Поступающая промывочная жидкость разрушает песчаные пробки и вымывает кольматирующие отложения, поднимая их по колонне на дневную поверхность.

Использование сжатого воздуха при промывке скважины для регенерации фильтровой зоны. Подача воздуха используется с определенным интервалом и задавливанием технической водой для прихлопывания сжатого воздуха в зоне фильтра. Внутри агрегата будет смонтировано 12 шт. кислородных баллонов, каждый по 50 л в объеме.

Для промывки и пневмоимпульса используется цельный шланг, армированный Ду-25 мм длиной 600–700 м. После производится обратная прямая промывка до забоя для выноса кольматации. На линию сжатого воздуха и технической воды устанавливаются обратные клапана.

После проведения вышеуказанных мероприятий производится приготовление химического раствора в емкости, смонтированной на агрегате V=3м^3. Химические реагенты могут быть разные БФА (бифторид аммоний), химическая обработка с помощью серной кислоты и т.д.

Готовый раствор путем переключения от основного насоса на шланговый насос подается прямо в зону фильтра. После завершения всех работ идет обратное наматывание шланга на барабан.

3. Состав оборудования АКПУОС (Агрегат комбинированная передвижная установка очиститель скважин)

Создание АКПУОС с повышенной проходимостью для проведения промывки с пневмоимпульсом и химической обработкой непосредственно фильтровой части технологических скважин позволит снизить расходы химических реагентов и повысит производительность технологической скважины и увеличит скорость отработки технологических блоков в сложных горно-геологических условиях. Сущность метода заключается в комплексном проведении ремонтно-восстановительных работ дозированной подачи рабочего реагента насосным агрегатом в фильтровую часть скважины из емкости через гибкий рукав и промывка технической водой с пневмоимпульсной подачей сжатого воздуха.

Состав оборудования

Передвижная установка является самоходной автомашиной, смонтированной на шасси грузового автомобиля КРАЗ повышенной проходимости, и состоит из:

1. Автомобильного шасси;
2. Лебедки к подъемному ППК;
3. Насоса центробежного РТМ 3×10;
4. Емкости 3 м^3
5. Баллонов для сжатого воздуха в количестве 12 штук;
6. Насоса НБ-50;
7. Компрессора АКР-2;
8. Насоса РТМ3х10;
9. Рукава гибкого армированного ТГ20/32-10;
10. Электронного датчика замера глубины «ЯСОН»;

Проведение восстановительных работ передвижного агрегата непосредственно фильтровой части технологических скважин позволит повысить эффективность и снизить материальные затраты на обслуживание скважины за счет применения инновационного оборудования. Оборудование для проведения ремонтно-восстановительных работ непосредственно фильтровой части технологической скважин включает: емкостное оборудование для приготовления и транспортировки раствора химической обработки (4); шланговый насос высокого давления (8); насос НБ-50 с редуктором и электродвигателем (6); шланг армированный Ду-40 (9); электронный датчик замера глубины «ЯСОН» (10); датчики уровня KRK; переносной компрессор (7). **Производительность:** л/мин. 250. **Двигатель:** 3х380В. **Номин. мощность:** кВт 5,5. **Обороты коленвала:** об/мин. 1450. **Фильтр. система:** Р-31. Современное оборудование, применяемое для проведения химической обработки фильтровой части технологических скважин, позволит безопасно для обслуживающего персонала производить герметичную дозированную подачу растворов химических реагентов и произвести промывку с пневмоимпульсной обработкой в заданную область фильтра.

Агрегат комбинированная передвижная установка очиститель скважин (АКПУОС) химической обработки и промывки с пневмоимпульсом непосредственно фильтровой части технологических скважин, содержащая транспортную базу с платформой, разделенной на три части, площадку подающего оборудования, площадку емкостного оборудования и площадку для пневмоимпульса. Площадка подающего оборудования изготовлена из теплоизолированного материала и включает средство управления подачей очищающих растворов, гибкую армированную трубу, намотанную на барабан-лебедку, снабженный средствами ввода очищающего раствора в гибкую трубу, изготовленную в виде гидравлического коллектора, систему контроля и учета подаваемых рабочих растворов. Площадка емкостного оборудования включает емкость-цистерну, заправочный насос. Площадка подающего оборудования оснащена теплом в зимнее время года и имеет автономный обогреватель. Барабан-лебедка

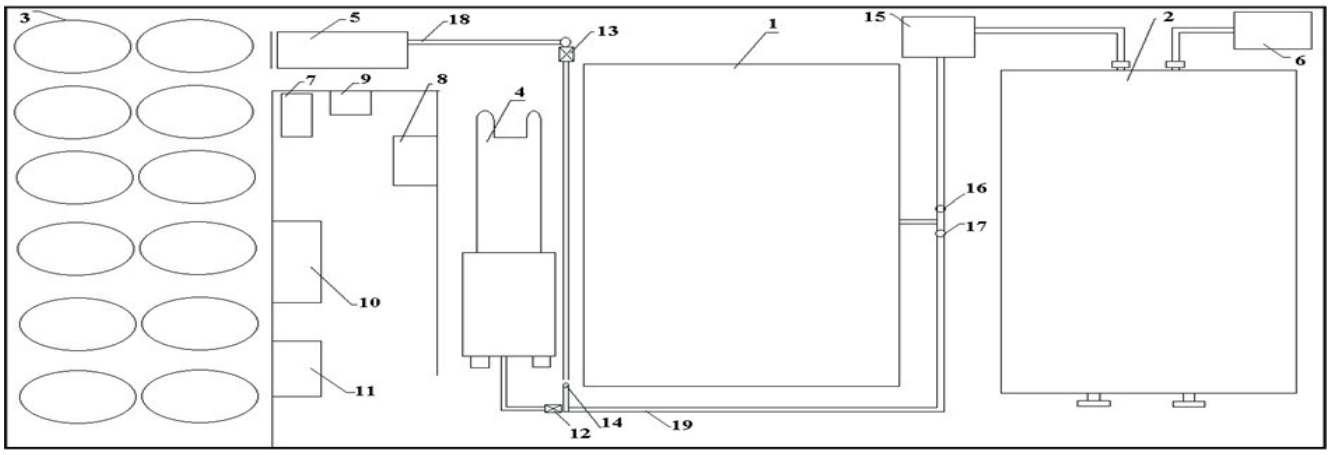
(2) снабжен частотным преобразователем и включает устройство автоматической укладки гибкой трубы на барабан с измерительной системой для контроля глубины разматываемой гибкой трубы. Управление подачей рабочих растворов и работой барабана-лебедки осуществляется при помощи переносного пульта управления. Подающий насос имеет производительность не менее 5 м^3/ч с давлением не менее 1 Мпа и снабжен защитой по сухому ходу. Гибкая труба изготовлена из полимерной трубы с армированием и включает два слоя (9). Теплоизоляционный фургон имеет открывающиеся технологические люки для прохода, обслуживания и монтажа технологического оборудования. Перегородка между площадкой подающего оборудования и площадкой емкостного оборудования имеет смотровое окно для визуального контроля уровня очищающего раствора в емкости-цистерне (4). Площадка емкостного оборудования имеет защитные борта и вентиляционные окна для предотвращения накапливания испарений. Емкость-цистерна оснащена патрубками и запорной арматурой, заправочными рукавами для дозированного приготовления очищающих растворов. На площадке емкостного оборудования размещен заправочный насос (8) для дозированного заполнения емкости-цистерны очищающими растворами. Безопасная зона ограждена от площадки подающего раствора и включает обзорное окно, пункт средств индивидуальной защиты и емкость на сто литров воды с системой слива. Площадка для пневмоимпульса оснащена теплом в зимнее время года и имеет автономный обогреватель. Также входит в комплектацию компрессор (7) для закачивания сжатого воздуха в установленные 12 баллонов, которые подсоединены к насосу НБ-50 (6).

3. Заключение

Применение агрегата комбинированного передвижного установки очиститель скважин (АКПУОС) комплекса при регенерации скважины – химический способ восстановления производительности скважин, заключающийся в подаче специальных химических растворов в фильтровую область и прифильтровую зону для растворения кольматирующих образований. Реагентная обработка технологических скважин проводится после проведения ремонтно-восстановительных работ по удалению песчаных пробок, промывки фильтровой колонны и отстойника. Применение оптимальных концентраций БФА для восстановления производительности скважин позволяет увеличивать МРЦ на откачных скважинах. Позволяет эффективно повышать дебиты тяжелых скважин, не реагирующие на традиционные методы РВР. Увеличивает восприимчивость скважин к традиционным методам РВР, повышая срок безремонтного обслуживания после повторных регенерации на скважинах традиционными способами в 1,5 и 2 раза после применения БФА.

Общая технологическая и аппаратурная схема

Схема размещения оборудования на Агрегате комбинированная передвижная установка очиститель скважин (АКПУОС)



1. Лебедка к подъемному ППК
2. Емкость 3м^3
3. Баллоны для сжатого воздуха
4. Насос буровой
5. Компрессор
6. Насос РТМ
7. Пульт управления насосом
8. Шкаф вводный
9-10. Шкаф управление
11. Шкаф для защиты
12-13. Обратный клапан
14. Клапан
15. Насос перистальтическая РТХ
16-17. Клапан
18-19. Трубопровод

РАЗВИТИЕ УРАНОВОЙ ОТРАСЛИ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН: ИСТОРИЯ ОБРАЗОВАНИЯ, РАЗВИТИЯ И ЗАВТРАШНИЕ ПЕРСПЕКТИВЫ

Хасанов Ж.Т., Назаров В.Ф., Урдабаев Н.Э., Сапаров А.Б., Ахадов Х.Р., Мирходжаев Б.И.
Государственное предприятие «Навоийуран», г. Навои, Узбекистан

Центрально-Кызылкумский артезианский бассейн отличается от соседних – Сырдарьинского и Шу-Сарысуйского тем, что представляет собой природный комплекс малых артезианских впадин грабен-синклинального типа, сложенных мезозойско-кайнозойскими нелитифицированными платформенными отложениями и разделяющих их горст-антиклинальных массивов докембрий-палеозойского фундамента. И если в платформенных структурах образуются экзогенные серии уранового оруденения, то в древних структурах фундамента – полигенная серия урановых руд. Горные породы докембрийского фундамента представлены мощными массивами богатых рудными элементами гранитоидов и метаморфизованными сериями «черных» и «зеленых» сланцев, при этом ведущими типами рудной формации в углеродистых черных сланцах является ассоциация таких рудных металлов, как Mo + U + V + TR ± Se ± Re. Таким образом, гранитоиды и черносланцевые толщи фундамента являются одним из основных источников урана и сопутствующих ему полезных компонентов для образующихся в молодых мел-палеогеновых отложениях урановых залежей. Это наглядно отражено на приведенной ниже схеме рудообразования урановой залежи роллового типа в песчаных отложениях (рисунок 1).

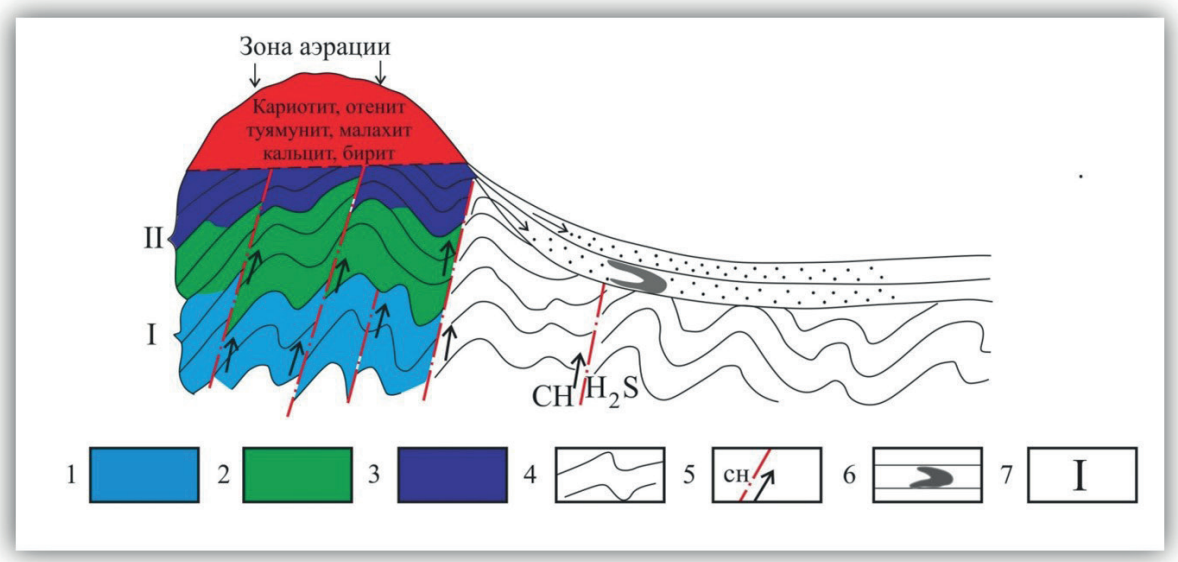


Рисунок 1 – Схема рудообразования на месторождении Джантуар и в сопряженной части платформенных отложений с локализацией ролловых залежей. Условные обозначения рудных залежей: 1) сульфидные, 2) урано-фосфатные, 3) урано-ванадатные, 4) складчатость, 5) разломы и направление гидротермальных растворов, 6) урановая залежь в платформенном чехле, 7) рудная зональность: I – зона оксидных, II – зона окисленных руд

В частности, на урановом месторождении Джантуар в углеродисто-кремнистых сланцах отмечена следующая вертикальная зональность: самая нижняя – зона окисных настурановых руд в ассоциации с сульфидами (пирит, сфалерит, молибденит) сменяется вверх зоной уранил-ванадатных с гетитом и молибденом и далее уранил-фосфатных руд с алунитом. И наконец, в самой верхней части рудной зоны, расположенной в зоне аэрации, локализованы вторичные урановые минералы – карнотит, отенит, туямунит. Такая последовательная смена снизу вверх более ранних минеральных ассоциаций более поздними свидетельствует о формировании урановых руд из восходящих растворов, которые выносят в своем составе массу рудных элементов и переливаются в гидрогеологически сопряженные водоносные горизонты, сложенные мел-палеоген-неогеновыми отложениями, в которых и локализуется урановое и другое сопутствующее ему оруденение.

При этом необходимо указать на одну важную закономерность – типоморфный геохимический набор элементов, характерный практически для всех черносланцевых формаций. Это Y, Cd, Cs, Sc, TR, Re, Mo,

V, U, при этом редкоземельные и последние четыре элемента являются характерными для типичных урановых месторождений, локализованных как в докембрий-палеозойских образованиях фундамента, так и в мезозойско-палеозойских отложениях чехла. В этом просматривается тесная связь эндогенного «материнского» уранового оруденения фундамента и экзогенного «дочернего» уранового оруденения платформенного чехла.

Урановая отрасль Узбекистана была заложена в далекие 40-е годы прошлого века, и, несмотря на то, что к 1945 году на территории Центральной Азии были выявлены несколько месторождений радиоактивных объектов – Тюя-Муюн, Табошар, Майлису и др., все они имели небольшие запасы урана и не могли составить основу сырьевой базы развивающейся атомной промышленности. К 50-м годам прошлого века с внедрением в практику работ современных геофизических приборов произошел революционный сдвиг в технологии поиска и разведки урана. Их массовое использование как в пеших, автомобильных, так и в аэромаршрутах вскоре привело к открытию ряда перспективных на уран объектов, локализованных в алевро-песчаных отложениях артезианских бассейнов Центрально-Азиатского региона, крупнейшим из которых стало открытие в 1952 году в Центрально-Кызылкумском регионе месторождения Учкудук с уникальными для того времени запасами урана.

Доказанных запасов месторождения оказалось достаточно для принятия решения о создании в 1958 году Навоийского горно-металлургического комбината (до 1 января 1967 года предприятие именовалось комбинатом № 2 Министерства среднего машиностроения). Учитывая глубины залегания рудных тел, добыча руды осуществлялась как открытым, так и подземным горными способами одновременно. Однако с самого начала разработка Учкудукского месторождения осложнялась тем, что запасы урана находились в сложных горно-геологических условиях, поэтому потребовалось применение совершенно новых технологических методов, которые разрабатывались и внедрялись попутно с проведением добычных работ.

На глубинах от 50 метров урановые залежи месторождения локализованы в обводненном горизонте, что создавало значительные трудности при строительстве шахт. Для осуществления добычи руды при строительстве шахт производилась откачка значительного объема пластовых вод путем создания вокруг шахт большого количества дренажных колодцев.

В 1961 году в результате проведенных химических анализов обнаружено, что откачиваемые из шахт и дренажных колодцев пластовые воды рудоносного горизонта обогащены ураном. После изучения данного явления было выдвинуто предположение, что происходит окисление урана и перевод его в водную фазу под воздействием на руду кислорода атмосферного воздуха, поступающего в рудоносный горизонт из выработок шахт. Таким образом, были выявлены первые предпосылки создания в горно-металлургической отрасли наиболее прогрессивного и экономически эффективного метода добычи урана – метода подземного выщелачивания (ПВ). Дальнейшее развитие добычи урана и его переработки в Навоийском горно-металлургическом комбинате неразрывно связано с разработкой инновационных передовых технологических решений.

Обогащение пластовых вод, откачиваемых для осушения продуктивного пласта при разработке урановых месторождений подземным способом, объясняется условиями формирования урановых руд. Технология их естественного образования частично отражена выше на рисунке 1 и может включать следующие поэтапные процессы: дополнительно к восходящим из глубин гидротермальных богатых растворов при выпадении атмосферных осадков, обогащенные кислородом дождевые и талые воды, фильтруясь через разнообразные кристаллические породы, обогащаются макро- и микрокомпонентами, приобретают высокий окислительный потенциал, способный окислять, растворять и выщелачивать уран и другие полезные элементы из вмещающих пород (уран в рассеянном состоянии с концентрациями несколько превышающими кларковые значения находится в кислых кристаллических породах, прежде всего в гранитах). Химизм указанных процессов применительно к урану описывается следующими реакциями:

$$2FeS_2 + 7{,}5O_2 + H_2O \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + H_2SO_4 \quad (1)$$

$$Fe_2(SO_4)_3 + 6H_2O \rightarrow 2Fe(OH)_3 + 3\,H_2SO_4 \quad (2)$$

$$H_2SO_4 + CaCO_3 \rightarrow CaSO_4 + H_2O + CO_3 \quad (3)$$

$$CaCO_3 + H_2O + CO_2 \rightarrow Ca(HCO_3)_2 \quad (4)$$

$$2UO_2 + O_2 \rightarrow 2UO_3 \quad (5)$$

$$UO_3 + Ca(HCO_3)_2 \rightarrow Ca[UO_2(CO_3)_2] + H_2O \quad (6)$$

Представленные реакции определяют процесс формирования химического состава и обогащения ураном атмосферных вод при их инфильтрации через кристалличекие породы горных поднятий (граниты, черные сланцы), служащих источником питания водоносных горизонтов артезианских бассейнов. Первоначально из сульфидов генерируется серная кислота (реакции 1 и 2), которая разлагает нерастворимые карбонаты с образованием углекислоты (3), а затем бикарбонатов (4). Окисленный (по реакции 5) уран при взаимодействии с бикарбонатами, образуя уранилкарбонатные комплексные соединения (6), поступает в водоносные горизонты артезианского бассейна в результате гидрогеологического перелива обогащенных полезными компонентами вод из структуры фундамента в структуру платформенного чехла с развитием инфильтрационного процесса и формированием урановых залежей (рисунок 1).

Все вышеприведенные окислительные реакции имеют обратимый характер, т.е. являются по сути окислительно-восстановительными. При наличии в воде окислителя (O_2) выщелоченные компоненты, в том числе и уран, находятся в растворенном состоянии и мигрируют вниз по течению пластовых вод.

Самое важное последовало позже, когда ученые и ведущие специалисты стали детально изучать закономерности локализации урана: оказалось, что залежи урана формируются в напорных богатых кислородом пластовых водах и образуют урановые залежи на выклинивании зоны пластового окисления (далее – ЗПО). Эта закономерность оказалась региональной по развитию и решающей по значению, благодаря применению которой в практике поисковых работ были открыты и продолжают открываться один за другим десятки урановых месторождений Центральных Кызылкумов. При достижении границы зоны пластового окисления и внедрения кислородных вод в серо-цветную зону восстановления кислород быстро расходуется и начинают происходить восстановительные процессы, в результате которых уран выпадает в осадок. Таким образом, вблизи границы ЗПО за длительный геологический период накапливаются промышленные концентрации урана, образуются вторичные карбонаты и сульфиды.

При увеличении водного потока в горизонте пластовых вод новые порции кислородных вод растворяют уже образованные рудные осадки, в том числе и урановые, оставляя шлейфы останцевых руд у контактов с менее проницаемыми и водоупорными породами, формируя в разрезе ролловые и лентообразные формы рудных тел. Внедрение в зоны окисления трещинных вод кристаллического фундамента формирует участки вторичного восстановления, придающие рудным телам другие причудливые морфологические формы (рисунки 2, 3).

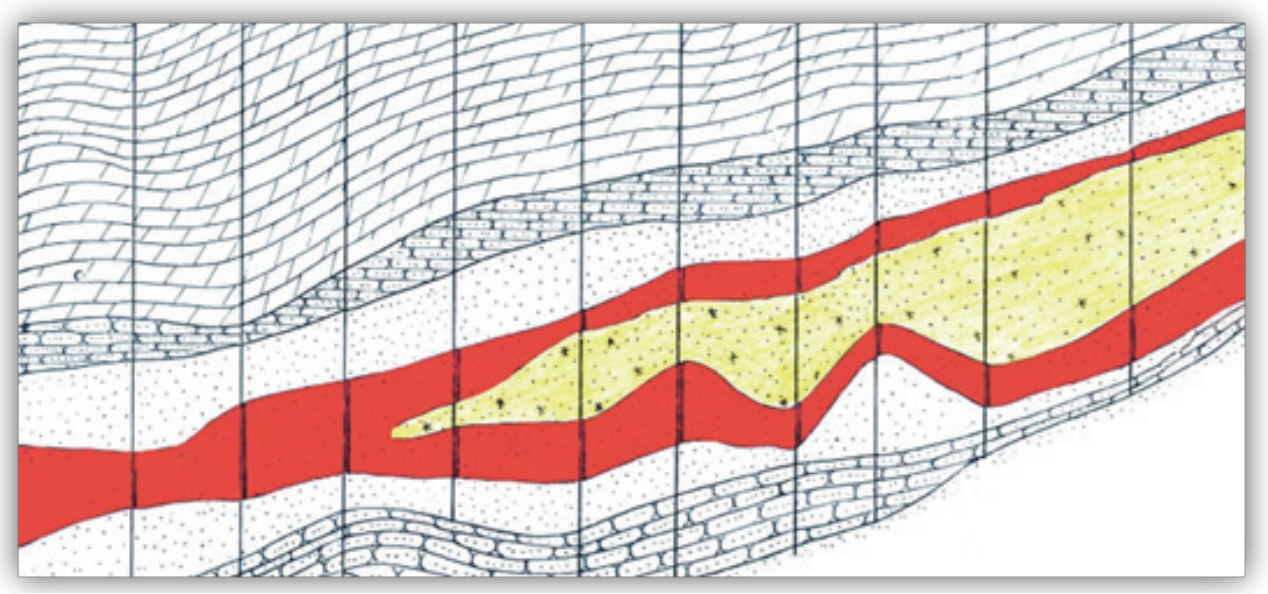


Рисунок 2 – Классическая форма ролла урановорудного тела в водоносном горизонте. Условные обозначения: красным цветом – руда, желтым цветом – зона пластового окисления.

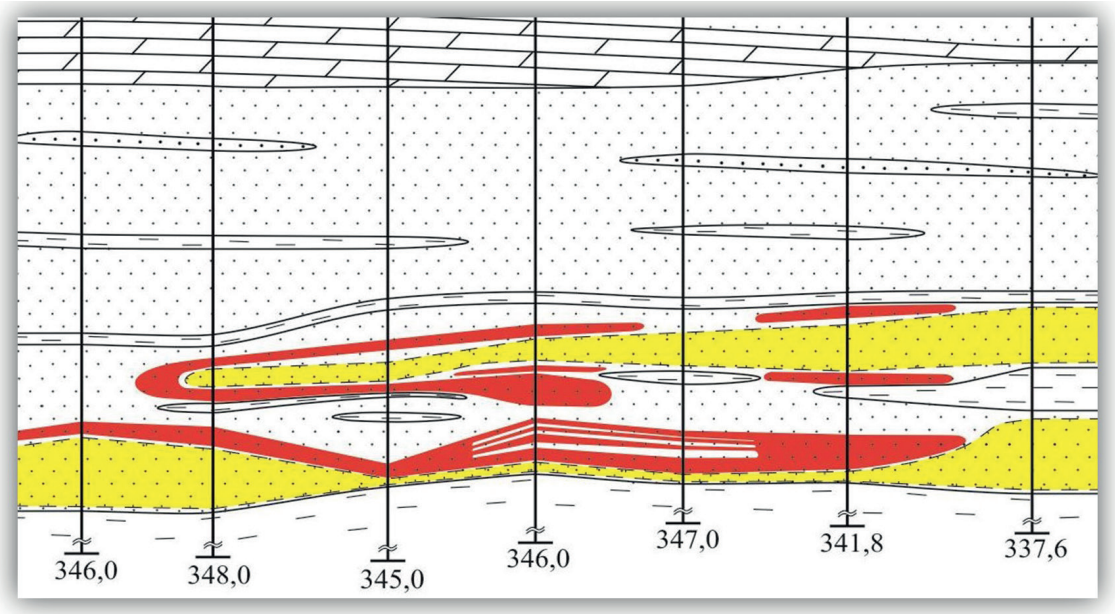


Рисунок 3 – Сложные формы урановорудных тел в пределах водоносного горизонта. Условные обозначения как на рисунке 2.

Указанные выше условия генезиса урановых месторождений эпигенетические инфильтрационного типа были научно сформированы в 80-х годах прошлого столетия. В начальном же периоде становления в 60-х годах способа подземного выщелачивания как отдельного направления в горном деле все разрабатываемые технологические решения опирались исключительно на гипотезы.

Основываясь на результатах обогащения ураном пластовых вод, откачиваемых из горных выработок и дренажных скважин, было выдвинуто предположение о возможности извлечения урана из руд, без их подъема на дневную поверхность. Проверка выдвинутой гипотезы на практике была начата в 1963 году. Опробование выщелачивания урана предполагалось по трем схемам: водное, содовое и кислотное с применением в качестве окислителя кислорода атмосферного воздуха.

Содовое, или бикарбонатное выщелачивание для отработки руд месторождения Учкудук оказалось неприемлемым вследствие карбонизации пласта, вызываемой избытком бикарбонат ионов: реакция (4) идет в обратную сторону образования слаборастворимых карбонатов, что привело к снижению фильтрационных свойств пласта и невозможности дальнейшего ведения процесса подземного выщелачивания.

Учитывая уровень развития техники и технологий того периода, при проведении опытных работ не удалось обеспечить насыщение пластовых вод кислородом атмосферного воздуха, что привело к низким значениям по содержанию урана в продуктивных растворах добычи. При насыщении пластовых вод кислородом применяли методы аэрации, распыления воды над водоемом и последующую подачу воды в продуктивный горизонт, осуществляли барботаж воды в накопительных резервуарах. Технологическое решение с применением в качестве окислителя кислорода также сочли бесперспективным и на время о нем забыли.

Наиболее высокие результаты были получены при использовании в качестве выщелачивающего реагента серной кислоты. Проведенные опыты позволили разработать технологию добычи урана способом кислотного подземного выщелачивания (КПВ) и выявить преимущества ПВ перед традиционными горными работами. Согласно заключению по опытным работам, преимущества КПВ проявляются только при отработке богатых руд в продуктивных горизонтах небольшой мощности (до 10–15 м), ограниченных надежными водоупорами. При сложных гидрогеологических и геохимических условиях (бедные руды в водоносных комплексах большой мощности до 20–30 м и более, с невыраженными внутренними водоупорами; высококарбонатные руды; сложная морфология рудных тел и пр.) применение метода КПВ сочли неэффективным.

В дальнейшем при выборе рудных залежей для их отработки способом подземного выщелачивания руководствовались исключительно возможностью применения КПВ, т.е. ресурсы подбирались под существующую технологию, благо наличие запасов позволяло проводить данную практику.

Естественное снижение пригодных для отработки КПВ запасов урана на месторождении Учкудук

стало причиной возобновления работ по выщелачиванию урана из карбонатных руд с применением в качестве окислителя кислорода атмосферного воздуха. На начало 1980-х годов уровень развития техники уже позволял осуществить доставку воздуха в рудоносный горизонт для насыщения им пластовых вод. Технология проведения подготовительных и добычных работ имела следующую последовательность: устье закачных скважин сооруженного технологического блока пакеровалось, через установленную в пакере трубу в скважину подавался сжатый воздух посредством компрессора, далее из скважины воздух поступал в продуктивный горизонт, где и происходило насыщение пластовых вод кислородом, содержащимся в воздухе. После окончания подачи определенного количества воздуха нагнетание прекращалось. Со снижением давления воздуха в скважине до нормальных значений производился демонтаж пакера, откачные скважины вводились в режим откачки, а по закачным скважинам подавался рабочий раствор подкисленный до pH ÷ 3–4. Подкисление закачных растворов производилось для разложения карбонатов, содержащихся в руде, и создания условий для образования комплексных соединений окисленного урана. Увеличение содержания серной кислоты в рабочих растворах привело бы к интенсивному образованию и выпадению в осадок малорастворимого соединения – сульфата кальция и, соответственно, снижению фильтрационных свойств рудовмещающего водоносного горизонта, что, в свою очередь, привело бы к невозможности ведения процесса ПВ. По снижении содержания урана в растворах добычи откачка растворов прекращалась, повторно осуществлялась подача воздуха через ствол закачных скважин в рудоносный горизонт, а после снижения давления скважины вновь вводились в цикл добычи. Указанная последовательность реализовывалась до завершения отработки запасов урана в пределах блока. Разработанная технологическая схема выщелачивания получила название *миниреагентной*.

Несмотря на то что данная миниреагентная схема выщелачивания позволила эффективно производить добычу, из считавшихся ранее непригодными к отработке запасов урана в связи с высоким содержанием в них карбонатов (более 2%) были выявлены условия, при которых реализация данного технологического решения оказалась неэффективной: большие значения мощности рудовмещающего водоносного горизонта, низкая мощность и сложная морфология рудных тел, отсутствие выраженных водоупоров. Также, учитывая технические характеристики компрессорного оборудования, миниреагентная схема выщелачивания позволяла вовлечь в отработку запасы, локализованные в водоносных горизонтах с низким напором на кровлю руды пластовых вод – до 100 метров.

Вплоть до 1990-х годов добыча урана осуществлялась преимущественно для нужд военной промышленности, в связи с чем затраты на производство урана не имели существенного значения. В 1990–1993 гг. нас ожидал час испытаний – время проверки коллектива на прочность и закалку. Развал Союза и снижение стоимости урана на мировом рынке в начале 90-х годов до самого низкого уровня – 7–8 долларов за фунт внеслм свои корректировки и в производство урана: были остановлены работы по добыче урана шахтным способом с закрытием последней шахты в 1994 году, геолого-разведочные работы на уран резко сокращены, а инвестиции в производство приостановлены. Производственные предприятия находились в стадии выживания.

Объективные причины этого периода, о которых все хорошо знают, привели к резкому спаду производства – почти в два раза по сравнению с уровнем 1988 года. Начался отток за пределы республики кадровых рабочих и специалистов. За эти годы при поддержке руководства нашей страны и Навоийского комбината урановое производство смогло не только сохранить, но и приумножить потенциал своих подразделений и рудников. Большое внимание уделялось и уделяется кадрам – укреплению коллектива уранового предприятия квалифицированными местными специалистами.

С ростом стоимости урана в период конца 90-х – начала 2000-х годов на уранодобывающих производствах начали реализовываться мероприятия по стабилизации добычных работ, проведен анализ имеющихся запасов. Начался переход добычи продуктивных растворов с эрлифтного (воздушного) раствороподъема на насосный. Данное обстоятельство позволило не только снизить затраты на производство урана за счет уменьшения потребления электрической энергии, но и вовлечь в эксплуатацию месторождения с большой глубиной залегания руды (более 300 м) и низким статическим уровнем пластовых вод (более 100 м). Также, в связи с удалением добычных участков от перерабатывающих площадок, началось повсеместное внедрение системы локальной переработки продуктивных растворов посредством повсеместного возведения локальных сорбционных установок (ЛСУ). Если ранее добытые продуктивные растворы доставлялись на сорбционный передел на перерабатывающие комплексы на расстояние от 2 до 10 км, то внедрение ЛСУ позволило осуществлять технологический цикл сорбции урана непосредственно на

добычных участках и направлять на перерабатывающий комплекс ионообменную смолу. Это также способствовало существенному снижению себестоимости добычи урана, за счет снижения затрат на электроэнергию, приобретение материалов и оборудования для транспортировки растворов.

Рост промышленного производства, расширение объемов добычи и переработки требовали постоянного совершенствования технологии, грамотного подхода к ведению технологических процессов. Необходимо было разрабатывать современные методики бурения и сооружения скважин, совершенствовать и внедрять передовое оборудование для геофизического исследования скважин, осуществлять выбор оптимальных сетей бурения скважин, которые позволили бы рационально расходовать химические реагенты и сокращать время отработки запасов, разрабатывать принципиально технологические решения ведения ПВ.

Возобновились геолого-разведочные работы, в результате которых выявлены новые месторождения: Кухнур, Истиклол и Аульбек. На месторождениях Суграли (ранее отрабатываемое шахтным способом) и Кендыктюбе начались опытно-промышленные работы. Несмотря на различные гидрогеологические, геохимические условия рудовмещающих пород продуктивных горизонтов, их объединяет имеющий существенное значение при ведении подземного выщелачивания урана фактор – содержание карбонатов в руде. Наряду с ограниченным ресурсом серной кислоты – основного реагента при ПВ ухудшение гидрогеологических условий (большая мощность водоносного продуктивного горизонта и глубина залегания руды), высокие содержания карбонатов в руде, вовлекаемых в отработку залежей и месторождений урана не позволяли обеспечить необходимый рост добычи урана. Потребовалось найти новое решение, которое позволило бы эффективно вовлекать в процесс добычи запасы урана, отработка которых по классической технологии КВП либо была неэффективна, либо технологически невозможна.

В первоочередном порядке был проведен анализ деятельности уранового производства с момента его становления, изучены выполненные опытные работы, в результате этого выявлен не реализованный в 1960-х годах потенциал применения кислорода в качестве окислителя. Для определения эффективности выщелачивания урана из руд при воздействии кислорода в первой половине 2000-х были начаты опытные работы на месторождении Суграли (содержание карбонатов в руде от 2 до 16%). Разработана простая технология насыщения растворов кислородом, по которой имеется возможность регулирования подачи кислорода по каждой закачной скважине, т.е. по скважинам, вскрывшим богатую руду, возможно было осуществлять насыщение кислородом рабочих растворов до максимальных значений, а по бедным – на уровне требуемых минимальных. Таким образом, создавалась возможность управления процессом подземного выщелачивания в разрезе каждой технологической ячейки, что технически трудно осуществимо при ведении КВП.

Как описано выше, химизм процесса выщелачивания урана из карбонатных руд при применении в качестве окислителя кислорода аналогичен процессу генезиса урановых месторождений. Разница в том, что природные явления протекали в течение длительного периода, а при ведении ПВ за счет увеличения концентрации кислорода в растворах выщелачивания ведется более интенсивно. При этом обеспечивается избирательное извлечение урана: получаемые растворы добычи химически чистые, нежели при кислотном выщелачивании. Соответственно, на стадии сорбции насыщение ионообменной смолы ураном значительно превышает значения, достигнутые при КПВ, что, безусловно, положительно отражается на затратах добычи.

Увеличение объемов добычи урана по данной технологии напрямую зависело от мощностей производства кислорода и осложнялось его доставкой до добычных участков. Перевозка кислорода осуществлялась в сжиженном виде в автоцистернах, а единственный производитель сжиженного кислорода на территории нашей республики находился на стадии ликвидации.

Выход из сложившейся ситуации был найден в виде применения мобильных абсорбционных станций по выработке кислорода из атмосферного воздуха. Кислородные станции стали устанавливаться непосредственно на добычных участках, к которым подводятся линии энергоснабжения и отвода вырабатываемого кислорода. Современные средства автоматизации, которыми оснащены станции, позволяют вырабатывать кислород без участия персонала. Таким образом, первые кислородные станции были внедрены на месторождениях Майлисай, Северный Канимех и Суграли. В настоящий момент на добычных участках функционируют 26 кислородных станций с мощностью выработки кислорода 2190 $м^3$/час.

Применение кислорода в качестве окислителя позволило обеспечить с 2016 года ежегодный рост производства урана на 2–4% в год. В настоящее время за счет применения в качестве окислителя

кислорода из всего добываемого предприятием урана около 46% осуществляется на основе использования минореагентной технологии.

Таким образом, внедрение в производство современных технологий, достижений науки и инновационных разработок позволило ежегодно увеличивать масштабы производства закиси-окиси урана и снижать его себестоимость. Сегодня способ ПВ является самым экологически чистым горным способом отработки месторождения, так как при этом не вскрывается рудоносный горизонт и, соответственно, нет вскрышных отвалов и сброса шахтных вод, массового выделения радона и продуктов его распада, отсутствуют рудные и забалансовые отвалы, отсутствует необходимость в транспортировке и погрузке руды. В результате большие площади земель не нарушаются и не выводятся безвозвратно из народно-хозяйственного оборота, что обычно имеет место при ведении горных работ по традиционной горной технологии. А эффективность подземного выщелачивания зависит прежде всего от правильной организации буровых работ для качественного бурения и сооружения технологических скважин с хорошими технико-эксплуатационными параметрами. Это по своей сути *революционная технология* отработки рудных месторождений завоевала заслуженное уважение у нас в республике и во всем мире.

За эти годы пройден немалый путь: от основания уранового предприятия во второй половине прошлого века, его развития и модернизации через рост квалификации и расширение штата ведущих специалистов, внедрение инновационных технологий в производство до реалий сегодняшнего дня – трансформации в одно из крупнейших предприятий урановой отрасли не только в Республике Узбекистан, но также и в мировой урановой индустрии.

Несомненно, историческим событием, кардинально решающим становление урандобывающей промышленности в Узбекистане, стало Постановление Президента Республики Узбекистан №319 от 14 июля 2022 года «О мерах по увеличению объемов добычи, переработки урана и трансформации государственного предприятия Навоийуран» в 2022–2030 годах», которым определены основные направления дальнейшего развития деятельности государственного предприятия «Навоийуран»:

- доведение минерально-сырьевой базы урана до 100 тысяч тонн, осуществление геолого-разведочных и научно-исследовательских работ, направленных на обеспечение открытия новых месторождений, повышение их эффективности и результативности;
- внедрение современной системы корпоративного управления, эффективное использование материально-технических, финансовых и трудовых ресурсов, внедрение единой цифровой системы во всех звеньях, начиная от геолого-разведочных работ до производства продукции с высокой добавленной стоимостью путем ускорения трансформации ГП «Навоийуран»;
- осуществление опытно-промышленных работ по извлечению урана и попутных металлов из неосвоенных на сегодняшний день и подготавливаемых к промышленному освоению месторождений, а также повышение уровня извлечения урана на осваиваемых месторождениях;
- увеличение в два раза объема добычи и переработки уранового сырья, а также внедрение эффективных технологий извлечения редких и редкоземельных металлов и увеличение объема их переработки;
- осуществление научных исследований по переработке уранового сырья, получению продукции с высокой добавленной стоимостью, в том числе перспективам налаживания производства продукции для звеньев технологической цепочки до ядерного реактора ядерного топливного цикла на территории республики;
- внедрение современных ресурсосберегающих цифровых технологий в производственные процессы, а также осуществление научных и прикладных исследований по улучшению экологических особенностей процессов добычи и переработки уранового сырья путем внедрения безопасных технологических решений;
- осуществление научных изысканий по развитию добычи и переработки уранового сырья, созданию добавленной стоимости, повышению качества и переработке отходов, а также изучение международного опыта добычи и переработки уранового сырья, внедрение в республиканскую практику наиболее оптимального опыта;
- развитие взаимосвязанной системы проектных и инжиниринговых услуг, научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ в рамках добычи и переработки урана, редких и редкоземельных металлов, а также создание новой системы взаимодействия науки и производства во внедрении современных и совершенствовании действующих технологий и инноваций на основе передового зарубежного опыта;
- коренное совершенствование системы подготовки и повышения квалификации кадров в сфере добычи и переработки урана, редких и редкоземельных металлов, а также обеспечение высококвалифицированными

отечественными и зарубежными специалистами действующих и строящихся новых производственных мощностей.

Постановление установило, что в рамках Государственной программы развития и воспроизводства минерально-сырьевой базы на 2022–2030 годы геолого-разведочные, научно-исследовательские и опытно-испытательские работы по увеличению прогнозных ресурсов и запасов урана, редких и редкоземельных металлов проводятся ГП «Навоийуран».

Таким образом, ГП «Навоийуран» становится единственным в нашей республике предприятием, в сферу деятельности которого входит весь комплекс работ по геологоразведке, добыче и переработке урановых руд. В мировой практике нет прецедента такого масштабного всестороннего преобразования государственного предприятия с его трансформацией в передовое и современное по уровню добычи и переработки урана промышленное предприятие, имеющее собственную минерально-сырьевую базу.

В связи с этим немаловажную роль в совершенствовании состояния и структуры минерально-сырьевой базы урана должно сыграть включение в состав государственного предприятия «Навоийуран» мощного и современного по уровню технического и лабораторного обеспечения геологического подразделения «Уранредметгеология», способного вести полномасштабную геологоразведку на уран, применяя комплекс научно обоснованных критериев при поисково-оценочных работах. Поэтому масштабные работы по геологической оценке количества и качества полиэлементного урановорудного сырья известных месторождений и перспективных площадей становятся важным направлением наращивания сырьевых ресурсов урана и редкоземельных металлов в нашей республике.

В свою очередь, набирающая темп тенденция производства урана, начиная от регионально-тематических работ до детальных разведочных с определением промышленных запасов с одной стороны и добыча, переработка урана до готовой продукции – с другой вкупе с современными техническими средствами и передовыми технологическими возможностями трансформирует ГП «Навоийуран» в промышленную компанию уровня «Казатомпром», «Orano Mining», «Cameca» и «Uranium One».

ПРОВЕДЕНИЕ ОПЫТА ПО ДОЗАКИСЛЕНИЮ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ЯЧЕЕК НА БЛОКАХ С ВЫСОКОЙ СТЕПЕНЬЮ ОТРАБОТКИ (С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ 85% И ВЫШЕ)

Данилов А.А.
ТОО «ИВТ», г. Алматы, Казахстан

Стадия доработки блока является важной составляющей процесса ПСВ на блоке и характеризуется относительно длительным временем ее проведения при низких промышленных содержаниях урана в продуктивном растворе. Даная статья рассматривает удачный опыт по повышению концентрации урана на этой стадии.

Согласно действующей инструкции АО «НАК «Казатомпром» «Методические рекомендации по подземному скважинному выщелачиванию урана» (Алматы, 2006), «доработка эксплуатационного блока или участка – это период времени, относящийся к завершающей стадии работ по добыче урана, характеризующийся, как правило, резким снижением содержания металла в продуктивных растворах после отработки 70–80% запасов в недрах. На этой стадии концентрация кислоты в рабочих растворах должна постоянно снижаться для руд с любой карбонатностью вплоть до маточников. Маточными растворами завершается отработка блока путем вытеснения из рудовмещающих водоносных горизонтов продуцирующих растворов с повышенной кислотностью. Отработку блока или участка следует считать завершенной при устойчивом снижении концентрации металла ниже минимально-промышленного».

На ряде предприятий, в том числе и на руднике «Западный Мынкудук», блока с извлечением порядка 80% переводят на маточники сорбции и останавливают при содержании урана 15–18 мг/л.

Но в ТОО «АППАК» по ряду причин продуктивные растворы имеют относительно низкие содержания урана (порядка 40 мг/л). В ходе эксплуатации рудника были испытаны различные методы,, направленные на повышение содержания урана в ПР и ускорение отработки проблемных блоков с длительным временем отработки.

В частности, довольно успешно было испытано повторное дозакисление блоков 4, 6, 7, время работы которых составляло от 7 до 9 лет и процент отработки от 40 до 60. Сам опыт дал положительные результаты (увеличение содержания урана в 1,4–1,8 раза), но требует значительных затрат серной кислоты.

Учитывая необходимость экономии серной кислоты, было предложено работать точечно, подавая кислоту не на блок в целом, а только на перспективные ячейки, имеющие содержание урана не менее 20–25 мг/л урана и pH в диапазоне 2,3–2,8. С использованием этих критериев было выбрано несколько десятков ячеек, в число которых попали и ячейки с блоков с извлечением более 85–90%.

Было принято решение приступить к дозакислению отдельных ячеек на трех блоках участка «Осенний».

- Блок №42 – 10 ячеек, среднее содержание по блоку 28,1 мг/л
- Блок №44 – 5 ячеек, среднее содержание по блоку 24,1 мг/л
- Блок №18 – 4 ячейки, среднее содержание по блоку 23,6 мг/л

На ячейках были проведены ремонтно-восстановительные работы для повышения дебита и приемистости скважин с целью оптимального соблюдения балансов растворов ПР-ВР. Дозакисление начали с кислотности ВР ***25 г/л***, фактически ***кислота подавалась в таком режиме 3 месяца.*** После достижения pH 1,7–1,8 кислотность была снижена до 3–5 г/л, ***время подачи также составило 3 месяца.*** После подача кислоты была полностью прекращена, и выщелачивание велось опять на маточниках сорбции.

В результате эксперимента наблюдался рост урана на всех трех блоках, и через год содержание находится на уровне начала эксперимента (рисунок 1).

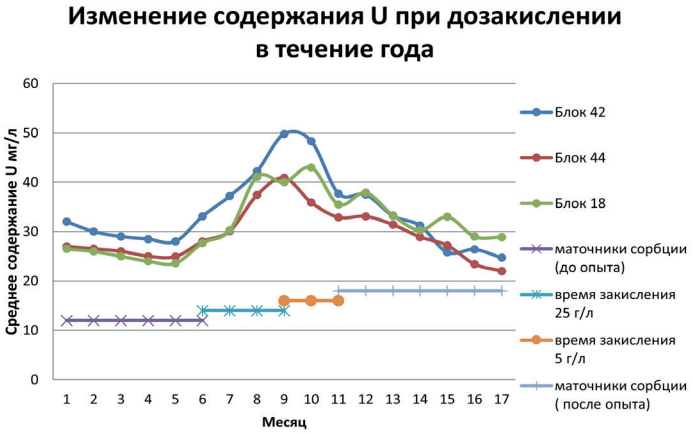


Рисунок 1 – Изменение содержания U при дозакислении в течение года

Были затрачены дополнительные объемы серной кислоты (рисунок 2).

Рисунок 2 – Расход кислоты по блокам на закисление

По результатам работы ячеек четко видно увеличение добычи урана от прогнозных расчетов (рисунки 3, 4, 5).

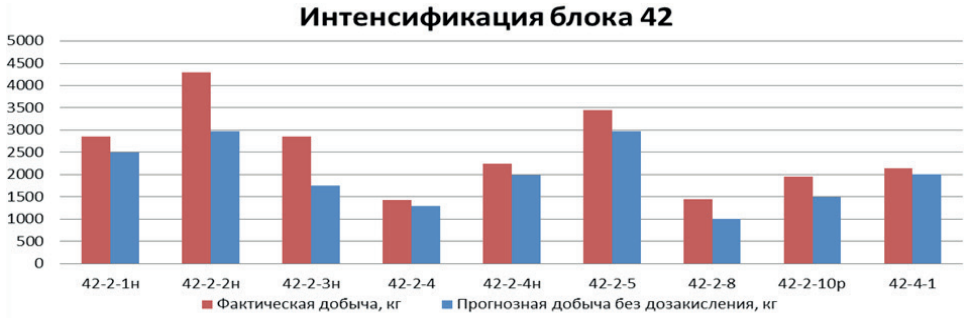


Рисунок 3 – Интенсификация блока № 42

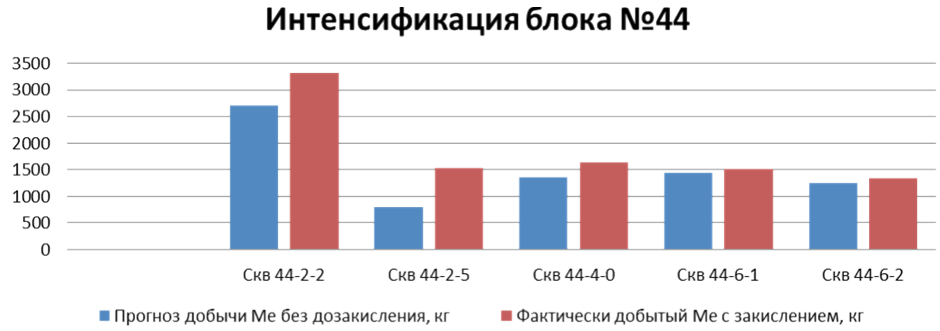


Рисунок 4 – Интенсификация блока № 44

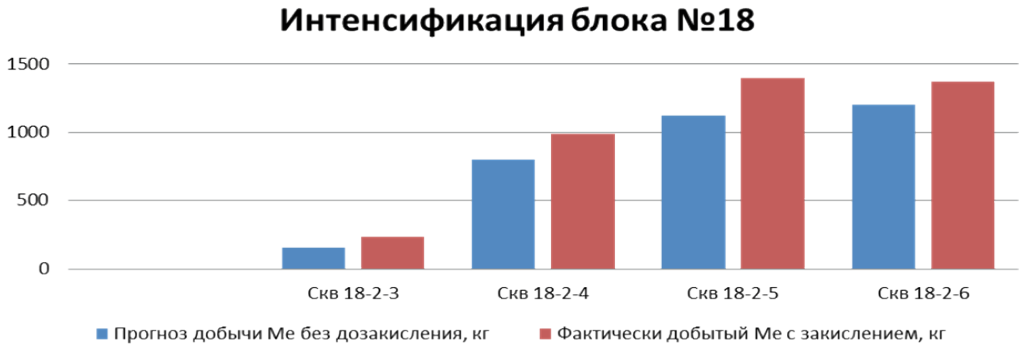


Рисунок 5 – Интенсификация блока №18

По нашим расчетам, в результате дозакисления дополнительно получено 12 203 кг урана (рисунок 6).

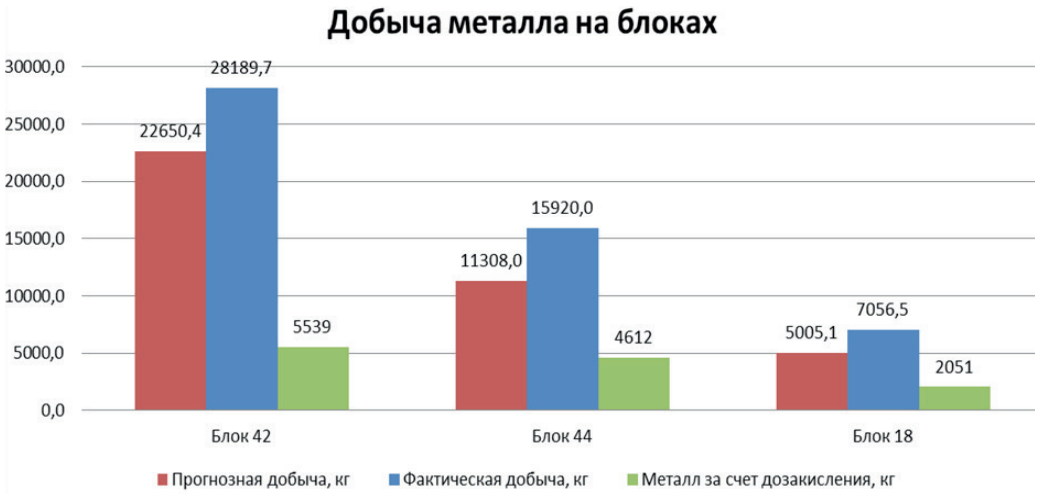


Рисунок 6 – Добыча металла на блоках

Было затрачено 5986 тн кислоты, но получены положительные результаты, на основании которых сделаны следующие выводы:

1. Средняя концентрация U в блоках увеличилась вдвое.
2. Суммарная добыча из 19 экспериментальных ячеек за год составила 38 964 кг и превысила прогнозную на 12 203 кг (сентябрь 2019 – сентябрь 2020 гг.).
3. Продлено время эксплуатации трех блоков более чем на год. По первоначальным прогнозам, все три блока должны были выйти из эксплуатации в конце 2020 года, но по факту отработали больше как минимум на год. Три ячейки этих блоков продолжают работать и сегодня. Суммарная дополнительная добыча составила в 2021 году 17 300 кг, в 2022-м – **7 100** кг (т.е. фактически добыли на 36 600 кг больше прогнозного).

Мы считаем, что работы по лимитированной точечной подаче кислоты на отдельных ячейках перспективными и намерены продолжать их в будущем.

БИОАКТИВАЦИЯ РАСТВОРА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ДЛЯ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

[1]Муканов Е.Ж., [2]Алтынбек А.Д., [3]Бектай Е.К., [3]Турысбекова Г.С., [3]Шидерин Б.Н., [3]Бектаев М.Е.
[1]НАО «КазНИТУ им.К.И.Сатпаева», г. Алматы, Казахстан
[2]ТОО «Семизбай-U», г. Астана, Казахстан
[3]НАО «КазНИТУ им.К.Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Аннотация

В Казахстане используется технология подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) урана, что позволило увеличить добычу в 15 раз с 800 тонн в 1998 году до 22 000 тонн в 2013 году. С 2013 года Казахстан лидирует в мировой добыче урана. ПСВ урана является безотходной технологией. Исследования показали серьезный потенциал для улучшения результатов технологии ПСВ с использованием методов биотехнологии. Уран в рудном теле обычно представлен шестивалентным (растворимым) и четырехвалентным ураном (малорастворимым). Для перевода урана в растворимую форму необходимо окислить четырехвалентный уран. Выщелачивающий раствор большинства урановых месторождений Казахстана содержит двухвалентное железо. Окисление четырехвалентного урана осуществляется трехвалентным железом, для получения которого использовались железоокисляюще бактерии A.Ferrooxidans. Эти бактерии окисляют двухвалентное железо до трехвалентного. Это было сделано на урановом руднике в двух 20 м3 проточных биореакторах новой конструкции. В биореакторах получают активированный выщелачивающий раствор (ВР), в котором происходит окисление двухвалентного железа. Окислительно-восстановительный потенциал ВР повышался с 360 мВ до 410-420 мВ в биореакторах. Содержание трехвалентного железа увеличилось с 0,1 г/л до 1,5 г/л и выше. Фактическая температура ВР составляла 10–14 °С. При испытаниях без добавления дополнительной серной кислоты концентрация урана в продуктивном растворе (ПР) увеличилась на 20%. Испытания с добавлением серной кислоты дают увеличение концентрации урана в ПР на 40%. Затраты на добычу при использовании предлагаемого метода биотехнологии в 6–8 раз ниже по сравнению с использованием химических окислителей (пероксид водорода, нитрит натрия и др. окислители).

Ключевые слова: подземное извлечение, уран, биовыщелачивание, бактерии.

Введение

Успехи Казахстана в добыче урана на основе технологии ПСВ очевидны, но это не означает отсутствия потребности в интенсификации процессов. Для этого необходимо использовать технологии, направленные на удешевление добычи урана и интенсификацию процесса. Исследования показали, что применение биовыщелачивания на основе железоокисляющих бактерий *A. ferrooxidans* соответствует основным технологическим показателям подземного скважинного внутрипластового извлечения урана. Подход, использованный в данном исследовании, дает положительные результаты для промышленного использования биовыщелачивания. Использование биогеотехнологии в горнодобывающей промышленности существенно отличается от биотехнологии в медицине или пищевых продуктах. Это связано со сложными горно-геологическими, геохимическими характеристиками рудных тел.

Бактерии, способные окислять железо (II), были идентифицированы в ряде исследований [1–11]. При микробиологическом выщелачивании бактерии окисляют сульфидные минералы, что вызывает образование в водной фазе ионов железа (III) и серной кислоты – комплекса реагентов, за счет окислительно-восстановительных реакций окисляющих U (IV) и образующих растворимый U (VI). Это превращение благодаря химической активности микроорганизмов лежит в основе биометаллургического процесса, что экономически оправдано применительно к бедным, забалансовым рудам и отвалам уранового производства (т.е. в тех случаях, когда стандартный процесс непригодный). Было проведено несколько исследований возможности использования бактериального выщелачивания урана из бедного сырья при кучном выщелачивании и с поверхности горных выработок. Исследовано несколько важных факторов – характер минерализации урана, так как его оксидные, фосфатные, сульфатные и карбонатные минералы легко вскрываются, а силикатные формы вскрываются с трудом или вообще не вскрываются. Во всех процессах выщелачивания с участием ацидофильных бактерий важным параметром является температура и степень насыщения кислородом раствора или пульпы. Биовыщелачивание урана использовалось для кучного выщелачивания, но не для технологии ПСВ. Анализ показывает, что применение бактериального окисления железа и биотехнологических методов для ПСВ урана ограничено и отсутствуют примеры эффективной организации ПСВ с использованием бактерий.

Основные реакции биоактивации выщелачивающих растворов

Ион трехвалентного железа, образующийся в результате окисления двухвалентного железа бактериями, является окислителем четырехвалентного урана:

$$UO_2 + Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow UO_2SO_4 + 2\,FeSO_4 \qquad (1)$$

Железоокисляющие бактерии *(A. Ferrooxidans)* окисляют двухвалентное железо:

$$2FeSO_4 + H_2SO_4 + 1/2O_2 \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + H_2O \qquad (2)$$

Также имеют место прямое окисление урана бактериями (прямой механизм):

$$2\,UO_2 + O_2 + 2\,H_2SO_4 \rightarrow 2\,UO_2SO_4 + 2\,H_2O \qquad (3)$$

В таких условиях также происходит образование гидроксидов железа, что является одним из факторов, способных вызвать кольматацию рудоносного пласта. Это негативный процесс, который необходимо учитывать.

$$Fe_2(SO_4)_3 + 6H_2O \Longleftrightarrow 2Fe(OH)_3 + 3\downarrow H_2SO_4 \qquad (4)$$

Материал и размеры

Урановый рудник. Месторождение урана расположено на севере Казахстана. Горно-геологические условия месторождения считаются сложными, рудное тело находится на глубине до 150 метров. Работа рудника характеризуется высоким расходом серной кислоты из-за высокой кислотоемкости руд и вмещающих пород. Двухвалентное железо в ВР было до 3 г/л, а содержание солей, накопленных в ВР, достигало 20-30 г/л. Испытания проводились на одном из технологических блоков уранового месторождения. Блок состоял из нескольких нагнетательных и насосных скважин. Расстояние между рядами скважин – 25 метров. Испытания проводились на установках бактериального окисления железа (БОЖ) с расходом раствора более 20 м3/час. Суммарная мощность двух установок БОЖ составляет более 300 тыс. м3/год.

Растворы: выщелачивающие и продуктивные. Концентрация общего железа в ВР не превышала 3 г/л, концентрация H_2SO_4 составляла 3-5 г/л. Относительно низкое содержание трехвалентного железа в ПР требует более тонкой настройки технологии и учета масштабных факторов. Фактическая температура ВР составляла 10-14°С, что существенно отличалось от оптимального (25-35°С). Затраты на обогрев значительно превышают потенциальный эффект от использования технологии БОЖ с объемом потока ПР (2000 м3/ч). Анализ показывает, что требуется около 20 суток для прохождения ВР через рудоносный пласт. При этом имеет место многообразие физико-химических процессов, происходящих в рудоносном пласте и изменения в нем в течение времени.

Биореакторы – оборудование. Для испытаний использовались две установки с компрессорной станцией (производительностью до 500 м3/ч воздуха каждая) и насосной станцией производительностью до 50 м3/ч. Проточные биореакторы объемом 20 м3 обеспечивали свободное течение раствора с минимальным удалением бактерий из биореактора за счет конструкции оборудования. Насосная станция и накопительный бак обеспечивали подачу раствора в магистральную сеть под давлением 8 бар. Активированный выщелачивающий раствор (АВР) подавали в закачные скважины. Замеры содержания железа в АВР, серной кислоты, pH, окислительно-восстановительного процесса (ОВП), содержания урана в ПР проводились рудничной лабораторией в текущем режиме. Для регулирования подачи ВР в биореакторы использовались электромагнитные расходомеры (типа «Омега»). Разработкой проекта установки и ее монтажом занималась научно-исследовательская лаборатория «Биогеотехнология золотых, урановых и полиметаллических руд» (КазНИТУ).

Биомасса в биореакторах. Предварительное накопление биомассы проводили на среде Сильвестра-Ленгмюра. Накопленная биомасса единовременно подавалась в биореакторы. В течение месяца биомасса накапливалась в биореакторах в режиме культивирования. Накопление биомассы осуществлялось в барботажном режиме при подаче воздуха компрессором. АВР периодически обновляли по мере перехода двухвалентного железа в трехвалентное состояние.

Измерения и расчеты. Количество U, Fe^{2+}, Fe^{3+} и H_2SO_4 измеряли в лаборатории рудника методами титрования. ОВП, pH измеряли с помощью ионометра И-160МИ. Количество бактерий измеряли с помощью микроскопа. Для статистического анализа данных использовалась программа SPSS Statistics.

Испытания

Испытания первой очереди проведены в 2018 году. ВР подавался на две установки под условным наименованием БОЖ-1 и БОЖ-2 (бактериальное окисление железа) в объеме 20 м3/час. С июня 2019 года в проточном режиме работала только одна установка БОЖ-1. Спустя две недели две установки были запущены вместе. Дополнительной серной кислоты не подавалось. Общий объем подаваемого на установку ВР составил 30 м3/час, при общей подаче раствора в нагнетательные скважины до 40 м3/час. Смешивание АВР и ВР немного уменьшило значение ОВП и другие параметры АВР и содержание трехвалентного железа в АВР. Данные о содержании целевого металла в ПР определяли непосредственно работниками рудника [32].

Испытания второго этапа проводились в течение 2021 года. Выщелачивающий раствор был поставлен на установку БОЖ-2 в объеме 10 м3/час с добавкой серной кислоты 2 г/л. Испытания проходили с 18 июля 2021 г. по 18 октября 2021 г. В проточном режиме работала только одна установка БОЖ-2. Общий объем подаваемого на установку ВР составил 10м3/час. Весь объем ВР прошел через БОЖ-2. АВР направлялся на закачные скважины.

Полученные результаты

Пилотный тест – Первая стадия (без добавления дополнительной серной кислоты)

На первом этапе ВР активировали в биореакторах. Использовался выщелачивающий раствор после сорбции урана. Часть ВР (50%) пропускают через биореакторы. ОВП АВР после биореактора увеличилось с 360 мВ до 410-420 мВ.

На рисунке 1 приведены ежесуточные данные содержания урана в ПР с начала 1 января 2018 года. Стрелками указано время запуска установок подачи АВР. Содержание серной кислоты в ВР составляло 3,5-4,5 г/л. Испытания проводились без дополнительной подачи кислоты. На рис. 1 приведены данные по содержанию урана в ПР по блоку с начала года. Налицо четкая тенденция к уменьшению контента перед началом инсталляций. После включения второй установки БОЖ и выхода на подачу 30 м3/ч наблюдается устойчивый рост содержания урана в ПР, что позволило предположить, что испытания достигли намеченной цели.

U (мг/л)

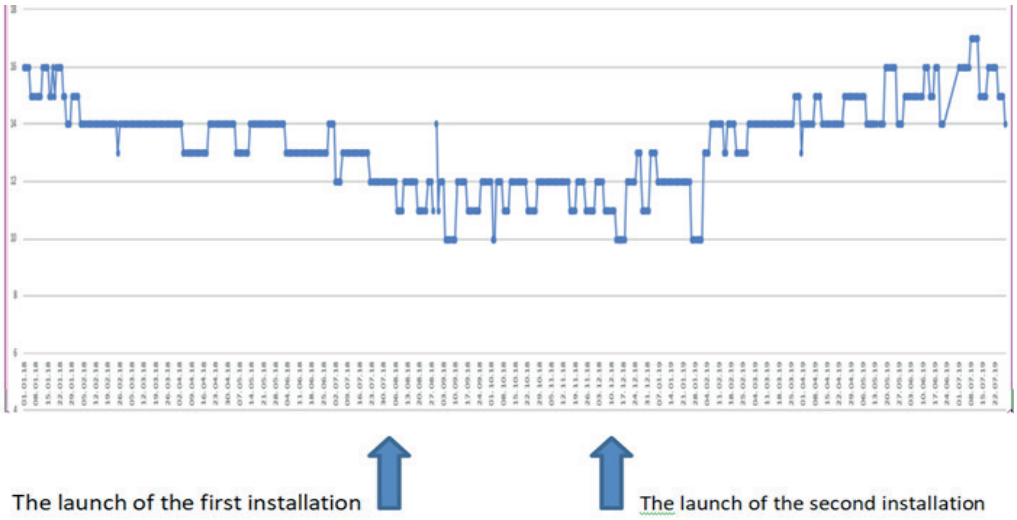


Рисунок 1 – Динамика изменения содержания урана в ПР с января 2018 г. по 2019 г. с указанием времени включения биоустановок по окислению двухвалентного железа в ВР.

Можно заметить, что увеличение содержания урана в ПР произошло после запуска обоих биоустановок.

Второй этап (с добавлением дополнительной серной кислоты)

Для испытаний была поставлена серная кислота в необходимом количестве более 100 000 кг. Подача кислоты регулировалась технологической установкой подкисления через электромагнитный расходомер.

Подачу кислоты регулировали вручную каждый час. В среднем подача серной кислоты осуществлялась в количестве 2 грамм/литр, а через 20 дней в количестве 6-7 грамм/литр. Объем ВР подавался в объеме 10 м3/ч через установку БОЖ-2. Ежедневно отбирали пробы для анализа параметров АВР: pH, ОВП, Fe^{2+}, Fe^{3+}, H_2SO_4 .

На рис. 3 представлены данные по содержанию урана в ПР с января 2021 года. Как отмечалось выше, на блоке проводились испытания с использованием БОЖ-2 с 2018 г., при этом наблюдалось увеличение содержания урана в ПР за период испытаний (2018-2019 гг.) на 10-20% без подачи дополнительной серной кислоты. Новые испытания, проведенные с добавлением серной кислоты, показали, что на блоке содержание увеличилось на 40% (с 12 мг/л до 18 мг/л). Пробы в ПР ежедневно анализировали (pH, U). Статистический анализ данных по выборке из 225 данных показал, что pH в ПР и содержание урана статистически значимы и корреляция составила 0,327. Однако взаимное влияние выражено не резко, что связано с косвенной связью факторов. В отличие, например, от зависимости между ОВП ВР и содержанием трехвалентного железа.

В таблице 1 ниже представлены данные о корреляции показателей после выхода из установки БОЖ-2 (размер выборки 152).

Таблица 1 – Соотношение показателей раствора в АВР (в биореакторе)

		pH	ОВП	Fe^{2+}	Fe^{3+}	H_2SO_4
pH	Корреляции Пирсона	1	-,078	-,006	,016	-,880 **
	Н	152	152	152	152	152
ОВП	Корреляции Пирсона	-,078	1	-,888 **	,906 **	,050
	Н	152	152	152	152	152
Fe^{2+}	Корреляции Пирсона	-,006	-,888 **	1	-,956 **	-,027
	Н	152	152	152	152	152
Fe^{3+}	Корреляции Пирсона	,016	,906 **	-,956 **	1	,043
	Н	152	152	152	152	152
H_2SO_4	Корреляции Пирсона	-,880 **	,050	-,027	,043	1
	Н	152	152	152	152	152

**. Корреляция значима на уровне 0,01. ОВП- Окислительно-восстановительный потенциал

На рисунке 2 представлены данные по изменению содержания металлов в ПР в течение 2021 г. в процессе испытаний. Стрелками отмечены начало подачи кислоты и конец подачи кислоты. Следует отметить, что изменение состава ВР влияет на состав ПР с задержкой на 20–30 дней.

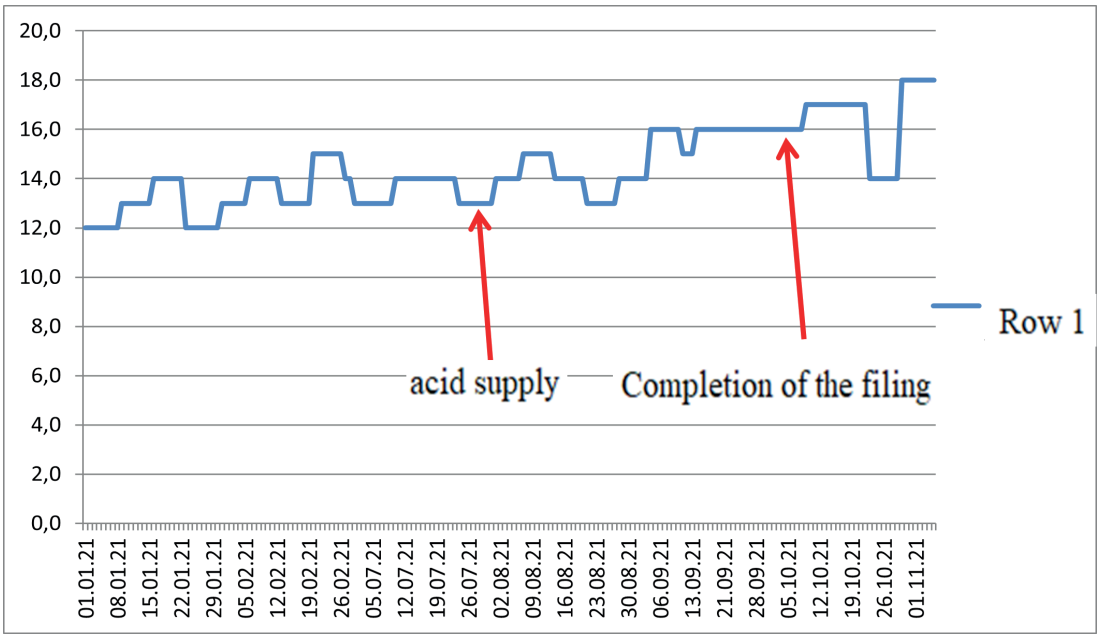


Рисунок 2 – Изменение содержания урана в ПР на блоке в период с января по октябрь 2021 г. (стрелками указан период поставки серной кислоты – с 27.07.2021 г. по 15.10.2021 г.)

С начала года содержание урана на блоке 62 увеличилось с 12 до 18 мг/л (40%). [12-15]

Выводы

1. Окислительно-восстановительный потенциал АВР увеличился до 410-420 мВ от 360 мВ ВР. Это повлияло на увеличение концентрации урана в ПР на 20% без добавления серной кислоты.

2. Увеличение концентрации урана в ПР на блоке составило 40 % при дополнительной серной кислоте 2 г/л. Отмечено увеличение содержания трехвалентного железа в АВР за счет бактериального окисления железа. Добавление серной кислоты на других контрольных блоках не показало существенного увеличения содержания урана в ПР.

3. Регрессионный анализ данных выявил статистически значимые связи между технологическими показателями в АВР и ПР, между ОВП и содержанием трехвалентного железа при уровне корреляции 0,9.

4. Анализ данных показывает, что использование технологии БОЖ позволяет увеличить глубину извлечения урана с проектных 85% до 95% и более.

5. Промышленные испытания подтвердили возможность использования проточных биореакторов для процесса ПСВ. Следующим этапом исследования является использование технологии БОЖ для блока в стадии активного выщелачивания блоков при одновременном увеличении производительности установок БОЖ.

Список использованных источников

1. Polkin S.I., Adamov E.V. , Panin V.V. Technology of bacterial leaching of non-ferrous and rare metals. – M .: Nedra. 1982. – 288 p.
2. Hamidian H., Rezai B., Milani S. et al.Microbial leaching of uranium ore. // Asian J. Chem. 2009.V. 21. P. 5808–5820.
3. Guay R., Silver M., Torma E. Microbiological leaching of a low-grade uranium ore by
4. Thiobacillus ferrooxidans. // Appl. Microbiol. Biotechnol. 1976. V. 3. P. 157–167.
5. Tuovinen O., Bhatti T. Microbiological leaching of uranium ores. // Miner. Metall. Proc. 1999.V. 16. P. 51–60.
6. Munoz J., Gonzalez F., Blazquez M., Ballester A. A study of the bioleaching of a Spanish uranium ore. Part I: A review of the bacterial leaching in the treatment of uranium ores. // Hydrometallurgy. 1995. V. 38. P. 39–57.
7. Brierley C., Briggs A. Selection and sizing of biooxidation equipment and circuits. / Mineralprocessing plant design, practice and control. Ed. A. Mular, D. Halbe, D. Barret. / SME. 2002. P. 1540–1568.
8. Cerda J.. Gonzalez S., Rios J., Quintana T. Uranium concentrates bioproduction in Spain: a case study. // FEMS Microbiol. Rev. 1993. V. 11. P. 253–260.
9. Benedetto J., de Almeida S., Gomes H., Vazoller R. Monitoring of sulfate-reducing bacteria inacid water from uranium mines. // Miner. Eng. 2005. V. 18. P. 1341–1343.
10. McCready R., Gould W. Bioleaching of uranium. / Microbial mineral recovery. Ed. H. Ehrlich,C. Brierley. / McGraw-Hill. N. Y. 1990. P. 107–126.
11. Campbell K., Gallegos T., Landa E. Biogeochemical aspects of uranium mineralization, mining,milling, and remediation. // Appl. Geochem. 2015. V. 57. P. 206–235.
12. Watling H. Review of biohydrometallurgical metals extraction from polymetallic mineral resources. // Minerals. 2015. V. 5. N 1. P. 1–60.
13. G.S. Turysbekova, A.D. Altynbek, Y.K. Bektay, Shiderin B.N. ,Bektayev M.E. «Technology of bacterial oxidation of iron in underground uranium borehole leaching». International Journal of Pharmaceutical Research, 2020, 12(3), стр. 2988–2993.
14. Турысбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектай Е.К.. Золото: инновации в химии и металлургии. – КазНИТУ, 2015. – 532 с.
15. Турысбекова Г.С., Меретуков М,А,, Бектай Е.К. Золото: новые сырьевые источники, вторичная металлургия и аффинаж. – КазНИТУ, 2016. – 352 с.
16. Бектай Е.К., Турысбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектаев М.Е. Природные наночастицы и наноструктуры. – КазНИТУ, 2018. – 600 с.
17. Бектай Е.К., Турысбекова Г.С., Алтынбек А.Д., Шидерин Б.Н. Геохимия урана. –Алматы, КазНИТУ. – 456 с.
18. Турысбекова Г.С., Бектай Ю.К., Меретуков М.А., Бектаев М.Е. Гидрометаллургия урана. – Алматы, КазНИТУ. – 242 с.
19. Yerkin Bektay, Gaukhar Turysbekova, Erzhan Mukanov, Akmurat Altynbek, Bauyrzhan Shiderin. «Bioactivation of leaching solution for uranium in-situ recovery». XXIInd International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying, Geology and Mining, Ecology and Management – SGEM 2022, 2 – 11 July, 2022.

КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ УРАНА В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕМБРАННЫХ МЕТОДОВ

Тюлюбаев З.М.[1], Копбаева М.П.[2], Смайлов Е.К.[3], Пирматов А.Э.[2], Лексин А.М.[2], Мырзакулов Н.Д.[2], Карпенко В.Ю.[2], Елемесов Т.Б.[2], Принзин Н.А.[4], Леонова Л.А.[5]

[1]ТОО «Каратау», г. Шымкент, Казахстан

[2]ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан

[3]ТОО «Байкен-U», г. Кызылорда, Казахстан

[4]Корпорация «Казахмыс Смэлтинг», г. Жезказган, Казахстан

[5]Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

В статье приведены результаты исследований, полученных в рамках проведенных экспериментальных разработок по совершенствованию мембранных методов повышения качества и сокращения эксплуатационных затрат на получение ЗОУ, в ходе которых была разработана технология и изготовлена промышленная мембранная установка производительностью 3,5 м^3/ч. В изготовленной установке применяется два типа мембран с разной селективностью, при этом конструктивно установка позволяет отправлять часть наиболее богатого по содержанию урана маточного раствора-пермеата в голову процесса, что дает возможность получать не более 1 г/дм^3 урана в совокупном растворе пермеата, направляемого на повторную переработку.

В условиях работающего производства разработанный способ позволяет получить среднюю степень концентрации U в концентрате, равную 1,7, при этом снизить среднее содержание кислоты в концентрате по отношению к U в 1,66 раза по сравнению с исходным ТД: с 0,4 г. до 0,24 г. на 1 г урана.

Ключевые слова и определения:

Сепарация – в технике, различные процессы разделения компонентов смесей.

Мембранные процессы – процессы разделения, основанные на преимущественной проницаемости одного или нескольких компонентов жидкой либо газовой смеси, а также коллоидной системы через разделительную перегородку – мембрану.

Концентрат (ретентат) – часть раствора, которая в процессе фильтрации не проходит через мембрану.

Пермеат – часть раствора, которая в процессе фильтрации проходит через мембрану.

Товарный десорбат – раствор с содержанием урана, обычно более 30 г/дм^3, полученный при десорбции урана с ионообменной смолы (ионита).

Мембранные технологии и методы концентрирования характеризуются относительной простотой аппаратурного оформления, практическим отсутствием или низким потреблением дополнительных реагентов, малыми объемами образующихся жидких отходов. Однако более широкому применению этого процесса препятствует то обстоятельство, что научные и технологические основы применения ионселективных мембран изучены недостаточно.

Несмотря на относительно большой массив имеющихся в литературе экспериментальных данных о селективности ионселективных мембран по различным электролитам и неэлектролитам, подробного и полного описания специфики взаимодействия в системе «НФ мембрана – раствор» существенно не хватает.

Применение мембранной технологии для производственной схемы уранодобывающего предприятия позволяет, согласно результатам практических изысков, достаточно эффективно выделять в концентрат из урансодержащих растворов уран и имеет предпосылки отделения целого ряда сопутствующих фоновых примесей.

На рисунке 1 показаны действующие мембранные установки, разработанные ТОО «ИВТ». В рамках изучения данной технологии за озвученный период шло параллельное совершенствование не только практических знаний и навыков мембранного способа, но и постоянная модернизация оборудования.

Рисунок 1 – Мембранные установки производительностью 0,5 м³/ч и 1,2 м³/ч

Практические усредненные данные применения мембранной технологии на производственных объектах показаны в таблице 1.

Таблица 1 – Практические усредненные данные применения мембранной технологии для концентрирования урана в товарном десорбате

Тип раствора	Выход в		Содержание, г/дм³				Извлечение, %			
	м³/ч	%	U	H_2SO_4	NO_3	Cl	U	H_2SO_4	NO_3	Cl
Пермеат	0,40	37,53	2,10	33,84	6,45	4,11	1,02	33,91	46,00	43,63
Концентрат	0,67	62,47	122,00	39,62	4,55	3,19	98,98	66,09	54,00	56,37
ТД исх.	1,07	100,00	77,00	37,45	5,26	3,54	100,00	100,00	100,00	100,00

Основной акцент в проводимых исследованиях делался на повышение степени концентрации урана в концентрате. При этом содержание урана в маточном растворе- пермеате было на уровне 1,5–3 г/дм³, что влечет за собой дополнительные расходы на повторную переработку урана, получаемого с пермеатом.

Актуальной задачей дальнейшего совершенствования мембранных методов и технологии концентрирования урана для уранодобывающей промышленности являлась разработка способа, позволяющего сохранить степень концентрации урана в концентрате с одновременным снижением содержания серной кислоты по отношению к урану, при этом снизить содержание урана в пермеате по сравнению с предыдущими образцами.

До 2021 года в проводимых исследованиях применялся только один тип ионселективных мембран. Несмотря на то что на рынке ионселективных мембран имеется ряд материалов, потенциально пригодных для использования в гидрометаллургии урана, производители мембран и мембранных модулей сопровождают свою продукцию лишь кратким описанием характеристик: производительностью по дистиллированной воде и селективностью по растворам MgSO4 и NaCl, что совершенно недостаточно для расчета и проектирования установок без предварительных экспериментальных исследований.

Разработанная и изготовленная ТОО «ИВТ» технология и установка нанофильтрации ТД для рудника «Харасан-2», в которой применяется два отличающихся типа ионселективных нанофильтрационных мембран в одной системе, показала принципиальную возможность использования мембран разной селективности для получения ожидаемого эффекта от использования усовершенствованной мембранной технологии, а именно:

- снижение (по сравнению с предыдущими технологическими схемами мембранного концентрирования) общего содержание урана в выводимом из процесса объединенном пермеате со всех мембранных модулей.
- повышение эффективности мембранных методов концентрирования урана из исходных растворов товарного десорбата в ретентат (концентрат) с одновременным снижением в нем содержания кислоты;
- увеличение производительности аффинажного передела за счет снижения объемов направляемых на аффинаж растворов;
- регулирование степени концентрации урана в концентрате в зависимости от технологических потребностей производства;

Результат достигается последовательным концентрированием урана в 4 мембранных модулях. При этом более селективные по урану мембраны используются в первых двух мембранных модулях, а менее селективные – в последних двух. Часть наиболее богатого по содержанию урана пермеата с последнего мембранного модуля не выводится из системы, а возвращается и смешивается с исходным раствором товарного десорбата, поступающим на первый модуль.

Использование высокоселективных мембран позволяет удерживать большее количество урана в концентрате, тем самым снижая общее содержание урана в пермеате. Однако следует отметить, что использование данного типа мембран во всех четырех мембранных модулях установки приводит к достаточно ощутимому снижению производительности, увеличению влияния эффекта концентрационной поляризации, сокращению периода между промывками и увеличению времени промывки.

Предлагаемая схема использования нескольких типов ионселективных мембран в одной системе мембранной установки с определенным соотношением потоков растворов в процессе позволяет избежать вышеперечисленных проблем. Усредненные показатели работы мембранной установки, разработанной по предлагаемой схеме, показаны в таблице 2.

Таблица 2 – Усредненные показатели работы мембранной установки

Наим.	Выход		Содержание, г/дм^3			Извлечение,%		
	м^3/ч	%	U	NO_3	H_2SO_4	U	NO_3	H_2SO_4
Пермеат	1,47	40,93	0,52	22,92	32,04	0,34	39,44	45,88
Конц-т	2,13	59,07	105,56	24,43	26,09	99,66	60,56	54,12
ТД исх	3,60	100,00	62,30	23,81	28,48	100,00	100,00	100,00

Средняя степень концентрации U в концентрате составила 1,7. Среднее содержание кислоты в концентрате по отношению к U снизилось в 1,66 раза по сравнению с исходным ТД: с 0,4 г до 0,24 г на 1 г урана. При этом среднее содержание урана в пермеате в среднем оставалось на уровне 0,5 г/дм^3

Общий вид установки представлен на рисунке 2.

(а)

(б)

Рисунок 2 (а), (б) – Общий вид мембранной установки

Регулирование степени концентрации урана в концентрате, получаемом после четырех мембранных модулей, осуществляется изменением выхода потока концентрата по отношению к пермеату, а возврат меньшей части концентрата после последнего модуля обратно в процесс используется для увеличения потока раствора, проходящего над мембранами, что способствует предотвращению образования осадка на поверхности мембран.

Блок-схема мембранной установки показана на рисунке 3.

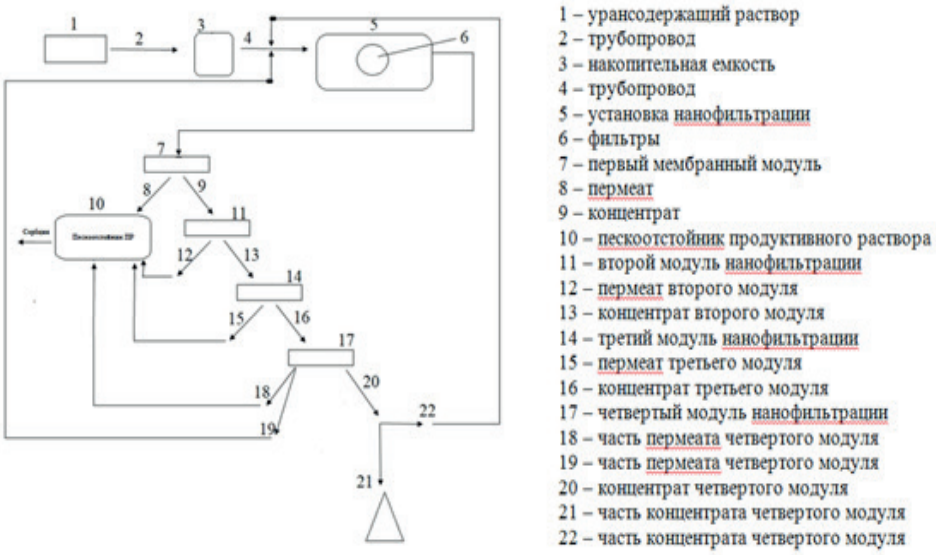


Рисунок 3 – Блок-схема мембранной установки

Использование озвученных мембранных методов и технологии с целью фильтрации ТД будет способствовать улучшению состава и чистоты товарного десорбата, а следовательно, и росту эффективности последующих переделов и качества выпускаемого уранового концентрата. Также позволит снизить расход реагентов на осаждение концентрата, получаемого после нанофильтрации товарного десорбата и сократить дополнительные расходы на повторную переработку урана, получаемого с пермеатом.

ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫХ ЗАПАСОВ НА СТАДИИ ДОРАБОТКИ БЛОКА (НА ПРИМЕРЕ УРАНОВОГО МЕСТРОЖДЕНИЯ)

Ержанов К.Б.
ТОО «ДП «Орталык», г. Шымкент, Казахстан

В период бурного развития урановой отрасли в Казахстане в середине 2000-х годов была начата разработка десятка месторождений в Сырдарьинской и Чу-Сарысуйской урановых провинциях. В условиях дефицита квалифицированных кадров и отсутствия опыта разработки урановых месторождений методом ПСВ был допущен ряд ошибок при вскрытии и эксплуатации технологических блоков. Как следствие, добыча урана с данных блоков сопряжена с определенными трудностями, что обеспечивает для компаний низкорентабельные активы в виде трудноизвлекаемых запасов на разрабатываемых месторождениях. Как правило, доходность добывающих компаний сводится к минимуму из-за трудноизвлекаемых запасов, что снижает рентабельность компании.

Начиная с 2016 года специалистами компании были проведены работы по полной ревизии вскрытых запасов. По результатам данной ревизии был произведен переподсчет вскрытых и подсчет остатков этих запасов для каждой технологической ячейки по итогам эксплуатации месторождения с 2008 года. Далее технологические ячейки были разбиты на 3 категории по степени их извлечения: полностью извлеченные, наполовину извлеченные и трудноизвлекаемые (рисунок 1).

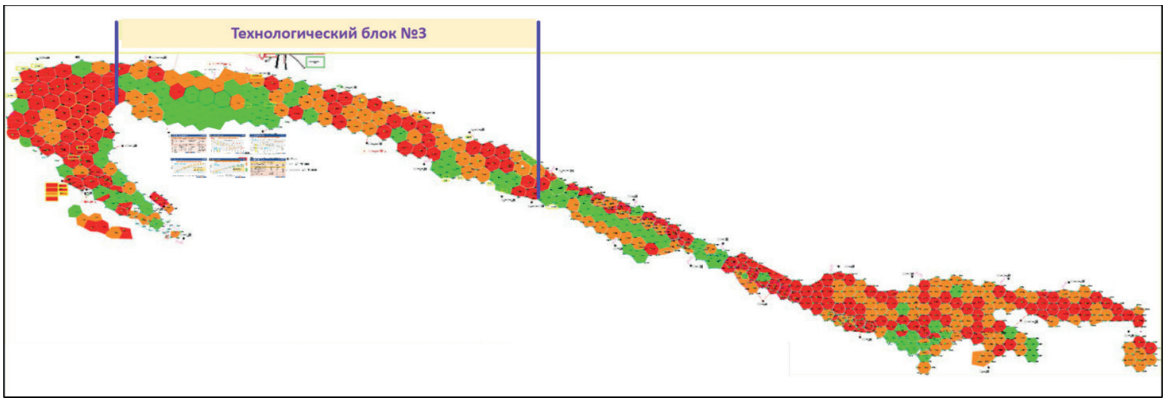


Рисунок 1 – Кластеризация. Разбивка технологических ячеек на категории по степени их извлечения. Красные ячейки – полностью извлеченные запасы; коричневые ячейки – наполовину извлеченные запасы; зеленые ячейки – трудноизвлекаемые запасы

Как видно из рисунка 1, наибольшее количество трудноизвлекаемых запасов локализовано на технологическом блоке № 63-3.

По состоянию на июль 2022 года общее количество вскрытых запасов компании составляет порядка 2400 т. Из них 740 т являются трудноизвлекаемыми. То есть интенсивность извлечения 740 т из 2400 т запасов урана составляет менее 0,3% в месяц. Другими словами, при расчетном коэффициенте обеспеченности запасами в 1,65 реальный коэффициент составляет 1,15. Из этого следует, что:

- 0,5 коэффициента обеспеченности запасами или 740 т урановых запасов создают иллюзию обеспечения непрерывного производства урана, тогда как в реальности не обеспечивают из-за низкой вовлеченности трудноизвлекаемых запасов в процесс добычи урана.
- Данные трудноизвлекаемые запасы являются экономически низкорентабельными вследствие низкой степени извлечения, а также наличия высоких технологических и производственных издержек.

Таким образом, необеспечение бесперебойного производства добычи урановой продукции и низкая рентабельность 740 т трудноизвлекаемых урановых запасов являются одной из основных проблем компании.

На момент основания компании политика вскрытия запасов основывалась на экономии инвестиций, что в итоге оказалось неоправданным. То есть меньшими инвестиционными затратами на вскрытие запасов были поставлены целевые показатели по сроку их окупаемости, которые не были достигнуты.

Также специалистами компаний были допущены некоторые технологические ошибки, которые на

тот момент не были очевидными, и требовалось некоторое время для мониторинга и доказательства их неэффективности. Этому способствовало и то, что бурное развитие урановой отрасли в середине 2000-х годов вызвало дефицит квалифицированных кадров на рынке труда.

На рисунке 2 приведено дерево причин возникновения трудноизвлекаемых запасов, которое было разработано специалистами компании в результате проведения мозгового штурма. Мозговой штурм, как известно, является одним из эффективных инструментов бережливого производства [1].

Рисунок 2 – Дерево причин проблемы

Согласно данному дереву причин, есть несколько факторов возникновения трудноизвлекаемых запасов. Кроме человеческого фактора и фактора инвестиций, которые были описаны выше, есть факторы применяемых технологий, используемых методов и внешние факторы. Фактор технологий включает применение неэффективных технологий процессов закисления и выщелачивания. Фактор метода включает отсутствие готовых методик по оптимальной разработке урановых месторождений, обучающих материалов и курсов для молодых специалистов, а также неприменение финансово экономических подходов при эксплуатации месторождений. Внешний фактор включает нарушение графиков поставки материалов для обеспечения производственного потребления.

Все вышеприведенные ошибки и обстоятельства стали причинами возникновения проблем трудноизвлекаемых запасов.

Таким образом, экономия инвестиций при вскрытии запасов, а также фактор людей, то есть отсутствие квалифицированных специалистов не только в компании, но и на рынке труда в целом, оказались основными причинами появления трудноизвлекаемых запасов. Чтобы решить проблемы, вызванные трудноизвлекаемыми запасами, необходимы дополнительные инвестиции, вовлеченность в проект специалистов разных компетентных подразделений, а также внедрение финансово экономического подхода при реализации проекта.

Трудноизвлекаемые запасы ведут к следующим негативным финансово-экономическим показателям:

• Сдерживание роста показателя эффективности использования активов компаний (ROA), а также коэффициента оборачиваемости активов (Assets turnover ratio). Так как формула данного показателя [3]:

$$ROA = \frac{\text{Чистая прибыль}}{\text{Средняя стоимость активов}} 100\% \qquad (1)$$

где Чистая прибыль – показатель отчета о прибылях и убытках;

Средняя стоимость активов – это сумма активов на начало и на конец года, деленная пополам.

Низкая рентабельность активов приводит как к сдерживанию увеличения прибыли компаний, так и к увеличению стоимости активов компаний. Таким образом, это показывает низкий степень использования своих активов компанией.

• Снижение рентабельности собственного капитала (ROE). Формула данного показателя [4]:

$$ROE = \frac{\text{Чистая прибыль}}{\text{Собственный капитал}} \qquad (2)$$

где собственный капитал – из баланса компании как усредненный среднегодовой показатель.

Таким образом, низкая степень этого показателя говорит о том, что доходность от трудноизвлекаемых запасов не оправдывают вложенных инвестиций.

При этом низкое значение чистой прибыли – за счет долгой реализации урановой продукции, извлеченной из трудноизвлекаемых запасов, и наличия издержек компании по обслуживанию и эксплуатации технологических блоков с данными запасами.

Кроме этого, наличие трудноизвлекаемых запасов ведет к следующим негативным последствиям:

• расширяется площадь обслуживания рабочим персоналом. Технологические блоки с такими запасами требуют обслуживания не только для поддержания технологического режима, но и для промышленной безопасности;

• увеличивается нагрузка на оборудование рудника. Так как количество ПР технологических блоков с трудноизвлекаемыми запасами большое, они создают нагрузку на трубопроводы, насосные станции и перерабатывающий комплекс, что увеличивает износ последних и приводит к быстрому выходу из строя;

• размывается фокус специалистов компании. Специалисты тратят свое время на разрешение проблем, создаваемых трудноизвлекаемыми запасами, вместо фокусировки на других проблемах компании.

Таким образом, по прогнозам специалистов компании, в течение нескольких лет большая часть из 740 т трудноизвлекаемых запасов перейдет из категории низкорентабельных активов в категорию нерентабельных, которые не будут генерировать прибыль. Это в конечном итоге негативно отразится на рентабельности активов ROA и рентабельности собственного капитала ROE, которые, в свою очередь, являются основными негативными последствиями трудноизвлекаемых запасов.

В рамках внедрения принципов бережливого производства специалистами компании было проделано много работы по исследованию проблем компании с точки зрения геологии, гидрогеологии месторождения, а также качества эксплуатации технологических блоков, в том числе проблем трудноизвлекаемых запасов.

В результате данных исследований специалистами компании был применен следующий комплексный подход по выявлению трудноизвлекаемых запасов на месторождении компании (рисунок 5) в пределах блока 63-3:

1.1.1 Первичная обработка данных. Подготовка качественных исходных данных критически важна, так как она обеспечит 50% успеха проекта. В данной стадии специалистами компании были проведены работы по перепроверке первичных данных геофизических исследований скважин, показателей эксплуатируемых блоков, а также всех расчетов запасов урана.

1.1.2 Кластеризация запасов. С целью оптимального применения методов интенсификации добычи с технологических блоков специалистами компании была проведена кластеризация запасов (рисунок 1). Кластеризация запасов подразумевает сегментацию остатков запасов по степени извлечения и их визуализацию в плане. Кластеризация разрабатывается путем подсчета вскрытых запасов для каждой технологической ячейки и расчета их извлечения на основании первичных данных.

1.1.3 Выбор «проблемных» блоков. На основании кластеризации запасов и технологических показателей отбираются технологические блоки с наибольшим количеством трудноизвлекаемых запасов и наихудшими технологическими показателями, в пределах которых необходимо проводить мероприятия по их доизвлечению.

Рисунок 5 – алгоритм разработки оптимальной модели по доизвлечению трудноизвлекаемых запасов

1.1.4 Подтверждение трудноизвлекаемых запасов. Все вышеописанные процессы имели чисто расчетно-теоретический характер и при всех преимуществах имеют риск того, что остатков запасов может и не оказаться. Для окончательного подтверждения наличия остатков трудноизвлекаемых запасов пробуриваются эксплуатационно-разведочные (ЭР) скважины. В нашем примере на блоке №63-3 были пробурены 2 ЭР скважины (скважина 3-ЭР2, рисунок 6).

1.1.5 Разработка метода доизвлечения трудноизвлекаемых запасов. Путем применения принципов бережливого производства, а именно методов мозгового штурма, диаграммы Исикавы, а также выявлением и исключением видов производственных потерь специалистами компании был разработан метод доизвлечения трудноизвлекаемых запасов на блоке № 63-3.

1.1.6 Полевые работы. Самая затратная стадия в комплексе принимаемых мер. Вложения основных инвестиций в проект в виде перекрытия фильтровых колонн, а также дооборудования наземной инфраструктуры. Перекрытие фильтровых колонн представляет собой вовлечение в процесс подземного выщелачивания зон рудного тела, ранее не вовлеченных в процесс добычи, путем перекрывания части (преимущественно верхней части) фильтровой колонны скважины. Осуществляется данная работа посредством бурового агрегата, который «заталкивает» трубу меньшего диаметра по обсадной колонне скважины до уровня фильтровых колонн (рисунок 6). Кроме этого, необходимо дооборудовать наземную инфраструктуру технологического блока, так как блок № 63-3 эксплуатируется более 10 лет и некоторые материалы данного блока пришли в негодность вследствие износа. Наземная инфраструктура технологического блока представляет собой сеть трубопроводов, электрических кабелей, погружных насосов, а также технологических узлов подачи ВР и ПР.

1.1.7 Разработка регламентов. Процесс подземно-скважинного выщелачивания – это физико-химический процесс, где должен быть выдержан оптимальный технологический режим, чтобы добиться максимального растворения урана из руды. Регламентированию подлежат такие процессы, как: дозакисление – процесс закисления не вовлеченной ранее зоны рудного тела; активное выщелачивание – процесс активного перехода урана в раствор. Регламенты разрабатываются геолого-геотехнологическим отделом компании.

1.1.8 Мониторинговые работы разделяются на 2 части. Первое – сбор первичной информации эксплуатируемых скважин. Включает снятие показателей работы скважин и блока, а также отбор проб и их физико-химическое исследование. Снятие показателей и отбор проб осуществляются оператором геотехнологических скважин, физико-химическое исследование скважин осуществляется лаборантом физико-химической лаборатории. В приложении 3 приведен один из актов выполненных работ по проведению физико-химического исследования скважин. Второе – ведение электронных баз данных. Вся первичная информация переносится в электронные базы данных. Данная работа осуществляется геотехнологом геолого-геотехнологического отдела. Правильный сбор и обработка данных очень важны для дальнейших аналитических работ.

1.1.9 Выводы и окончательный отчет. Для окончательных выводов о целесообразности применяемых комплексов мер сравниваются фактические технологические и экономические показатели блока, где был проведен комплекс мер с показателями сценария «если бы этих мер не было». То есть основой для сравнения фактических показателей является экспертное мнение специалистов компании о развитии сценария без применяемых комплексов мер, на опыте других эксплуатируемых блоков. Кроме этого, были сопоставлены экономические показатели технологического блока № 63-3 до и после проведения комплекса мероприятий по доизвлечению запасов. Данная модель позволяет определить удельные затраты, операционную прибыль, рентабельность и прочие экономические показатели для данного технологического блока в определенный период.

1.1.10 В результате всех этапов комплекса мер, применяемых для доизвлечения трудноизвлекаемых запасов, будет разработана оптимальная модель. Это является конечной целью данного БП. Оптимальная модель по доизвлечению трудноизвлекаемых запасов должна быть масштабируема на все месторождение компании, то есть должна быть применима ко всем трудноизвлекаемым запасам месторождения.

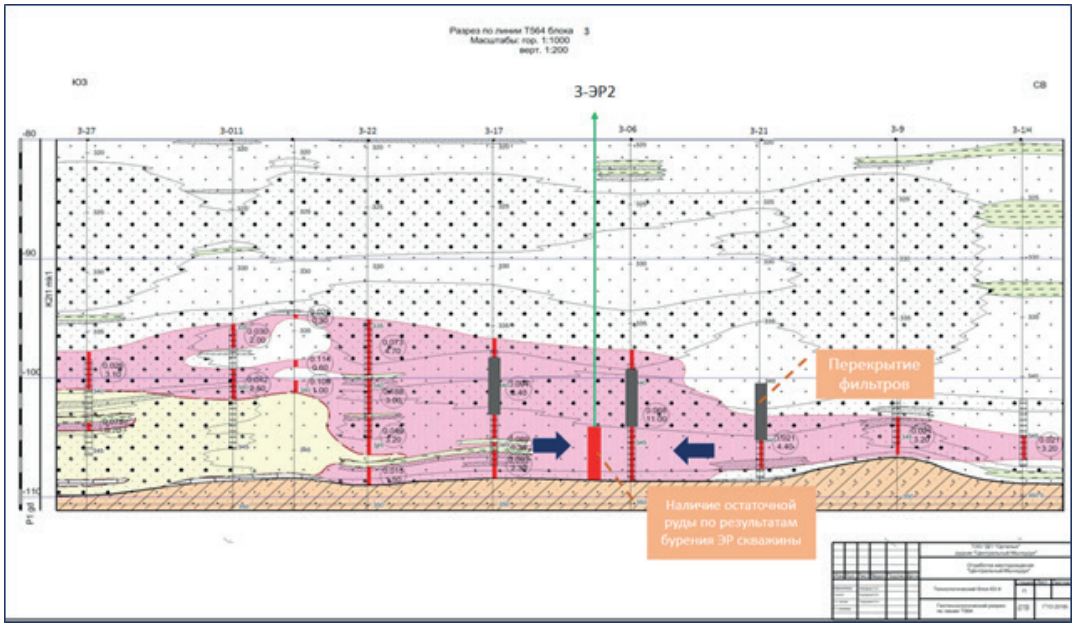
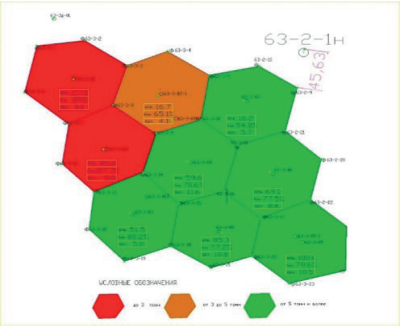


Рисунок 6 – Визуализация проведенных работ по перекрытию фильтровых колонн, а также подтверждению наличия остатка руды

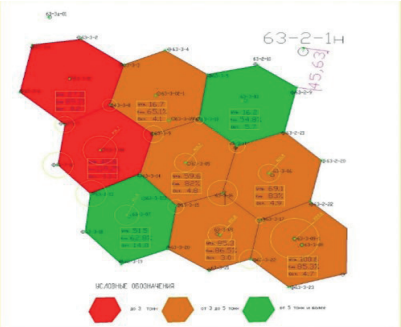
На рисунке 6 показан геологический разрез технологического блока № 63-3, где: сверху – номера скважин (пример – 3-06); контур с розовой заливкой – рудное тело; столб с делениями без окраски – фильтровая колонна; серый столб – труба перекрытия фильтровых колонн; красный столб – подтверждение наличия остатков запасов (трудноизвлекаемых) в результате бурения эксплуатационно-разведочной скважины 3-ЭР2; синие стрелки – направление потока выщелачивающих растворов с отработкой зон рудного тела, ранее не вовлеченных в процесс выщелачивания в результате перекрытия фильтровых колонн.

По итогам внедрения комплексных мер и разработке оптимальной модели по доизвлечению трудноизвлекаемых запасов были получены следующие результаты:

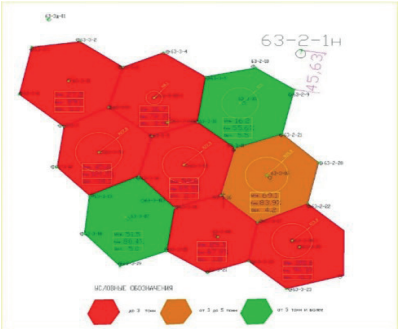
1) Большая часть блока № 63-3 была извлечена на 90% (рисунок 7);



До принятых комплексных мер



Дозакисление 1

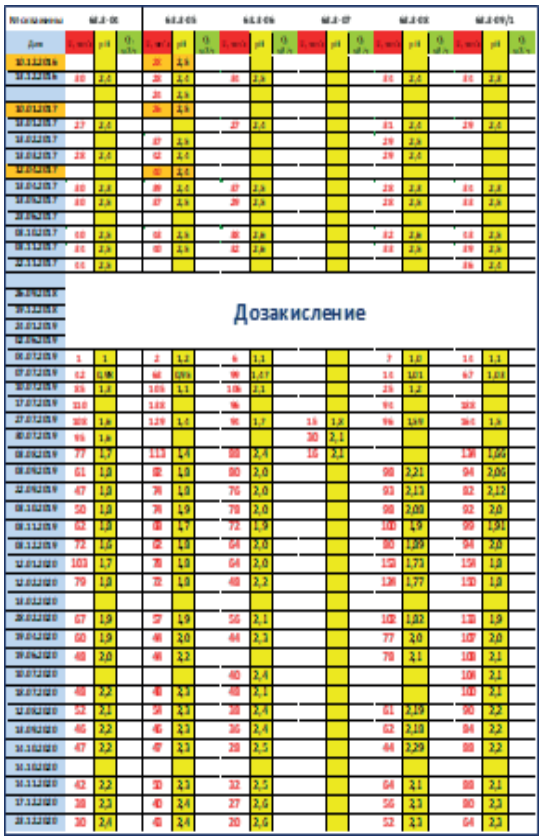


Дозакисление 2

Рисунок 7 – Кластеризация запасов блока № 63-3 на начальном этапе, после первого дозакисления, после второго дозакисления

2) Содержание урана в ПР на скважинах увеличились с 30–40 мг/л до 100–150 мг/л после первого дозакисления. Примечательно, что после второго дозакисления значительного прироста содержания не наблюдалось, что косвенно показывает на эффективное извлечение урана в результате первого дозакисления (рисунки 8, 9);

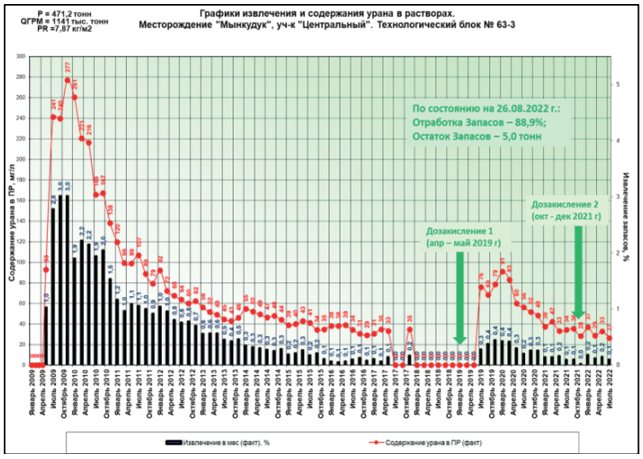
Изменение содержания урана в скважинах после первого дозакисления



Изменение содержания урана в скважинах после второго дозакисления

Рисунок 8 – Изменение содержания урана в ПР на скважинах вследствие принятых мер по доизвлечению

Изменение содержания урана по блоку № 63-3 после первого дозакисления



Изменение содержания урана по блоку № 63-3 после второго дозакисления

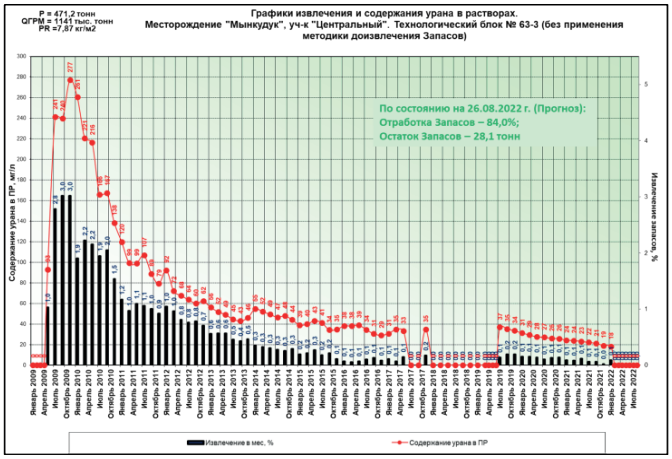


Рисунок 9 – Изменение содержания урана в ПР по блоку №63-3 вследствие принятых мер по доизвлечению

3) Было извлечено 40 835,5 кг урана с блока № 63-3 с июля 2019 года по июль 2022 года. Степень извлечения за этот период увеличилась с 79,7% до 88,4% (таблица 1). Обязательство по степени отработки запасов в 90%, предусмотренное в рамках контракта на недропользование, будет достигнуто к середине 2023 года.

Таблица 1 – Состояние остатка запасов до и после проведенных комплексных мер по доизвлечению трудноизвлекаемых запасов на блоке №63-3

№ ячейки/ скважины	Исходные запасы	Состояние на 31.12.2018			Состояние на 25.08.2022		
		Добыча урана	Остаток запасов	% извлечения запасов	Добыча урана	Остаток запасов	% извлечения запасов
3-01	27 150	24 186,8	**248,2**	89,1	24 186,8	**248,2**	89,1
3-02	16 690	10 863,9	**4157,1**	65,1	12 074,1	**2946,9**	72,3
3-03	16 150	8855,2	**5679,8**	54,8	8981,5	**5553,5**	55,6
3-04	45630	49 123,9	**-8056,9**	107,7	55 336,3	**-14269,3**	121,3
3-05	59 550	42 039,2	**11 555,8**	70,6	50 905,8	**2689,2**	85,5
3-06	69 070	53 533,4	**8629,6**	77,5	57 973,5	**4189,5**	83,9
3-07	51 520	41 329	**5039**	80,2	41 403,7	**4964,3**	80,4
3-08	85 250	65 835,6	**10 889,4**	77,2	74 938,7	**1786,3**	87,9
3-09	100 590	80 059,8	**10 471,2**	79,6	90 861,9	**-330,9**	90,3
	471 600	375 826,8	**48 613,2**	79,7	416 662,3	**7777,7**	88,4

4) Был получен суммарный доход от реализации пилотного проекта в 476 975 тыс. тг (таблица 2) и операционная прибыль в 341 617 тыс. тенге (рисунок 10, таблица 2).

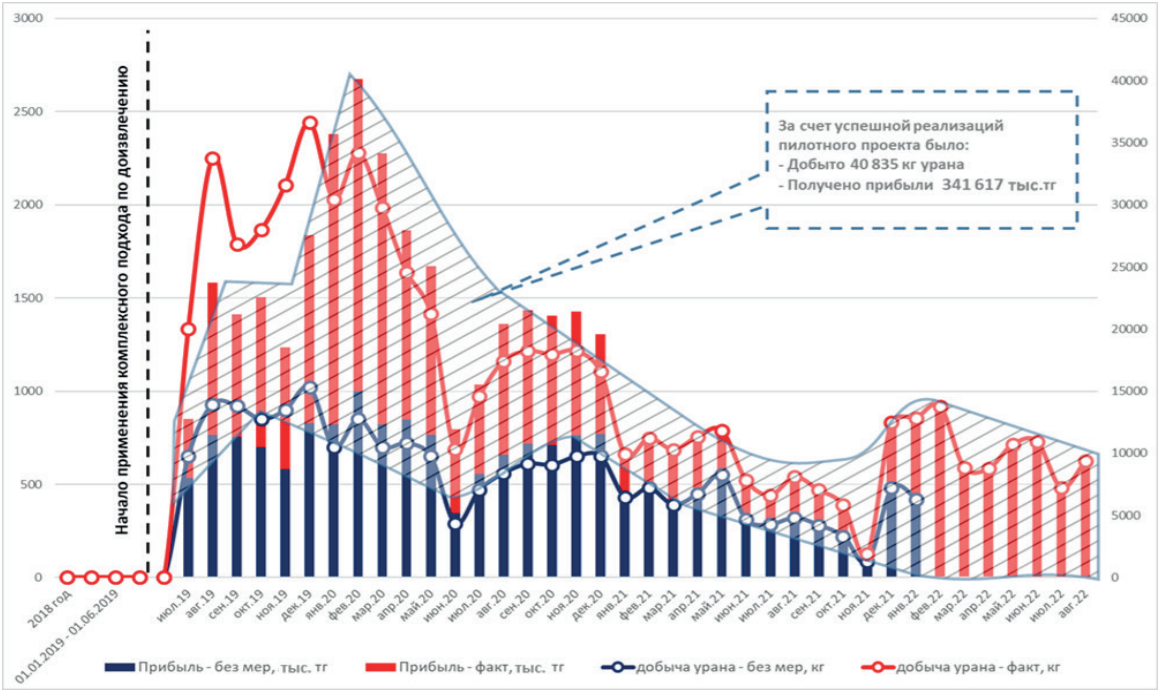


Рисунок 10 – Сравнительный временной график прибыли и добычи факта и сценария без принятых комплексных мер. Технологический блок №63-3

На рисунке 10 показан сравнительный временной график прибыли и добычи урана на технологическом блоке №63-3 при разных сценариях: красная линия – график добычи урана по итогам проведения комплексных мер. То есть добыча, полученная по факту; синяя линия – график добычи урана при сценарии «если бы комплексных мер не было»; красные столбики – график прибыли по итогам проведения комплексных мер, то есть прибыль, полученная по факту; синие столбики – график прибыли при сценарии «если бы комплексных мер не было», то есть прибыль, которая была бы получена при неприменении комплексных мер; Контур с узорчатой заливкой – площадь, показывающая разницу в прибыли при сценариях «с и без применения комплексных мер», то есть экономический эффект, полученный в результате реализации пилотного проекта. Согласно данному графику, прирост операционной прибыли технологического блока №63-3 был достигнут в каждом месяце после принятых комплексов мер за счет прироста добычи урана, а также снижения удельных затрат по данному блоку.

Таблица 2 – Сравнительные ТЭП факта и сценария без принятых комплексных мер. Технологический блок №63-3

Наименование ТЭП		без мер, тыс. тг	Факт, тыс. тг	Отклонение Факт-Без мер, %
1.	Операционная прибыль	274 415	616 032	224%
2.	Доход от реализации закиси окиси урана	457 976	934 951	204%
3.	Удельная производственная себестоимость выпуска ЗОУ	10,534	7,751	74%
4.	Производственная себестоимость выпуска ЗОУ	183 561	318 919	174%
4.1.	Материалы	12 833	45 511	355%
4.2.	Энергозатраты	8 895	8 895	100%
4.3.	Услуга по переработке закиси окиси урана	23 348	52 518	225%
4.4.	Налог на добычу полезного ископаемого	33 894	71 759	212%
4.5.	Износ и амортизация	31 215	66 861	214%
4.6.	Цеховые расходы	73 375	73 375	100%
Примечание: Разработано на основе источника [2] и технических производственных отчетов компании				

При сравнении фактических показателей с ожидаемыми показателями без принятых комплексов мер затраты на материалы увеличены на 355% за счет увеличения потребления химических реагентов. Энергозатраты и цеховые расходы остались на таком же уровне вследствие работы одинакового количества скважин при любом сценарии. В целом за счет принятого комплекса мер удельная производственная себестоимость уменьшилась на 26%.

5) Были достигнуты следующие инвестиционные показатели:

- NPV чистая прибыль от реализации проекта – 191 577 тыс. тг (таблица 3);
- индекс рентабельности 206434/22457 = 9,19;
- срок окупаемости 22457/52383 = 0,43 г.;
- IRR – внутренняя норма прибыли проекта – 250%
- снижение себестоимости добычи урана на 26%.

Таблица 3 – Расчет NPV от реализации проекта

Годы	Сумма инвестиций, тыс. тенге	Денежные потоки, тыс. тенге (CF)	Чистые денежные потоки, тыс. тенге	Чистый дисконтированный доход, тыс. тенге (NPV)
2019	22 457	75 432	52 383	29 926
2020		200 411	139 174	116 717
2021		55 356	38 442	36 904
2022		10 439	7 249	8 030
Итого	22 457	341 638	236 980	191 577

Как видно из данных расчетов, инвестиции в проект являются крайне рентабельными и окупаются всего за 5 месяцев.

Список использованных источников

1. Метод мозгового штурма в бережливом производстве. 17.03.2021. https://zen.yandex.ru/media/id/5eff185669 e88152096d6e07/metod-mozgovogo-shturma-v-berejlivom-proizvodstve-605c8a4d7271d71bc01d4007.

2. Годовые отчеты ТОО «ДП «Орталык» 2018, 2019, 2020 гг.

3. Рентабельность активов. Материал из «Википедии» – свободной энциклопедии. https://ru.wikipedia.org/wiki/%D0%A0%D0%B5%D0%BD%D1%82%D0%B0%D0%B1%D0%B5%D0%BB%D1%8C%D0%BD%D0%BE%D1%81%D1%82%D1%8C_%D0%B0%D0%BA%D1%82%D0%B8%D0%B2%D0%BE%D0%B2.

4. Рентабельность активов. Материал из «Википедии» – свободной энциклопедии. https://ru.wikipedia.org/wiki/%D0%A0%D0%B5%D0%BD%D1%82%D0%B0%D0%B1%D0%B5%D0%BB%D1%8C%D0%BD%D0%BE%D1%81%D1%82%D1%8C.

МОДЕРНИЗАЦИЯ КОЛОНН СДК-1,5М: РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ

Жансугуров Д.О., Курмашев А.Д.
ТОО «АППАК», Казахстан

В 2019 году АО «НАК «Казатомпром» предложил проект по модернизации колонн СДК. В этот период в ТОО «АППАК» (далее – Товарищество) проводились мероприятия по сокращению удельного расхода ионообменной смолы, вместе с тем остро встала проблема по коррозии колонн СДК. Модернизация колонны теоретически могла решить вопрос антикоррозийной защиты.

Вследствие чего Товариществом было принято решение провести первые испытания по модернизации колонн СДК (также это было впервые проведено в Холдинге). Изменению конструкции СДК способствовал и тот факт, что изначально колонна проектировалась не только для десорбции, но и для проведения сорбционных процессов. По этой причине в колонну была заложена пропускная способность, которая при проведении одной лишь десорбции является существенно избыточной и сильно усложняла конструкцию колонны и соответственно эксплуатационные затраты.

В ходе модернизации были внесены следующие изменения в конструкцию СДК:

1) Демонтаж зонтов;

2) Демонтаж зеркала для установки шпальтовых кассет и замена 8 вертикально расположенных кассет на 2 горизонтально расположенные кассеты;

3) Демонтаж пульс камеры, совмещение бункера с телом колоны.

Полученные результаты, после внедренных изменений в конструкцию СДК, удивили. В частности, были достигнуты следующие преимущества над оригинальной конструкцией:

1. Демонтаж зонтов способствовал снижению гидравлического сопротивления при перегрузах ионообменной смолы, результатом чего явилось снижение удельного расхода смолы. Удалось достигнуть движения растворов по отношению к смоле единым фронтом, тем самым обеспечивая линейность процесса. Мы считаем, что снижение нормы в 2022 году более чем в два раза связано не только с вводом пескоотстойника, но и также с данным мероприятием.

2. Демонтаж зеркала и сокращение количества кассет существенно упростило конструкцию СДК и затраты на обслуживание. Более того появилась возможность установки антикоррозийной защиты листами ПНД.

3. Увеличилась зона донасыщения СДК в результате отказа от зеркала для установки кассет и объединения зоны пульс камеры с рабочим объемом СДК, что положительно сказалось как на увеличение концентрации урана в товарном десорбате, так и на снижение содержания урана в маточниках донасыщения.

Характеристика	%
Содержание урана в товарном десорбате увеличилось на	82
Содержание нитратов в товарном десорбате снизилось на	51
Содержание урана в маточнике донасыщения снизилось на	17
Давление в процессе снизилось	233

4. Все изменения в комплексе привели к значительному снижению необходимого давления для перегрузов ионита, что в свою очередь сказалось на экономии электроэнергии на производство сжатого воздуха.

Таким образом, впервые реализованный в Холдинге проект модернизации колонн СНК успешно прошел испытания на базе рудника ТОО «АППАК» в 2019-2020гг. и доказал необходимость тиражирования в другие ДЗО.

ОПЫТ ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УРАНСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ В АО «УМЗ»

Вахненко В.В., Кузьмин К.А., Болтанов А.В., Гофман А.А., Варывдин Ю.В., Демидов С.Н., Гусакова Г.В.
АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск, Казахстан

Развитие мировой ядерной энергетики сопровождается целым рядом проблем. Одной из наиболее сложных для решения является проблема экологической безопасности всего цикла производства от добычи урана до утилизации отработанного ядерного топлива. Решение этой проблемы в глобальном масштабе позволит снять большинство аргументов против развития ядерной энергетики, обеспечить человечество дешевыми и безопасными источниками энергии на длительный период времени. Настоящая разработка связана с проблемой утилизации урана из трудновскрываемых технологических отходов дореакторного цикла производства ядерного топлива.

Большинство существующих в настоящее время атомных электростанций используют в качестве топлива керамические таблетки из низкообогащенного диоксида урана и диоксида урана в сочетании с гадолинием, применяемым в качестве выгорающего поглотителя. Изготовление таких таблеток обычно идет на заводах, использующих в качестве сырья гексафторид низкообогащенного урана. Технологический процесс производства включает в себя большое количество технологических операций – конверсию гексафторида урана в диоксид урана, прессование таблеток, их спекание и шлифование, сборку ТВС. Многие из этих операций связаны с получением урансодержащих технологических отходов, не поддающихся утилизации на имеющемся на заводах-изготовителях топлива оборудовании. Обычно предприятия имеют технологические мощности по уменьшению общего объема таких отходов для их долговременного хранения. Для этого применяют операции осаждения и фильтрации урана из жидких отходов, прокаливания полученных осадков, операции сжигания сгораемых технологических отходов (фильтры, бумага, перчатки, другие средства защиты). Длительное хранение концентратов (скрапов) урана, полученных из технологических отходов, требует значительных затрат для организации их безопасного хранения.

Кроме того, у производителей ядерного топлива есть проблемы переработки скрапов производства металлического природного урана (смеси UF_4 и магния, лом графитовых тиглей), переработки скрапов, загрязненных торием, технецием, кремнием, графитом, цирконием, железом, переработки скрапов исследовательских лабораторий непостоянного состава, скрапов с основой в виде металлического урана, исследовательских сборок и ТВЭЛов и т.п. Создание технологий и мощностей по переработке таких скрапов на каждом предприятии уранового цикла нецелесообразно с экономической точки зрения, поскольку количество технологических отходов на каждом отдельно взятом предприятии весьма невелико и не может обеспечить необходимую рентабельность такого производства. Поэтому на сегодняшний день сложилась ситуация, когда большинство производителей керамического ядерного топлива и предприятий ядерного топливного цикла не перерабатывают свои технологические отходы, а накапливают их.

На сегодняшний день АО «УМЗ» является монополистом на мировом рынке услуг в качестве переработчика урансодержащих скрапов и продолжает получать предложения о переработке сырья новых видов.

В результате проведенных в Научном центре АО «УМЗ» научно-исследовательских работ была разработана технология извлечения урана из некондиционных урансодержащих материалов разного происхождения. Разработанная и внедренная технология позволяет перерабатывать широкий спектр трудновскрываемых урановых и урангадолиниевых скрапов различных производителей с получением оксидов урана, удовлетворяющих требованиям спецификаций заказчиков, и диоксида урана ядерной чистоты.

Для НАК «Казатомпром» и АО «УМЗ» переработка урансодержащих материалов – это важный шаг в реализации программы по расширению предоставляемых услуг на мировом рынке. Он открывает новые перспективы в освоении рынков дальнего зарубежья, укреплении позиций и авторитета АО «УМЗ» в качестве партнера, обладающего высокими универсальными технологиями и решающего сложные проблемы ядерной энергетики.

С начала 2000 г. и по настоящее время в АО «УМЗ» проводилась переработка материалов американской

фирмы «GNF», «NUKEM GmbH», итальянской «SOGIN», шведского отделения компании Westinghouse, японской «NFI», российского АО «МСЗ» г. Электросталь, а также материалы высокообогащенного урана. Перерабатываемое сырье характеризовалось очень разнородным химическим составом. В связи со сложным химическим составом материалов наиболее проблемными для решения были задачи разделения урана и гадолиния, урана и эрбия, а также проблемы фильтрации растворов и коррозионной стойкости материала оборудования.

В 2000 г. в АО «УМЗ» с использованием технологических мощностей уранового производства был создан участок по переработке урансодержащих материалов, на котором была опробована и внедрена технология переработки трудновскрываемых ядерных материалов. До начала промышленных испытаний был проведен большой объем исследовательских работ, направленных на разработку технологической схемы переработки. Основной задачей при разработке технологической схемы была задача полного перевода всего содержащегося в материалах урана в водный раствор. Схема переработки урансодержащих материалов разного происхождения представлена на рисунке 1.

Рисунок 1 – Технологическая схема переработки трудновскрываемых урансодержащих материалов в АО «УМЗ»

Важной особенностью поступающего на переработку сырья компании «GNF» является химический состав материалов. Уран в этих материалах представлен в виде труднорастворимых соединений с кремнием, кальцием, железом и другими примесями. В процессе разработки технологической схемы специалисты АО «УМЗ» столкнулись с такими проблемами, как полнота вскрытия скрапов и разделение урана и гадолиния из полученных растворов.

В процессе проведения исследований было установлено, что наиболее эффективно урансодержащие материалы вскрываются в смеси минеральных кислот при высокой температуре. Извлечение урана в раствор в среднем составило 98 %. Задачу разделения урана и гадолиния решали проведением операции осаждения фторида гадолиния. Дальнейшую более глубокую очистку от гадолиния и примесей осуществляли с помощью экстракционного аффинажа.

Разработанная технология была высоко оценена специалистами американской компании «GNF». Впоследствии был заключен долговременный контракт с АО «УМЗ» по переработке урансодержащих материалов. Порошки диоксида урана ядерной чистоты, полученные из скрапов «GNF», имеют стабильно высокий уровень качества и без дополнительной обработки вовлекаются в технологический процесс изготовления ядерного топлива компании.

Имеющиеся технологические возможности АО «УМЗ» по переработке нетрадиционных видов сырья с использованием уникальных технологий, позволяющих вовлечь в производство значительное количество урана и очевидные экономические выгоды наших предложений, позволили увеличить число партнерских связей в области переработки трудновскрываемых урансодержащих материалов и привлечь дополнительных заказчиков.

Ассортимент поставленного итальянской компанией «SOGIN» сырья отличался большим разнообразием и требовал индивидуального подхода к каждому виду. Технологическая схема переработки на стадии извлечения урана в раствор, существенно отличалась от существующей технологии. Для эффективного перевода урана в растворенное состояние были применены операции измельчения и окисления, в качестве выщелачивающих растворов использовали $Al(NO_3)_3$, $NaNO_3$, NaOH. Для каждой группы в ходе технологического опробования разработаны схемы переработки с учетом специфики экстракционной технологии УП АО «УМЗ» и подобраны режимы вскрытия, гарантирующие максимальное извлечение урана в раствор. В таблице 1 представлены виды поступившего на переработку материалов компании «SOGIN» и возможные способы их переработки.

Таблица 1 – Характеристика материалов «SOGIN» и способы их переработки

Виды урансодержащих материалов	Способы переработки
Соли урана (идентичные ХКПУ)	Существующая технология переработки ХКПУ
Оксиды урана	Растворение в азотной кислоте
Таблетки урана	Окисление при температуре 550^0C, растворение в азотной кислоте
Тетрафторид урана	Растворение в нитрате алюминия
Шлифы	Механическое удаление обойм, растворение в азотной кислоте
Металлический уран	Предварительное окисление, растворение в азотной кислоте
Al-U сплавы	Щелочное растворение алюминия, прокаливание нерастворенного урана, растворение в азотной кислоте

По рекомендуемым режимам проведена промышленная переработка скрапов «SOGIN» в рамках имеющегося ассортимента, что позволило отправить заказчику порошки оксидов урана ядерной чистоты.

В период 2013-2022 гг. одним из видов перерабатываемого сырья являлись урансодержащие материалы АО «МСЗ» г. Электросталь. Анализ химического состава материалов АО «МСЗ» показал, что наряду с другими примесями в них содержится до 20,2 % фтора и до 5,4 % хлора. Химический состав материалов АО «МСЗ» приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав урансодержащих материалов АО «МСЗ», % масс.

Элемент	**U**	**Fe**	**Ca**	**Al**	**Si**	**K**	**Na**	**F**	**Cl**
Min	**18,1**	1,4	2,3	0,81	4,4	0,48	0,9	**0,02**	**0,07**
Max	**56,4**	9,8	6,3	4,6	13	21	3,5	**20,22**	**5,4**

Максимальное содержание суммы элементов (F + Cl) в партиях порошков закиси-окиси урана по требованиям контракта не должно превышать 65 ppm.

Для выполнения требований спецификации по содержанию фтора и хлора в порошках закиси-окиси урана и снижения коррозионного влияния указанных примесей потребовалось провести научно-исследовательский поиск результативного способа их нейтрализации.

По условиям контракта продуктом переработки концентратов АО «МСЗ» являлся порошок закиси-окиси урана. Требуемый рассматриваемым контрактом уровень качества готовой продукции по содержанию химических примесей обеспечивался посредством экстракционного аффинажа. В процессе промышленной переработки содержание фтора в партиях порошков закиси-окиси урана изменялось в узком интервале, и не превышало 6 ppm. Значения содержания хлора варьировались в более широком интервале и поэтому были проведены исследования по минимизации содержания этого элемента в порошках оксидов урана.

Для выяснения возможных причин получения продукции с повышенным содержанием хлора, по данным источников научно-технической информации провели изучение особенностей экстракционного поведения хлора в системах, максимально приближенных к существующим в АО «УМЗ».

В условиях ЦНИЛ были проведены исследования, в ходе которых, опробовали приемы повторного

экстракционного аффинажа, водной промывки полиураната аммония и термического разложения ПУА с интенсивным удалением газообразных продуктов разложения.

Уровень содержания хлора в порошках закиси-окиси урана зависит от концентрации хлора в исходных растворах, поступающих на экстракцию. На рисунке 2 показана зависимость содержания хлора в порошках закиси-окиси урана от концентрации хлора в исходных растворах и влияние дополнительных операций на снижение исследуемого элемента.

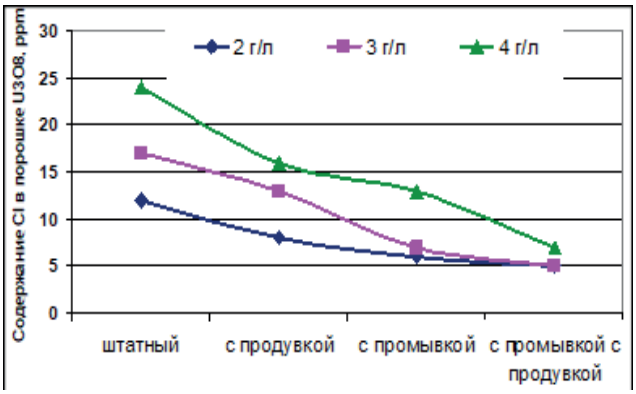


Рисунок 2 – Содержание хлора в порошках закиси-окиси урана в зависимости от концентрации хлора в исходных растворах и дополнительных технологических операций

Из данных рисунка 2 видно, что до введения водной промывки ПУА и воздушной продувки печи термического разложения содержание хлора составляло от 11 до 24 ppm при концентрации хлора в исходном растворе 2÷4 г/л. После введения вышеперечисленных приемов содержание Cl в порошке U_3O_8 снизилось до 6 ppm при концентрации хлора в исходном растворе 4 г/л. На основании результатов исследований было рекомендовано для обеспечения требования спецификации по содержанию фтора и хлора в порошках закиси-окиси урана в существующую технологическую схему ввести дополнительные технологические операции промывки ПУА и продувки печи прокалки дополнительным объемом воздуха.

Присутствие фтора и хлора в сырье может не только негативно отражаться на качестве получаемых порошков закиси-окиси урана, но и оказывать коррозионное воздействие на материал оборудования в процессе промышленной переработки. С целью снижения коррозионного воздействия фтора и хлора на материал оборудования (сталь 12Х18Н10Т) в условиях НЦ опробовали различные приемы: снижение содержания примесей путем смешения с «чистыми» материалами, прокалку, водную промывку от хлоридов, введение комплексообразующих солей.

Проведен ряд экспериментов по снижению агрессивности материалов, содержащих фтор и хлор, путем введения в коррозионную среду различных органических добавок. В ходе проведенных серий исследований были однозначно зафиксированы коррозионно-пассивирующие свойства отдельных органических добавок, что позволило снизить коррозионное воздействие фтора и хлора на материал оборудования (рисунок 3).

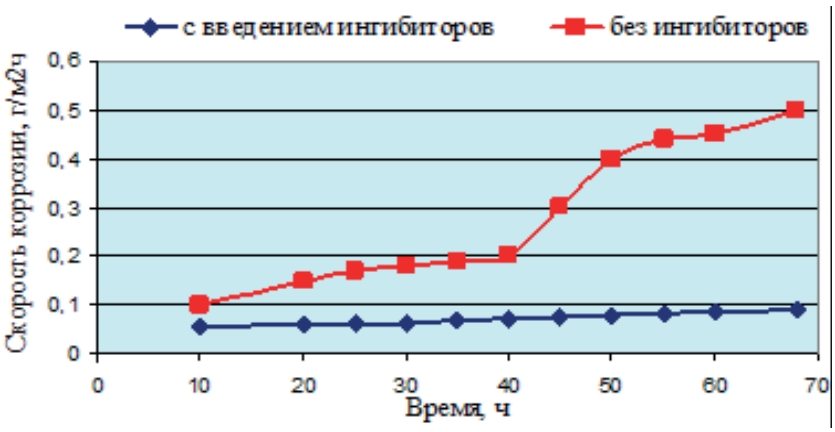


Рисунок 3 – Динамика изменения скорости коррозии стали 12Х18Н10Т с введением солевых добавок и без введения добавок

Данные экспериментов по извлечению урана из растворов с введением ингибиторных добавок показали, что введение выбранных ингибиторных добавок в процесс растворения скрапов не оказывает негативного воздействия на степень извлечения урана. В серии проведенных экспериментов 99,4-99,8 % урана было переведено в растворенное состояние.

В 2013 – 2014 гг. в АО «УМЗ» проводилась переработка уран-гадолинийсодержащих материалов японской фирмы «NFI» поставщиков Токай и Куматори. Основой разрабатываемой технологии при переработке материалов «NFI» стала технологическая схема с использованием двухстадийной очистки от гадолиния, включающей: осаждение в виде фторида гадолиния и экстракцию с применением комплексующего агента, применяемую для переработки материалов фирмы «GNF». Химический состав материалов фирмы «NFI» представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав урансодержащих материалов фирмы «NFI»

Параметр	Содержание, %						
	U	**Gd**	**Fe**	**Al**	**Si**	**Er**	**Ca**
Средние значения	82,85	1,67	0,011	0,009	0,003	0,0003	< 0,003

После осаждения фторида гадолиния концентрация гадолиния в растворах, направляемых на экстракционный аффинаж, не превышала регламентированную – 0,5 г/л и составляла ≤ 0,4 г/л. Однако, несмотря на отсутствие превышений по содержанию гадолиния в исходных растворах, полученные из них порошки диоксида урана периодически содержали гадолиний выше требуемых значений > 0,1 ppm.

В рамках расследования причин получения готовой продукции с повышенным содержанием гадолиния из сырья японской фирмы «NFI», было проведено изучение физико-химических свойств растворов, участвующих в операции экстракционного аффинажа.

При проведении исследований было установлено, что повышенное содержание гадолиния в промежуточных и конечных продуктах переработки обусловлено попаданием в реэкстракт водной гелеобразной фазы, содержащей гадолиний, с насыщенным эмульгированным экстрагентом. Выявленные изменения физических свойств насыщенного экстрагента произошли под воздействием органической «парафиноподобной» фазы, входящей в состав исходного сырья. Эта органическая «парафиноподобная» фаза при выщелачивании скрапов при температуре 75-80°С переходила в жидкое состояние и после фильтрации оставалась в урансодержащем растворе, направляемом на экстракцию. Наличие постороннего органического компонента в контакте с экстрагентом приводило к увеличению времени деления органической и водной фаз в процессе экстракции. Поэтому по окончании экстракции в насыщенном экстрагенте сохранялось определенное количество эмульсии, т.е. смеси водной и органической фаз в виде третьей фазы на границе раздела. Вследствие этого, гадолиний из водной фазы процесса экстракции попадал на реэкстракцию и далее через осаждение в порошок оксидов урана. Комплексообразователь, вводимый в процесс отмывки насыщенного экстрагента, не взаимодействовал с гадолинием, находящимся в составе водной фазы эмульсии.

Сложность проблемы заключалась еще и в том, что требуемое содержание Gd в порошках оксидов урана не должно превышать 0,1 ppm (или 0,1 мкг/г урана). Для получения бракованной по Gd продукции достаточно попадания исходного раствора в объеме 15 мл на 1000 л реэкстракта, т.е. 0,0015% об.

Для устранения этой сложной технологической проблемы было найдено простое и нетрудоемкое решение. При промышленной переработке урансодержащих материалов фирмы «NFI» было рекомендовано «парафиноподобную» фазу отделять на стадии фильтрации, применяя предварительное охлаждение растворов выщелачивания до 30°С. В этом случае «парафиноподобная» фаза выделялась на поверхности раствора в виде хлопьев и при фильтрации оставалась на фильтровальном полотне.

Выводы

1 Разработанная в АО «УМЗ» технология переработки трудновскрываемых урансодержащих материалов различного состава и структуры и происхождения, обеспечивает высокий уровень извлечения урана.

2 Порошки оксидов урана, изготовленные из трудновскрываемых материалов по стандартизированной технологии, имеют мировой уровень качества. Широкие технические возможности АО «УМЗ» гарантированно обеспечивают получение порошков оксидов урана ядерной чистоты.

3 Предложенные технологии способствуют решению важной задачи ядерной энергетики – снижению

количества хранящегося на различных предприятиях ядерного материала, обеспечению нераспространения ядерных материалов и увеличению экологической безопасности производства ядерного топлива.

4 Переработка трудновскрываемых урансодержащих материалов разных поставщиков открывает новые перспективы в освоении рынков дальнего зарубежья, способствует укреплению позиций и авторитета АО «УМЗ» в качестве партнера, владеющего высокими универсальными технологиями.

Разрабатывая планы дальнейшего развития, Урановое производство АО «УМЗ» намерено и дальше оставаться на мировом рынке урана с предложениями по переработке скрапов, с расширением номенклатуры перерабатываемых материалов, активным продвижением своих услуг и заключением новых выгодных контрактов.

Список использованных источников

1. Паттон Ф.С., Гуджин Д.М., Гриффитс В.Л. Ядерное горючее на основе обогащенного урана. – М.: Атомиздат, 1966. – С. 84.
2. Патент США №1334223, кл. С22/В 1/00, оп. 17.10.73. Способ обработки смеси минералов.
3. Майоров А.А., Браверман И.Б. Технология получения порошков керамической двуокиси урана. – Энергоатомиздат, 1985.– С. 32.
4. Галкин Н.П., Судариков Б.Н., Верятин У.Д., Шишков Ю.Д., Майоров А.А. Технология урана. – М.: Атомиздат, 1964.
5. Тураев Н.С., Жерин И.И. Химия и технология урана. – М.: ЦНИИАТОМИНФОРМ, 2005.
6. Шевченко В.Б., Судариков Б.Н., Технология урана. – М.: Атомиздат, 1961.

СПОСОБ ОЧИСТКИ УРАНОВОГО КОНЦЕНТРАТА ОТ СОЕДИНЕНИЙ ФОСФОРА

Кононов А.В. [1], **Принзин Н.А.** [2], **Джемисова М.У.**[3]
[1]ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан
[2]ТОО «KAZAKHMYS SMELTING (КАЗАХМЫС СМЭЛТИНГ)», г. Жезказган, Казахстан
[3]ТОО «СП «Инкай», Шымкент, Казахстан

В статье приведены результаты исследований, полученных в рамках проведенных экспериментальных разработок по совершенствованию технологии переработки растворов ПСВ урана (очистка от примесей), в ходе которых был разработан эффективный и недорогой в реализации способ комплексной переработки побочных продуктов (уран- и фосфор- содержащих осадков) добычного предприятия, производящего условные «1000 тонн урана в год». Был разработан и всесторонне исследован способ щелочной репульпации уран- и фосфорсодержащего сухого осадка, точный химический состав которого был изначально не определен, образующегося при производстве урана методом ПСВ и засоряющего своей массой технологические емкости, транспортные линии; также такое осадкообразование приводит к заметному уменьшению выхода готовой продукции рудника ПСВ (недополученная прибыль предприятия). Призванный решить данную проблему в условиях работающего производства разработанный способ щелочной репульпации позволил без значительных материально-энергетических затрат и без покупки дорогостоящего оборудования перевести из исходного твердого осадка в жидкую фазу свыше 91,5% фосфора (93,12% масс.) при одновременном переходе урана не более 9% (8,99% масс.) в раствор, что показывает фактическую эффективность разработанного способа. Вкупе с относительно небольшими затратами на приготовление раствора щелочи и несложной аппаратной схемой (емкость V = 2 м^3 с мешалкой) для распульповывания как основного технологического узла предлагаемого способа переработки уран-фосфорсодержащих осадков это позволяет сделать вывод о перспективах его использования на добычных предприятиях урановой промышленности.

Насущной проблемой добычных предприятий урановой промышленности является вопрос комплексной переработки накопленных у них масс побочных урансодержащих продуктов, достигающих порой на одном только полигоне НРО уранового рудника количества в десятки тонн и более. С целью решения данной проблемы были отобраны пробы уран-, фосфорсодержащего осадка, и на них проведены эксперименты по щелочной репульпации.

Для отделения фосфора из исходного сухого осадка способом щелочной репульпации раствором гидроксида натрия при Н.У. по реакции:

$$2NH_4UO_2PO_4 + 8NaOH \rightarrow Na_2U_2O_7\downarrow + 2Na_3PO_4 + 2NH_3 + 5H_2O \quad [1],$$

$Na_2U_2O_7\downarrow$ – диуранат натрия выпадает в осадок.

Фосфат четырехвалентного урана превращается в гидратированную двуокись по реакции:

$$U(HPO_4)_2 + 6NaOH \rightarrow UO_2 \cdot n{\cdot}H_2O + 2Na_3PO_4 \quad [2].$$

Подготовка к проведению процесса щелочной репульпации сухого осадка включает в себя:

1. Установку и настройку оборудования (магнитная мешалка с возможностью регулировки числа оборотов/мин от 0 до 6000 и с регулировкой нагрева перемешиваемой среды от Н.У. и выше с шагом 5 ºС) – в количестве 3 шт.;
2. Подготовку навесок сухого осадка m_i = 10 г, i = количеству опытов в эксперименте плюс одна проба на W_i – текущую степень влажности каждой пробы осадка;
3. Подготовку щелочного раствора для обработки каждой пробы осадка.

Рисунок 1 – Лабораторные опыты по щелочной репульпации

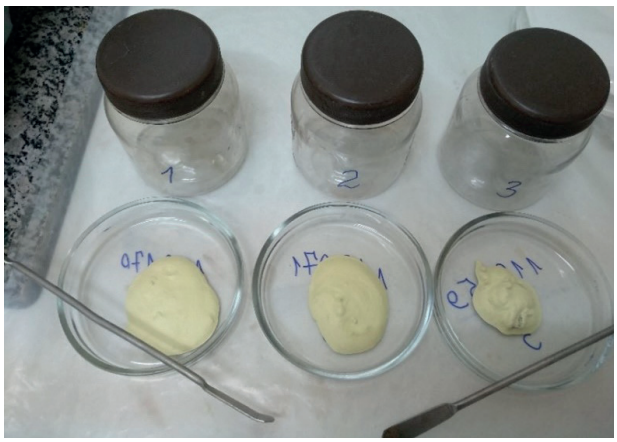


Рисунок 2 – Навески исходного осадка после сушки на определение влажности для каждого из опытов

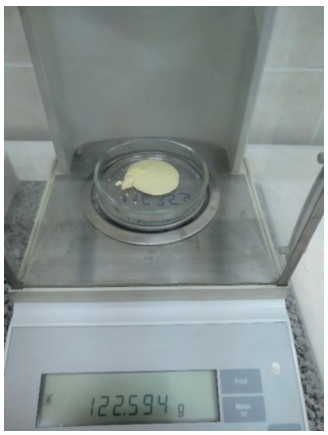


Рисунок 3 – Взвешивание навесок высушенного осадка

Данные по условиям проведения опытов по щелочной репульпации в оптимальных режимах и полученным результатам анализов сведены в таблицу 1.

Таблица 1 – Условия и результаты опытов по щелочной репульпации

Параметры эксперимента	Опыт 1		Опыт 2		Опыт 3		Опыт 4		Опыт 5	
Общие условия для всех опытов серии	Контакт фаз при постоянном механическом перемешивании									
Коды проб	«V-I-1»		«V-I-2»		«V-I-3»		«V-I-5»*		«V-I-4»*	
Концентрация щелочи $C_{(NaOH)}$ = X, г/дм^3	X/2		3X/4		X		3X		2X	
Объем р-ра щелочи $V_{(NaOH)} \approx V_{(МФ)}$, дм^3	0,15		0,15		0,15		0,15		0,15	
Масса исходного влажного осадка: m (осадка)$_{исх.}$, г	10		10		10		10		10	
Влажность осадка W, %	32,86		32,86		32,86		32,86		32,86	
Масса исходного осадка без массы влаги (расчетн.): (m_1-W), г	Вход		Вход		Вход		Вход		Вход	
	100 %	6,7140 г	100 %	6,7140 г	100 %	6,7140 г	100 %	6,7140 г	100 %	6,7140 г
Масса высушенного до постоянной массы осадка после опыта по ЩР: m_2, г	Выход		Выход		Выход		Выход		Выход	
	100%	5,5920 г	100 %	5,4730 г	100 %	5,4350 г	100 %	6,0900 г	100 %	5,8830 г
Содержание в исходном осадке: P, [% / г]	8,24%	0,5532 г	8,24%	0,5532 г	8,24%	0,5532 г	8,24%	0,5532 г	8,24%	0,5532 г
Содержание в исходном осадке: U, [% / г]	64,60%	4,3372 г	64,60%	4,3372 г	64,60%	4,3372 г	64,60%	4,3372 г	64,60%	4,3372 г
Выход в осадке после опыта по ЩР: P, [% / г]	0,80%	0,0448 г	0,717%	0,0392 г	**0,70** %	0,0380 г	1,237%	0,0754 г	2,063%	0,1214 г
Выход в осадке после опыта по ЩР: U, [% / г]	58,99%	3,2985 г	60,95%	3,3358 г	72,63%	3,9474 г	62,01%	3,7762 г	50,06%	2,9451 г
Выход в фильтрате после опыта по ЩР: P, [% / г]	91,91%	0,5085 г	92,91%	0,5140 г	**93,12**%	0,5152 г	86,38%	0,4778 г	78,06%	0,4318 г
Выход в фильтрате после опыта по ЩР: U, [% / г]	23,95%	1,0387 г	23,09%	1,0014 г	**8,99**%	0,3898 г	12,94%	0,5610 г	32,10%	1,3921 г

Рисунок 4 – Выход фосфора и урана в фильтрат в зависимости от концентрации щелочи, подаваемой на репульпацию исходного сухого осадка

Рисунок 5 – Сравнение содержания фосфора и урана в исходном продукте с содержанием в осадке после опытов по щелочной репульпации в зависимости от концентрации щелочи, подаваемой на репульпацию

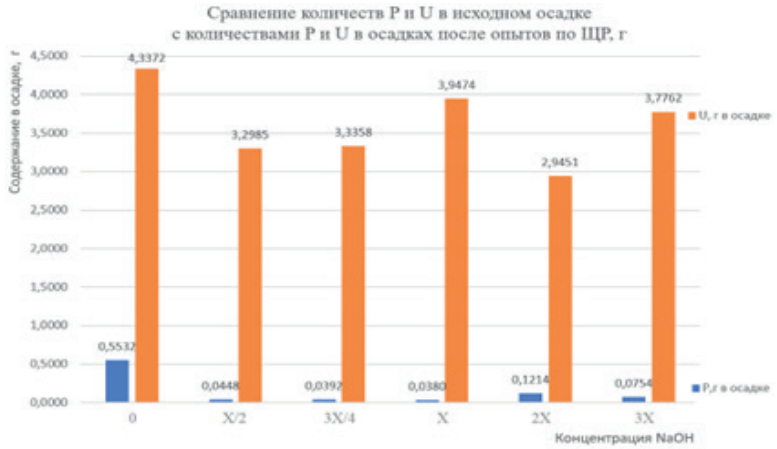


Рисунок 6 – Сравнение количества фосфора и урана в исходном осадке с количествами P и U в осадках после опытов по щелочной репульпации в зависимости от концентрации щелочи

По результатам проведенной серии экспериментов щелочной репульпации исходного сухого осадка, доставленного из рудника ПСВ, можно сделать вывод, что исследованный способ позволяет при нормальных условиях и оптимальном режиме работы перевести из исходного твердого осадка в жидкую

фазу свыше 91,5% фосфора (93,12% масс.) при одновременном переходе урана не более 9% (8,99% масс.) в раствор, что показывает фактическую эффективность разработанного способа.

Электронно-микроскопические, микрозондовые и рентгеноспектральные исследования образцов сухого осадка

Для получения наглядного изображения микрокристаллической структуры частиц осадка и определения его элементного (валового) состава, с целью максимально возможного уточнения химического состава образцов сухого осадка до и после проведения экспериментов по разработке технологии удаления из него фосфора были подготовлены несколько образцов и проведен рентгеноспектральный микроанализ, а также получен ряд снимков на растровом электронном микроскопе.

Подготовленные образцы исходного сухого осадка и сухого осадка после экспериментов по извлечению из него фосфора были проанализированы на растровом электронном микроскопе и на рентгеновском микроанализаторе.

Общий вид микроанализатора рентгеновского в комплектации с растровым электронным микроскопом показан на рисунке 7.

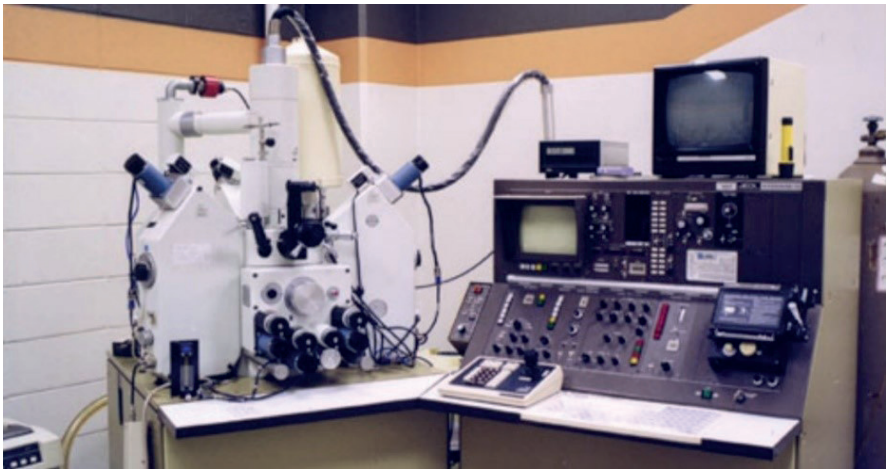


Рисунок 7 – Микроанализатор рентгеновский «JEOL-JXA-733 Superprobe»

Операторы микроаналитического комплекса, руководствуясь стандартными методиками выполнения измерений, определили следующие режимы для съемки и получения результатов о химическом составе и морфологии исследуемых образцов:

1. Разрешение системы энергодисперсионного микроанализа INCA Energy SEM 300 было выставлено на уровне 133 эВ при 5,9 keV (Mn), анализируемые элементы с 5B до 92U;
2. Разрешение во вторичных электронах в режиме SEI 7 нм, увеличение 40–360000;
3. Ток зонда 10^{-12}Å – 10^{-5}Å;
4. Ускоряющее напряжение 1–50 кВ, анализируемые элементы 5B–92U.

Пробоподготовка образцов сухого осадка для выполнения анализов проводилась по стандартной методике и включала в себя предварительное компактирование до приемлемой плотности, а для выполнения фотосъемки – наклеивание на липкую ленту. Затем в специальной вакуумной установке препараты покрывали тонким слоем углерода, чтобы сделать их проводящими.

Анализы элементного состава образцов выполняли в трех участках препарата для каждого образца (когда информация о составе получается от сотен частиц), при ускоряющем напряжении 25 кВ и токе зонда 25 нА. Изображения образцов осадков во вторичных электронах, полученные с помощью энергодисперсионного спектрометра INCA ENERGY (Англия), установленного на электроннозондовом микроанализаторе «JEOL-JXA-733 Superprobe» (Япония), представлены на рисунках 8–11 и 13–16 соответственно.

Морфология исследуемых образцов сухого осадка, определенная методом электронно-зондового микроанализа, который позволил выполнить валовый количественный элементный анализ исследуемых образцов и осуществить их фотосъемку в пучке вторичных электронов, также показана на данных микрофотографиях.

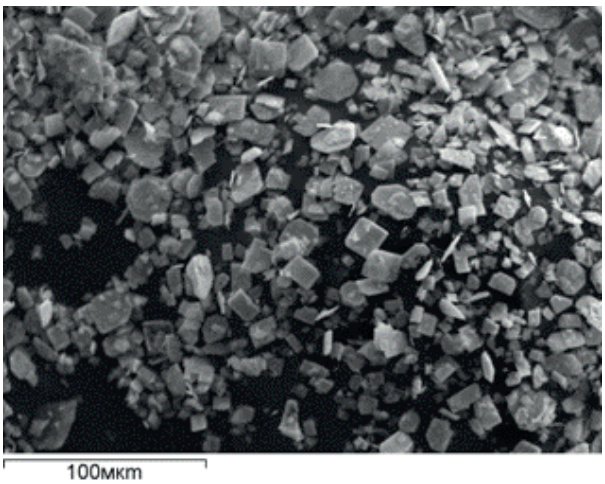


Рисунок 8 – Микрофотография исходного сухого осадка. Разрешение снимка 100 мкм в единичном отрезке шкалы

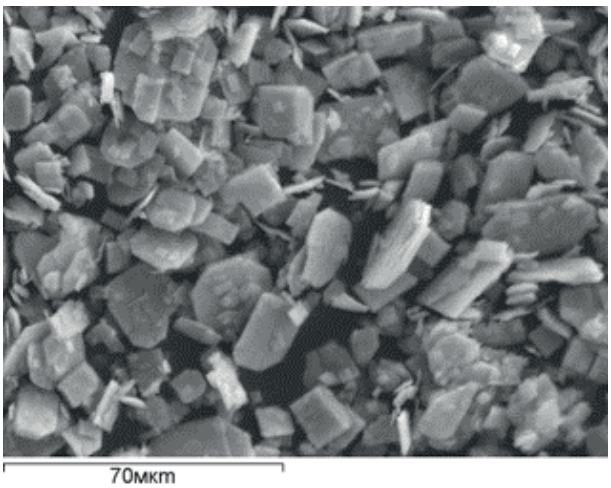


Рисунок 9 – Микрофотография исходного сухого осадка. Разрешение снимка 70 мкм в единичном отрезке шкалы

Были получены изображения микрокристаллов сухого осадка в пучке вторичных электронов с разным увеличением – рисунки 8–11. Видны чешуйчатые кристаллы осадка, преимущественно тетрагональной сингонии с двумя и более осями симметрии, с максимальным размером (длина *length*) $l \leq 10$ мкм, минимальный размер (толщина чешуйки *layer thickness, w*) $w \leq 1$ мкм.

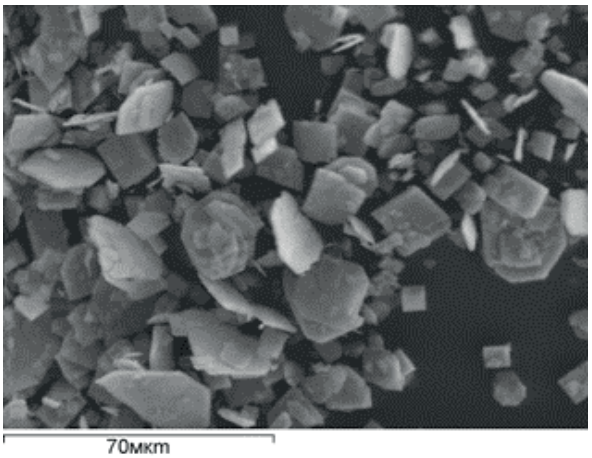


Рисунок 10 – Микрофотография исходного сухого осадка. Разрешение снимка 70 мкм в единичном отрезке шкалы

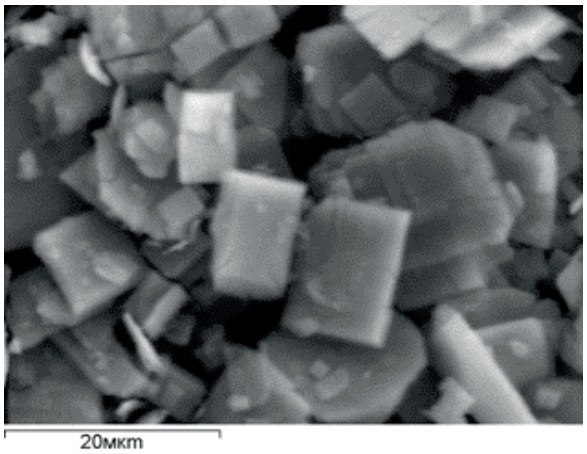


Рисунок 11 – Микрофотография исходного сухого осадка. Разрешение снимка 20 мкм в единичном отрезке шкалы

Анализ данных изображений помог определить морфологию сухого осадка. Исходный осадок неоднороден по своему дисперсному и морфологическому составу и состоит в основном из чешуйчатых кристаллов, преимущественно тетрагональной сингонии с двумя и более осями симметрии, с максимальными размерами на уровне: l x d x $w \approx 10$ мкм x 6 мкм x 1 мкм. При большем увеличении (рисунок 11) становятся видны детали – более крупные кристаллы зачастую покрыты мелкими, но также сохранившими тетрагональную сингонию и симметрию. Из кристаллографии известно, что внешнее подобие микрокристаллов, кристаллических ячеек, говорит об изотропии их свойств и об одинаковости химического состава подобных кристаллов.

В дополнение к электронной микроскопии были выполнены рентгеноспектральные исследования образцов сухого осадка. На установке микроанализатор рентгеновский «JEOL-JXA-733 Superprobe» были получены изображения рентгеновских энергодисперсионных спектров проб сухого осадка, позволившие с достаточной для примененного метода исследования точностью определить, какие именно химические элементы и в каком количестве входят в состав исследуемых образцов (рисунок 12).

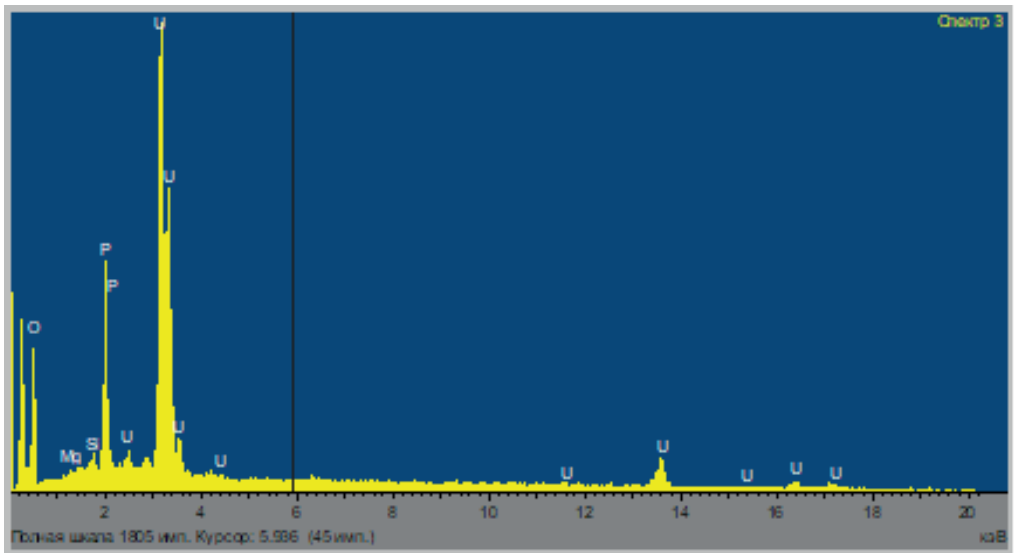


Рисунок 12 – Рентгеновский энергодисперсионный спектр образца 1 «Исходный сухой осадок»

Дополнительно был выполнен микрозондовый анализ образцов сухого осадка, результаты которого дополнили общую информационную картину полученных результатов. Результаты микрозондового анализа определения элементного состава пробы исходного сухого осадка представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты элементного анализа образца 1 «Исходный сухой осадок»

№ спектра излучения	Содержание элементов, вес. %					сумма, %
	U	P	O	Si	Mg	
Спектр 1	65,03	8,07	26,10	0,47	0,33	100,00
Спектр 2	64,90	8,27	26,24	0,36	0,23	100,00
Спектр 3	63,86	8,39	27,21	0,31	0,23	100,00
Среднее	64,60	8,24	26,51	0,38	0,26	100,00
Стандартное отклонение	0,64	0,16	0,60	0,08	0,06	-
Максимальное содержание	65,03	8,39	27,21	0,47	0,33	-
Минимальное содержание	63,86	8,07	26,10	0,31	0,23	-

Из полученных результатов таблицы 2 можно увидеть, что в навеске исходного сухого осадка $\Delta m_i = 10$ г будет содержаться в среднем m(U) = 6,460* г и m(P) = 0,824 г, а также m(O) = 2,651 г. В пересчете на 1 г исходного осадка содержание U = 0,6460 г, содержание P = 0,0824 г, сумма содержаний прочих примесей (в основном кислорода) Σ = 0,2716 г. Содержание фосфора относительно урана в исходном сухом осадке составляет: Сод. (P/U) = 0,0824 / 0,6460 = 0,12755418 г/гU или 12,75541796 % (≈ 12,76 %), *: без учета влажности.

Исходя из предварительных данных результатов микрозондового анализа и стехиометрических соотношений, был выполнен пересчет элементов в соединения – оксиды. Результаты элементного анализа исходного сухого осадка представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты элементного анализа образца 1 «Исходный сухой осадок» в оксидной форме

№ спектра излучения	Содержание элементов, вес. %				сумма, %
	UO_3	P_2O_5	SiO_2	MgO	
Спектр 1	79,54	18,88	1,02	0,56	100,00
Спектр 2	79,45	19,35	0,79	0,40	100,00
Спектр 3	79,01	19,90	0,70	0,40	100,00
Среднее	79,34	19,38	0,84	0,45	100,00
Стандартное отклонение	0,28	0,51	0,17	0,09	-
Максимальное содержание	79,54	19,90	1,02	0,56	-
Минимальное содержание	79,01	18,88	0,70	0,40	-

На основании результатов анализов проб образцов уран-фосфатного осадка на электронном микроскопе и их рентгеноспектрального анализа было установлено, что образующийся в процессе сорбционно-десорбционного извлечения урана осадок представляет собой смесь кислого и среднего фосфатов уранила: $(UO_2)_3(PO_4)_2 \cdot 6H_2O$, а также $UO_2HPO_4 \cdot 4H_2O$, и $UO_2(H_2PO_4) \cdot 3H_2O$.

Полученный в результате опытов по щелочной репульпации конечный продукт в виде сухого осадка также был компактирован и подготовлен к проведению анализов на растровом электронном микроскопе, рентгеноспектральному и микрозондовому анализу. Морфология исследуемых образцов полученного после проведения экспериментов по щелочной репульпации высушенного до постоянной массы осадка «V-I-3», определенная методом электронно-зондового микроанализа, который позволил выполнить валовый количественный элементный анализ исследуемых образцов и осуществить их фотосъемку в пучке вторичных электронов, показана на микрофотографиях (рисунки 13–16).

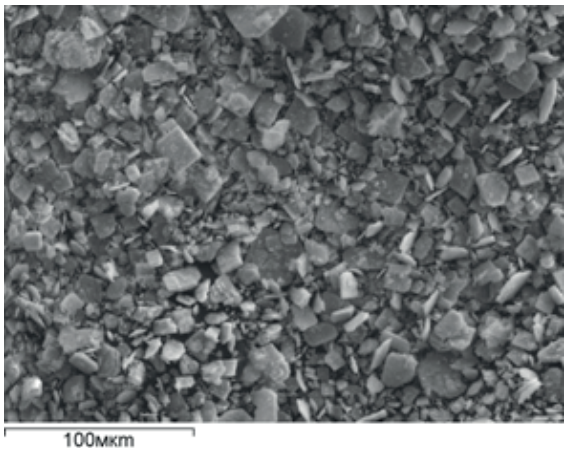


Рисунок 13 – Микрофотография осадка «V-I-3», высушенного после экспериментов по щелочной репульпации до постоянной массы. Разрешение снимка 100 мкм в единичном отрезке шкалы.

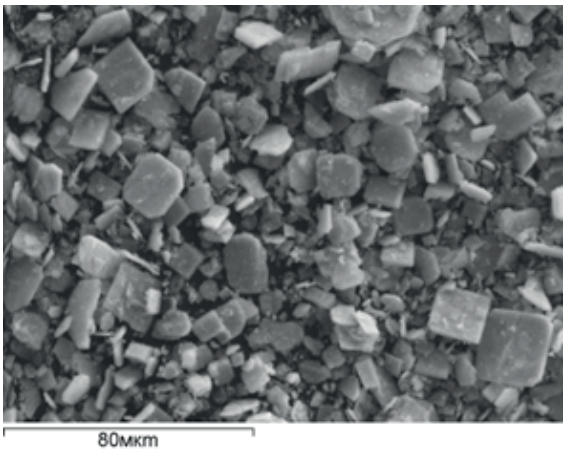


Рисунок 14 – Микрофотография осадка «V-I-3», высушенного после экспериментов по щелочной репульпации до постоянной массы. Разрешение снимка 80 мкм в единичном отрезке шкалы.

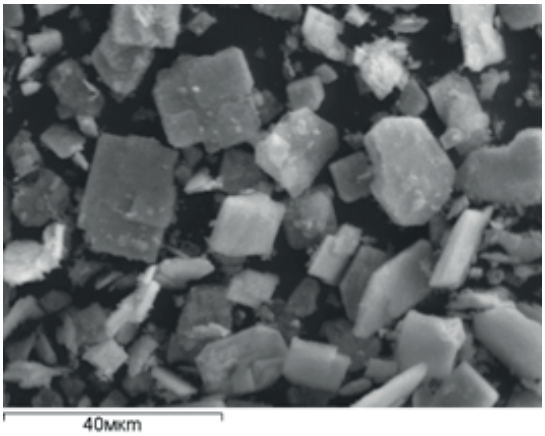


Рисунок 15 – Микрофотография осадка «V-I-3», высушенного после экспериментов по щелочной репульпации до постоянной массы. Разрешение снимка 40 мкм в единичном отрезке шкалы

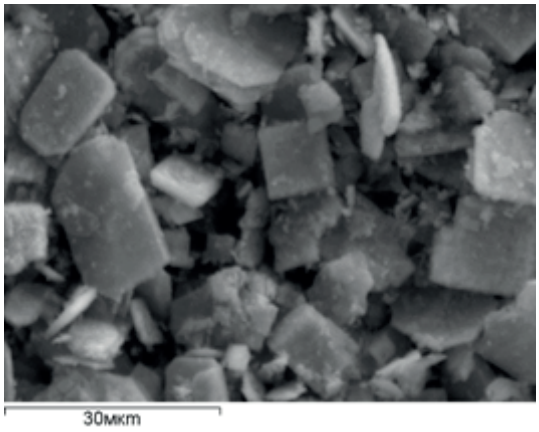


Рисунок 16 – Микрофотография осадка «V-I-3», высушенного после экспериментов по щелочной репульпации до постоянной массы. Разрешение снимка 30 мкм в единичном отрезке шкалы

Анализ данных изображений, полученных с помощью электронного микроскопа при разном увеличении, позволил установить, что в полученном после щелочной репульпации осадке пробы «V-I-3» состав неоднороден – тут присутствуют мелкие ($d < 1$ мкм) кристаллы, как и в пробе исходного сухого осадка, но их общее количество визуально увеличилось в несколько раз. При этом очертания полученных после ЩР чешуек – кристаллов менее прямые и правильные в сравнении с аналогичными у частиц исходного осадка как в направлении роста кристаллов, так и в перпендикулярном – в них наличествуют многочисленные

сколы, шероховатости и другие видимые повреждения и дефекты поверхности образовавшихся после ЩР кристаллов, что говорит о неоднородности питающей среды и существенном изменении условий их роста. Также заметно уменьшилась доля средних кристаллов (d ≤ 6 мкм), но появились ненаблюдаемые в образцах исходного осадка большие (d > 12 мкм) кристаллы, подобные отличия в дисперсности и морфологических признаках говорят об изменении морфологии исследуемых образцов по сравнению с исходными и являются визуальным индикатором произошедшего преобразования химического состава образцов под воздействием проведенной щелочной репульпации.

Для аналитического подтверждения данного факта далее были выполнены рентгеноспектральные исследования образцов высушенного осадка после щелочной репульпации. На установке микроанализатор рентгеновский «JEOL-JXA-733 Superprobe» были получены изображения рентгеновских энергодисперсионных спектров проб осадка «V-I-3», позволившие с достаточной для примененного метода исследования точностью определить, какие именно химические элементы и в каком количестве входят в состав исследуемых образцов (рисунок 17).

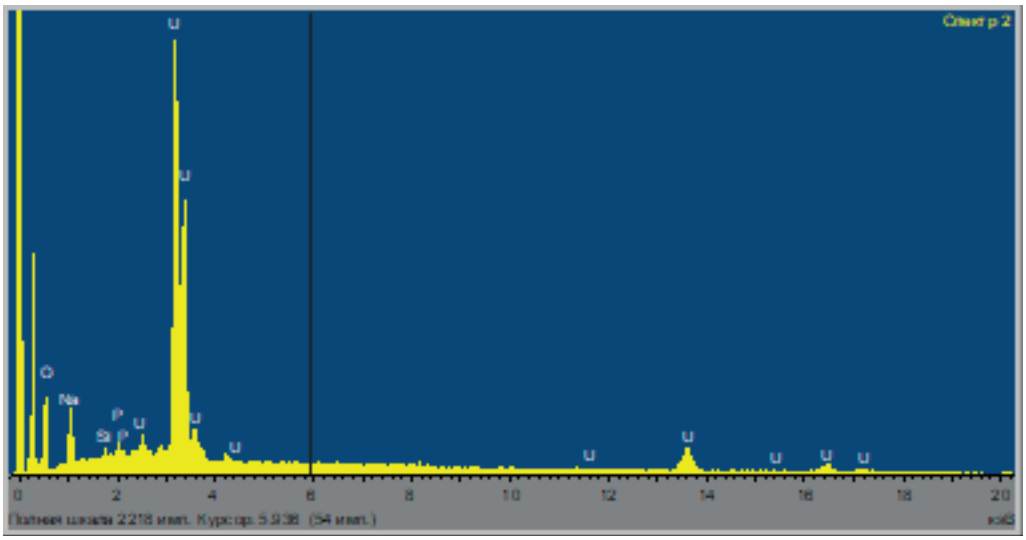


Рисунок 17 – Рентгеновский энергодисперсионный спектр образца «V-I-3»

Данные микрозондового анализа образца осадка «V-I-3» представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты элементного анализа образца осадка «V-I-3» после ЩР

№ спектра излучения	Содержание элементов, вес. %					сумма, %
	U	P	O	Si	Na	
Спектр 1	72,19	0,85	20,46	0,38	6,11	100,00
Спектр 2	72,99	0,61	20,16	0,47	5,77	100,00
Спектр 3	72,71	0,65	20,25	0,44	5,95	100,00
Среднее	72,63	0,70	20,29	0,43	5,95	100,00
Стандартное отклонение	0,41	0,13	0,16	0,04	0,17	-
Максимальное содержание	72,99	0,85	20,46	0,47	6,11	-
Минимальное содержание	72,19	0,61	20,16	0,38	5,77	-

Анализ полученных результатов таблицы 4 показывает, что в навеске сухого осадка «V-I-3» после ЩР Δm_j = 10 г будет содержаться в среднем m(U) = 7,263 г и m(P) = 0,070 г, а также m(O) = 2,029 г*. В пересчете на 1 г высушенного осадка «V-I-3» после ЩР содержание в нем U = 0,7263 г, содержание P = 0,0070 г, сумма содержаний прочих примесей (в основном кислорода) Σ = 0,2667 г. Содержание фосфора относительно урана в сухом осадке после проведения щелочной репульпации составляет: Сод.(P/U) = 0,007 / 0,7263 = 0,009637891 г/гU или 0,963789068 % (≈ 0,96 %), *: без учета влажности. Что подтверждает факт очистки исходного сухого осадка способом ЩР – щелочной репульпации.

Сравнение химического состава исходного сухого осадка с химическим составом высушенного осадка «V-I-3» после ЩР позволяет рассчитать степень извлечения фосфора способом щелочной репульпации по формуле:

ŋ = (1 – Сод (Р) в исходном осадке / Сод (Р) в осадке после ЩР) * 100% [3].

В нашем случае имеем: ŋ = (1 – 0,007/0,0824)*100% = 91,50485437%, или в среднем свыше 91,5%, что подтверждено несколькими сериями лабораторных экспериментов и позволяет оценивать предложенный способ щелочной репульпации накопленного побочного продукта – уран- и фосфорсодержащего сухого осадка как перспективный для последующего внедрения в производство.

Сравнение данных электронной микроскопии, полученных в растровом режиме работы электронно-зондового микроанализатора, позволило установить неоднородности дисперсного и морфологического состава кристаллов проб осадков, а также установить, что:

1. В 1 г исходного осадка содержится в среднем урана – 0,6460 г, фосфора – 0,0824 г, сумма содержаний прочих примесей (в основном кислорода) – 0,2716 г. Содержание фосфора относительно урана в исходном сухом осадке составляет: ≈ 12,76%;
2. В 1 грамме высушенного осадка «V-I-3» после ЩР содержится в среднем урана – 0,7263 г, фосфора – 0,0070 г, сумма содержаний прочих примесей (в основном кислорода) – 0,2667 г. Содержание фосфора относительно урана в сухом осадке после проведения щелочной репульпации составляет: ≈ 0,96%, что подтверждает факт очистки исходного сухого осадка способом щелочной репульпации;
3. Сравнение химического состава исходного сухого осадка с химическим составом высушенного осадка «V-I-3» после проведения щелочной репульпации позволило рассчитать степень извлечения фосфора из побочных продуктов способом щелочной репульпации, которая составила свыше 91,5%.

ИЗУЧЕНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ОТРАВЛЯЮЩИХ ИОНИТ-ПРИМЕСЕЙ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ГЕНЕРАТОРОВ С ИЗЛУЧАТЕЛЯМИ ПРИ СЕРНОКИСЛОТНОЙ ДЕСОРБЦИИ УРАНА В УСЛОВИЯХ ЦППР РУДНИКА «СЕМИЗБАЙ»

[1]Алтынбек А.Д., [2]Кадирбеков К.А., [2]Кадирбеков А.К., [1]Батырбаев М.С., [1]Кузембаев Н.Ж.
[1]ТОО «Семизбай-U», г. Астана, Казахстан
[2]ТОО «Компания системных исследований - Фактор», г. Астана, Казахстан

Аннотация. Технологическое применение прогрессивных технологических и технических решений в сорбционных и десорбционных процессах переработки природного урана часто сдерживается из-за недостаточной емкости сорбента и низкой скорости насыщения ионита ценными компонентами, извлекаемыми из раствора. В предлагаемой работе в качестве решения актуальной задачи улучшения качества эксплуатируемых сорбентов рассматривается применение технологии воздействия ультразвуковых колебаний, создаваемых при помощи ультразвуковых генераторов с излучателями (УЗГ). С этой целью в Цехе переработки продуктивных растворов (ЦППР) рудника «Семизбай» ТОО «Семизбай-U» одна из колонн СДК-1500 технологической линии десорбции (СДК-3) и колонна промывки насыщенного сорбента КИ-2000 (КИ-2000) были оснащены комплектами УЗГ, что должен сокращать продолжительность донасыщения сорбента ценными компонентами, извлекаемыми из части товарного десорбата и продуктивного раствора. НИР были проведены совместно с ТОО «Компания системных исследований - Фактор». Производитель УЗГ – ООО «Александра-Плюс» (РФ).

Показано, что в результате применения УЗГ в колоннах СДК-3 и КИ-2000 происходят увеличение степеней обескремнивания ионита и удаления механических примесей, которые влияют на заметное улучшение емкостных характеристик ионита по урану и снижение его эксплуатационных расходов.

Установлено, что применение УЗГ воздействия на процесс десорбции урана в СДК-3, режим работы которого синхронизирован с технологическими процессами, позволяет снизить кислотность товарного десорбата (ТД), перевести в раствор из смолы больше урана, уменьшить содержания урана в маточниках донасыщения СДК-3, чем при обычном стандартном режиме.

Ключевые слова: ультразвук, ионит, товарный десорбат, кремний, мехпримеси, уран, кислотность

Введение. Технологический процесс получения товарного десорбата (ТД) в ЦППР рудника «Семизбай» отличается своей исключительностью среди урановых рудников АО «НАК «Казатомпром», заключающейся в получении ТД за счет сернокислотно-сульфатной десорбции, проводимой в колонне СДК-1500. Насыщенный сорбент после прохождения стадий промывки направляется непосредственно в колонну СДК-1500. Часть ТД выпускается в виде готовой продукции, а часть ТД направляется в зону донасыщения СДК-1500 для донасыщения насыщенного сорбента ураном. В зону донасыщения СДК-1500 также подается продуктивный раствор. Десорбция и одновременная регенерация сорбента осуществляется сернокислым раствором кислотностью более 230 г/л, при этом содержание урана в ТД – 19-22 г/л, содержание хлор-иона в ТД – 5-7 г/л. Текущие качественные характеристики ТД являются неудовлетворительными. Для улучшения качества ТД и эксплуатируемых сорбентов в ЦППР рудника «Семизбай» ТОО «Семизбай-U» нами применена технология воздействия ультразвуковых колебаний, создаваемых при помощи УЗГ. Воздействию УЗГ подвергались колонна десорбции СДК-3 и колонна промывки насыщенного сорбента поз.203.

Следует отметить, что в ЦППР ранее были осуществлены промышленные испытания (2016 год) технологии УЗГ воздействия на процесс десорбции, которые позволили оценить влияния УЗГ воздействия на качество получаемого ТД, количество используемой для десорбции кислоты и степень извлечения урана в ТД. Комплект УЗГ на СДК-3 тогда устанавливался непосредственно в зоне десорбции и на отм. 9.00 м. Однако выбранный в 2016 г. режим работы УЗГ не был применим по ряду причин, среди которых основной является установленная нестабильность процесса десорбции в СДК при воздействии УЗГ, а также низкая эффективность воздействия УЗГ на процессы при применении их отдельно в колонне СДК-3.

В новых условиях с целью получения стабильных показателей концентрации урана в ТД и достижения максимального снижения расхода кислоты при десорбции нами заново разработаны оптимальные месторасположения УЗ излучателей и их количество, продолжительность испытания синхронизирована с работами технологических процессов, а воздействия УЗГ на процесс десорбции в СДК-3 проводились в тандеме с воздействием УЗГ на процесс промывки насыщенных ионитов в колонне поз. 203 КИ-2000.

Использование ультразвука в процессах сорбции/десорбции приводит к изменению поверхностного

слоя зерен и капиллярной структуры микрокристаллического ионита, в результате могут увеличиться емкостные характеристики ионита и сократиться продолжительность его насыщения. Химические эффекты ультразвука связаны в основном с кавитацией (пульсацией, расщеплением и другими видами движения пузырьков в жидкости), некоторые эффекты имеют механохимическую природу. Как известно, на образование кавитационных пузырьков расходуется лишь часть энергии ультразвуковых волн, распространяющихся в жидкости. Остальная часть идет на возникновение микропотоков, нагревание и распыление жидкости. В результате под воздействием источника ультразвуковых колебаний частицы сорбента создают кипящий слой. Это также способствует более активному перемешиванию жидкости, интенсификации процессов массопереноса на границе раздела фаз и ускорению сорбции ионов из раствора или десорбции ионов из сорбента.

Исходя из вышеизложенных представлений, а также из других теоретических и экспериментальных материалов по интенсификации сорбционно-десорбционных процессов методом ультразвуковой химии, при осуществлении испытаний на СДК-3 по установлению влияния УЗ на процесс десорбции урана, наряду с изучением динамики донасыщения сорбента ураном и динамики элюирования урана в ТД, были проведены исследования составов ТД, маточников донасыщения и отрегенерированных сорбентов с целью определения динамики очистки сорбентов в колоннах СДК-3 и поз. 203 от сопутствующих и таких отравляющих сорбент примесей, как кремний, алюминий, хлор до и после воздействия УЗГ.

Приборы и методы анализа. Для решения вышеуказанных задач были смонтированы комплекты УЗГ на колонне поз.203 и СДК-3. Комплект ультразвукового оборудования состоит из электрошкафа с генераторами и управляющими аппаратами (шкаф управления), адаптеров и излучателей.

Путем проведения тестовых испытаний выбраны оптимальные режимы УЗГ воздействия на колонны, в которых таковыми являются излучатели в количестве 12 штук с частотой 29,9 КГц. Продолжительность их работы синхронизирована с работами технологических процессов на колоннах процесса десорбции.

Исследование элементного состава и их концентрации в ионите и технологических растворах проведено на приборе Атомно-эмиссионный спектрометр с Индуктивно Связанной Плазмой (ИСП) Optima: 8000DV. Исследование содержания механических примесей (взвесей) анализированы на приборе Анализатор размеров и формы частиц QICPIC. Данные о содержании хлора взяты из Карты ежедневных данных ЦППР.

Результаты и их обсуждения. В таблице представлены результаты элементного анализа составов технологических растворов и ионитов, отобранных в период испытания воздействия УЗ излучателей на процесс десорбции урана на СДК-3 и колонну промывки ионита поз. 203, а также в период их работы в стандартных условиях без воздействия УЗ излучателей.

Таблица – Результаты элементного анализа составов технологических растворов и ионитов

№ п/п	Наименование объекта анализа	Позиция		Элементы, мг/дм^3			
		Колонна	Статус: базовый период (исх.)/после воздействия УЗ (после УЗ), частота	U	Si	Al	Cl
1	Товарный десорбат	СДК-1	исх.	19870	40,0	72,9	6350
			после УЗ	16870	35,2	59,3	6430
		СДК-2	исх.	20860	48,6	71,3	8130
			после УЗ	18170	33,6	55,9	6920
		СДК-3	исх.	20350	57,5	76,5	7710
			после УЗ	14630	39,0	54,6	6690
2	Маточник донасыщения	СДК-1	исх.	1460	81,9	769	
			после УЗ	1980	92,0	827	
		СДК-2	исх.	3730	80,1	731	
			после УЗ	1610	83,2	803	
		СДК-3	исх.	1260	81,4	727	
			после УЗ	1860	82,8	762	
3	Сорбент	СДК-1	исх.	19800	13,4	14,3	
			после УЗ	14200	12,6	10,5	
		СДК-3	исх.	12200	12,8	12,1	
			после УЗ	12100	13,7	9,1	
4	Сорбент в колонне промывки	поз.203	исх.	24,0	78,4	787	
		поз.203	после УЗ. 1-сутки	34,5	70,2	728	
			после УЗ. 2- сутки	23,3	63,6	597	
			после УЗ. 3- сутки	25,2	74,2	710	
			после УЗ. 4-сутки	10,9	51,1	544	

Результаты испытания УЗ воздействия в процесс десорбции урана в СДК-3. На рисунке 1 представлены изменения содержания кремния в ТД СДК-1, СДК-2 и СДК-3 после воздействия 12 шт. УЗ излучателей с частотой 29,9 КГц на СДК-3, в сравнении с ее содержанием в ТД в базовом периоде работы колонн без использования УЗ излучателей.

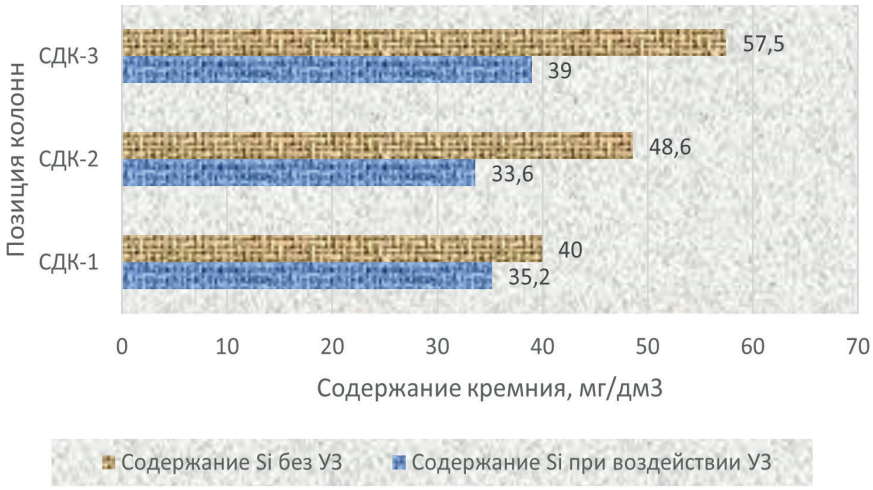


Рисунок 1 – Изменения содержания кремния в ТД СДК-1, СДК-2 и СДК-3 после воздействия 12 шт. УЗ излучателей с частотой 29,9 КГц на СДК-3 в сравнении с ее содержанием в ТД в базовом периоде работы колонн без использования УЗ излучателей

Содержание кремния в ТД СДК-3 после воздействия на него УЗ излучателей снижается с 57,5 мг/дм^3 до 39,0 мг/дм^3, что составляет 32% по сравнению с содержанием кремния в стандартном технологическом режиме СДК-3. Количественное уменьшение содержания кремния в ТД на СДК-3 по сравнению с его содержанием в ТД колонн СДК-1 и СДК-2 достигает от 2 до 20% соответственно. Снижение кремния в ТД объясняется возникновением и протеканием в жидких средах специфического физического процесса – ультразвуковой кавитации, обеспечивающей максимальные энергетические воздействия как на сами жидкости, так и на твердые тела в жидкостях.

Тенденция снижения содержания кремния после воздействия УЗ наблюдается и в составе отрегенированного ионита (6%) в СДК-3 при этом в маточном растворе донасыщения количество кремния увеличивается на 11% (рисунок 2).

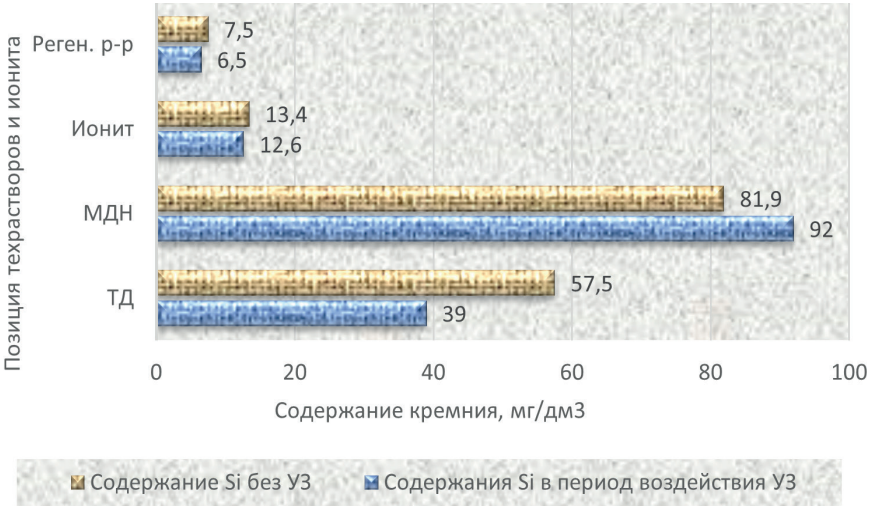


Рисунок 2 – Изменения содержания кремния в ТД, маточнике донасыщения (МДН), регенерирующем растворе и ионите в период воздействия УЗ излучателей с частотой 29,9 КГц на СДК-3, в сравнении с его содержанием в базовом периоде работы колонн без использования УЗ излучателей

Для технологических растворов характерно присутствие в их составах значительного количества алюминия (Al) по сравнению с содержаниями других сопутствующих элементов. Воздействия УЗ излучателей на СДК-3 также отражается в содержании алюминия в составах ТД, МДН и ионита (рисунок 3). Алюминий количественно уменьшается в ТД на 29%, ионите – на 25% и, наоборот, увеличивается в маточнике донасыщения (на более 5%).

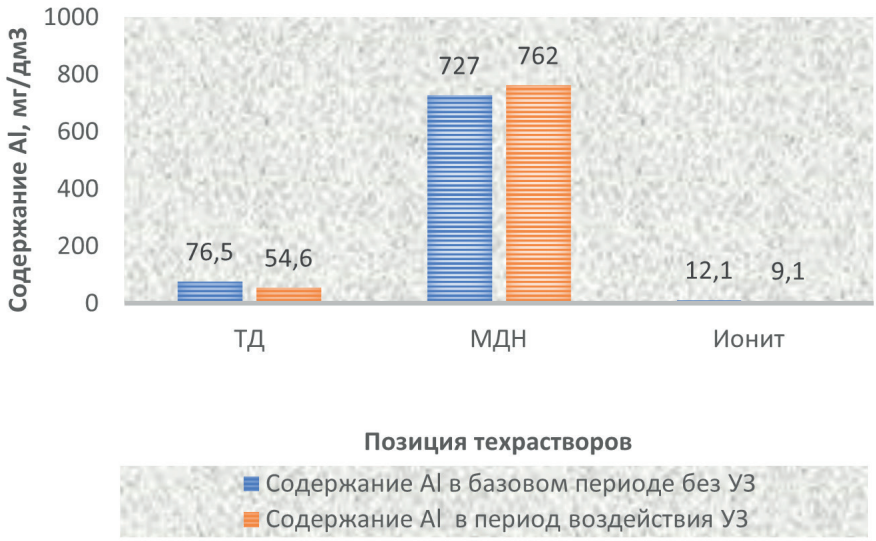


Рисунок 3 – Изменение содержания алюминия в ТД, маточнике донасыщения и ионите в период воздействия УЗ излучателей с частотой 29,9 КГц на СДК-3 в сравнении с его содержанием в базовом периоде работы колонн без использования УЗ излучателей

В следующем этапе работ охарактеризованы изменение содержания наиболее характерного отравляющего компонента ионита – хлора (Cl). Следует отметить, что в деятельности ЦППР содержание хлора отслеживается в постоянной основе. Нами для оценки возможного влияния УЗ воздействия на изменения содержания хлора проанализированы его значения в составе ТД во время испытания в сравнении с базовым периодом работ колонн СДК-3, СДК-2 и СДК-1 без использования УЗ (рисунок 4). Сравнены среднее значения хлора за периоды испытания с применением УЗ и без УЗ.

.

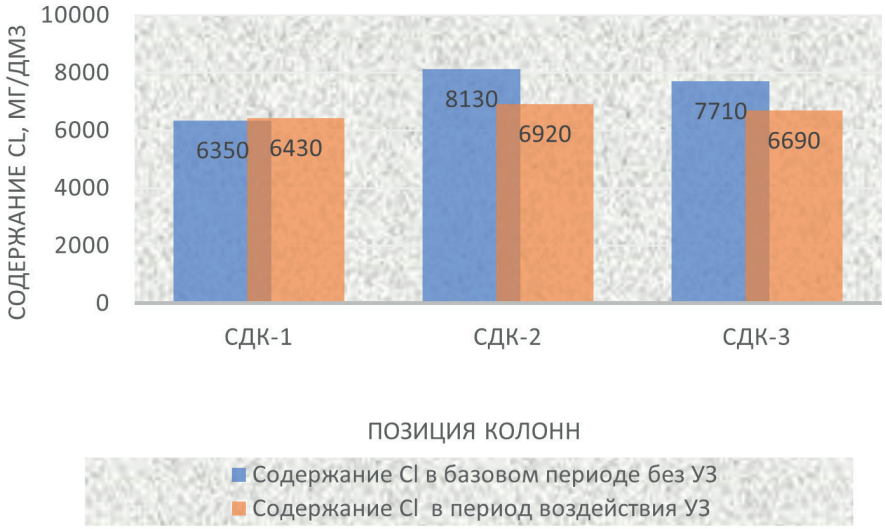


Рисунок 4 – Изменение усредненного содержания хлора в ТД в СДК-1, СДК-2 и СДК-3 в период воздействия УЗ излучателей с частотой 29,9 КГц на СДК-3, в сравнении с базовым периодом работы колонн без использования УЗ излучателей

Динамика изменения содержания хлора в ТД колонн СДК носит противоречивый характер, который проявляется в скачкообразном ее значении в периодах испытании и даже в стандартных условиях работ колонн. Как видно из рисунка 4, среднее значение содержания хлора при воздействии УЗ на СДК-3 уменьшается на 14%, что является положительным моментом по сравнению с работой СДК-1 без применения УЗ, где его количественное значение остается на прежнем уровне. В тоже время, при работе СДК-2 без УЗ снижение содержания Cl составляет 15%, т.е. получается такое же значение содержание хлора как в период испытания на СДК-3 с УЗ. Видимо, для оценки воздействия УЗ на содержание хлора потребуется статистический материал за длительный период работы колонн СДК с использованием УЗ воздействия.

Результаты испытания ультразвукового воздействия на колонну промывки насыщенного ионита поз. 203. Кремний также удаляется из состава ионита. На степень удаления кремния положительно влияет длительность воздействия УЗ излучателей на колонну поз.203, в частности, при непрерывной работе УЗГ установки в течение 4 суток содержание кремния в ионите снизилось с 10 до 35% (рисунок 5).

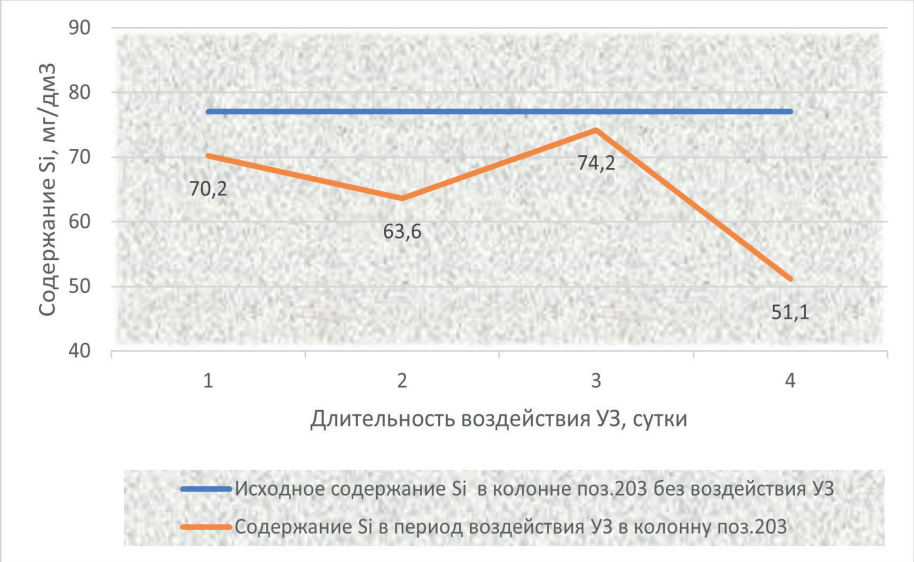


Рисунок 5 – Изменение содержания кремния после воздействия 12 шт. УЗ излучателей с частотой 29,9 КГц на колонну поз.203 в сравнении с его содержанием в базовом периоде работы колонн без использования УЗ излучателей

На степень удаления кремния из ионитов в колонне поз.203 оказало положительное влияние повышение частоты излучателя от 22,6 КГц до 29,9 КГц при работе 12 шт УЗ излучателей. Об этом отчетливо свидетельствует рост количества мехпримесей после воздействия УЗ излучателей в количестве 12 штук с частотой 29,9 КГц (рисунок 6). Увеличение удаленных мехпримесей в сравнении с базовым периодом без УЗ составило около 40%.

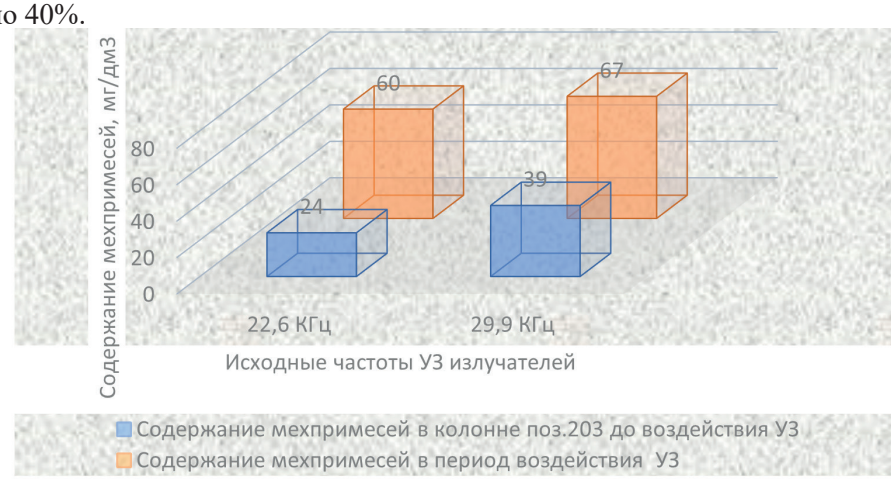


Рисунок 6 – Изменение количества мехпримесей при воздействии УЗ излучателей в количестве 12 штук с частотами 22,6 КГц и 29,9 КГц на колонну промывки насыщенного ионита поз.203 в сравнении с базовым периодом без УЗ

Таким образом, анализ результатов испытаний по в колонне СДК-3 и колонне промывки насыщенного ионита поз.203 позволяет утверждать, что применение ультразвукого воздействия в них для интенсификации процессов десорбции дает положительный эффект, так как происходит увеличение степеней обескремнивания ионита и удаления механических примесей. В свою очередь, эти изменения приведут к заметному улучшению емкостных характеристик ионита по урану и снижению его эксплуатационных расходов

Например, наблюдается значительное изменение кислотности товарного десорбата при применении УЗ воздействия на процесс десорбции урана в СДК-3. Сравнены с результатами работы СДК-1 и СДК-2, которые не подвергались к воздействию УЗ излучателей. На рисунке 7 сравнены обзорные кривые изменения усредненных значений кислотности ТД на колоннах СДК-3, СДК-1 и СДК-2. На рисунке 7 наблюдается общая тенденция снижения кислотности ТД в указанных колоннах в период воздействия УЗ на СДК-3 по сравнению с их работой в период отсутствия воздействия УЗ на СДК-3.

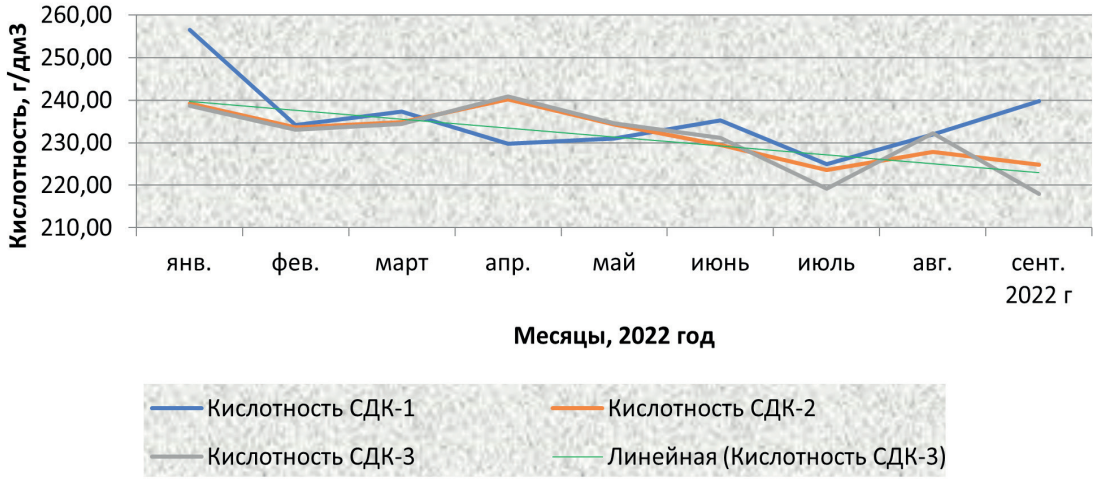


Рисунок 7 – Обзорные кривые изменения усредненных значений кислотности ТД на колоннах СДК-1, СДК-2 и СДК-3

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРИМЕНЕНИЯ МИКРОСЕТЧАТЫХ АНИОНИТОВ НА РУДНИКЕ «ЦЕНТРАЛЬНЫЙ МЫНКУДУК»

Буленова К.Ж., Фоменко А.С.
ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан

Проведены лабораторные исследования по сорбционному (сорбционно-десорбционному) концентрированию урана из продуктивных растворов рудника «Западный Мынкудук» с использованием сорбентов гелевой структуры. Насыщенные аниониты десорбировали, а затем регенерировали цеховыми технологическими растворами. Использование гелевых сорбентов на этапе сорбции позволило достигнуть насыщения 45–47 г/дм^3 урана, при этом степень денитрации составила 80–87%.

Одним из перспективных подходов к повышению технологической эффективности гидрометаллургических способов извлечения урана из растворов с невысоким содержанием целевого компонента может служить использование гелевых сорбентов.

Распространение гелевых ионитов до недавнего времени ограничивалось рядом причин, среди которых наиболее существенными являлись более низкая осмотическая стабильность и механическая прочность. В связи с совершенствованием способов синтеза новых типов ИОС, представленных на рынке, появляется возможность их практического применения в сорбционных процессах.

Микросетчатые иониты характеризуются повышенной обменной емкостью и селективностью, что делает более эффективным сорбционное извлечение урана из небогатых технологических растворов в присутствии значительной концентрации сопутствующих конкурирующих ионов и примесей. Для проведения эксперимента использовался продуктивный раствор рудника «Центральный Мынкудук», который имел следующий состав:

Химический состав ПР, г/дм^3							*Кислотность, г/дм^3*	*pH*
C_U	Fe^{3+}	Fe^{2+}	SiO_2	NO_3^-	SO_4^{2-}	Cl^-,		
0,060	0,15	0,34	0,036	0,3	19,2	1,64	1,25	2,13

Регенерацию сорбента проводили денитрирующим раствором рудника «Центральный Мынкудук» следующего состава:

C_U, г/дм^3	NO_3^-, г/дм^3	SO_4^{2-}, г/дм^3	SiO_2, г/дм^3	*pH*	*Кислотность, г/дм^3*
0,036	8,30	30,0	0,082	0,88	26,95

У различных фирм-производителей были получены опытные образцы сорбентов. В Лаборатории исследований и анализа материалов (ЛИАМ ТОО «ИВТ») были определены их физические и физико-механические свойства, которые показали полное соответствие стандарту СТ НАК 20-2019 АО «НАК «Казатомпром» и, соответственно, возможность их промышленного применения в урановой отрасли Республики Казахстан.

Сорбция урана из продуктивного раствора. Через колонку из оргстекла, загруженную сорбентом, снизу вверх с помощью перистальтического насоса пропускали урансодержащий раствор. На выходе из колонки через каждые 3 часа отбирали аликвотные части маточника сорбции, которые анализировали на содержание урана. Сорбцию продолжали до того момента, пока концентрация урана в растворе на выходе из колонки не сравнялась с его концентрацией в исходном растворе.

Регенерация сорбентов денитрирующим раствором. Через колонку, загруженную сорбентом, снизу вверх подавали денитрирующий раствор. На выходе из колонки через каждый час отбирали пробы раствора – маточника денитрации, которые анализировали на содержание примесей. Денитрацию вели 4 часа при соотношении V раствора / Vсмолы = 4.

На рисунке 1 представлены интегральные кривые сорбции урана.

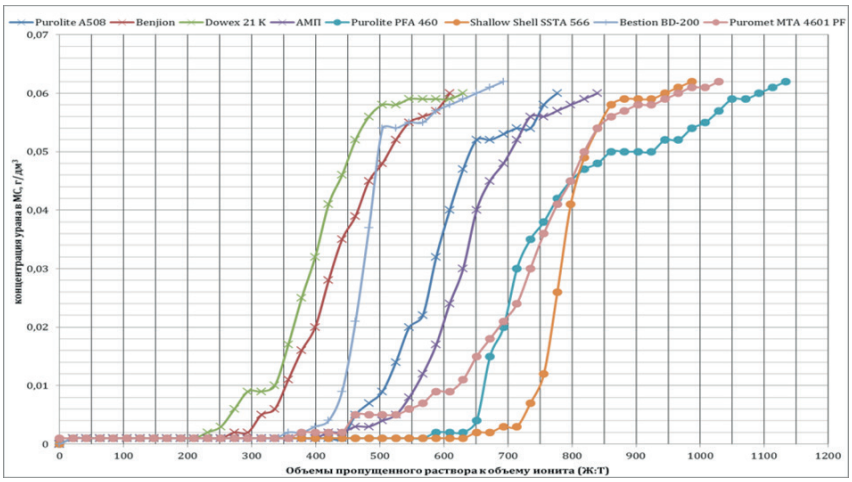


Рисунок 1 – Выходные кривые сорбции

На сорбции урана наилучшие емкостные характеристики показали ионообменные смолы марок: Purolite PFA 460, Shallow Shell SSTA 566 и Puromet MTA 4601 PF.

Содержание урана и примесей в ионообменных смолах после сорбции представлено в таблице 1.

Таблица 1 – Содержание урана и примесей в ИОС после сорбции

Марка ИОС	Содержание урана		*Ж:Т*	NO_3^-, %	Cl^-, %	SO_4^{2-}, %	SiO_2, %
	%	г/дм³					
Shallow Shell SSTA 566	10,5	47,7	987	>1	1,080	7,12	н/о
Purolite PFA 460	11,1	46,6	1134	>1	0,890	7,03	0,04
Puromet MTA 4601 PF	12,3	45,0	1050	>1	1,220	8,87	0,14
АМП	9,8	36,5	840	4,63	0,757	12,08	0,61
Purolite A508	10,2	34,0	777	2,32	0,547	8,48	0,93
Bestion BD-200	7,5	29,0	693	>1	1,300	5,27	0,04
Benjion	6,7	25,0	609	3,31	0,826	10,00	0,43
Dowex 21 K	6,2	22,5	630	3,14	1,015	11,04	0,42

Результаты определения содержания урана и примесей, представленные в таблице 1, демонстрируют, что в указанных анионитах присутствие примеси SiO_2, негативно влияющей на технологические характеристики сорбентов, минимально. В частности, содержание SiO_2 в смолах Puromet MTA 4601 PF и Purolite PFA 460 составляет 0,14% и 0,04% соответственно. В смоле Shallow Shell SSTA 566 кремний не обнаружен.

Результат лабораторного анализа на уран и примеси *регенерированных денитрирующим раствором сорбентов,* представленный в таблице 2, показывает, что максимальная степень денитрации наблюдается на смоле Shallow Shell SSTA 566 (86,9%). Несколько хуже удаляются нитрат-ионы со смол Bestion BD-200, Puromet MTA 4601 PF и Purolite PFA 460, значения степени денитрации для которых составляют 84,0%, 84,1% и 81,1% соответственно.

Таблица 2 – Содержание урана и основных примесей в ИОС после денитрации

Марка ИОС	Степень денитрации, %	После десорбции %	После денитрации, %				
		NO_3^-	NO_3^-	Cl^-	C_U	SO_4^{2-}	SiO_2
Shallow Shell SSTA 566	86,9	15,00	1,97	0,43	0,26	7,52	н/о
Puromet MTA 4601 PF	84,1	18,46	2,94	0,34	0,01	6,79	н/о
Bestion BD-200	84,0	11,22	1,80	0,28	0,05	11,51	н/о
Purolite PFA 460	81,1	18,18	3,44	0,30	0,33	5,83	н/о
Benjion	69,2	12,9	3,97	0,158	0,50	8,72	0,45

Dowex 21 K	65,8	15,0	5,13	0,342	0,12	8,08	0,78
Purolite A508	64,7	11,7	4,13	0,116	0,18	8,16	1,20
АМП	55,8	17,2	7,61	0,189	1,34	9,52	0,30

В целом следует отметить, что гелевые сорбенты характеризуются высокими значениями степени денитрации и, соответственно, лучше регенерируются.

Выводы. На основании проведенного цикла тестирования гелевых анионитов с определением емкостных и регенерационных характеристик показана принципиальная возможность применения гелевых сорбентов при переработке ПР на уранодобывающих предприятиях. В частности, применение гелевых смол Puromet MTA 4601 PF и Purolite PFA 460 позволит повысить эффективность переработки ПР на руднике «Центральный Мынкудук» и сократить финансовые затраты на приобретение реагентов.

Список использованных источников

1. СТ НАК 20-2019. Требования к ионообменным смолам для предприятий АО «НАК «Казатомпром».
2. ГОСТ 10900-84 Иониты. Методы определения гранулометрического состава.
3. ГОСТ 10898.1-84 Иониты. Методы определения влаги.
4. ГОСТ 10898.4-84 Иониты. Метод определения удельного объема.
5. ГОСТ 10898.2-74 Иониты. Метод определения насыпной массы.
6. МВИ 572-1910-02-ТОО-004-2016 Аниониты для сорбционного извлечения урана. Метод определения механической прочности.
7. МВИ 572-1910-02-ТОО-005-2017 Аниониты для сорбционного извлечения урана. Метод определения химической стойкости и механической прочности при условии изменении рабочих сред.
8. Технологический регламент на единичный рабочий технологический процесс получения химического концентрата природного урана при переработке продуктивных растворов до товарного десорбата с осаждением урана в нем каустической соды (рудник «Центральный Мынкудук»).

ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСТВОРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Аликулов Ш. Ш., Раббимов Х.Т.
Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан

В статье рассмотрены разработка приемов предотвращения механической кольматации пластов при подземном выщелачивании урана и формы кольматации.

Для эффективного ведения процесса подземного выщелачивания металлов наряду с оптимизацией технологического режима необходимо выявить и запроектировать рациональные показатели параметров гидродинамического режима: скорость фильтрации, расход и сеть расположения технологических скважин, которые непосредственно влияют на кинетику перехода полезного компонента в продуктивный раствор.

Интерес к подземному выщелачиванию урана на месте его залегания в последние годы неуклонно растет. Подземное выщелачивание позволяет вовлекать в рентабельную эксплуатацию бедные руды, потерянные при очистной добыче, а также месторождения со сложными геолого-гидрогеологическими условиями.

Выщелачивание на месте залегания руд осуществляется либо с предварительным дроблением рудных тел, либо из пластовых месторождений, сложенных рыхлыми водонасыщенными отложениями. Примерно 90–95% урана, добываемого способом подземного выщелачивания, приходится на пластовые месторождения.

Способ подземного выщелачивания по сравнению с традиционными методами добычи и переработки урановых руд позволяет исключить операции выемки руды, ее транспортировки, дробления, измельчения, хранения отвалов забалансовых урановых руд, сооружения хвостохранилищ; сокращается срок ввода месторождений в эксплуатацию, уменьшаются объемы строительства, упрощается аппаратурное оформление процесса и улучшаются условия труда.

Опыт эксплуатации промышленных участков подземного выщелачивания выявил определенные преимущества этого способа:

- удельные капитальные затраты и сроки строительства по сравнению с обычными горными способами сокращаются в 3–5 и более раз;
- производительность труда возрастает в 2–3 раза;
- себестоимость урана на 15–25% ниже получаемого при горно-химических способах отработки.

В настоящее время в Узбекистане в отрасли промышленной отработки находятся более 22 урановых месторождений, в том числе такие, как Южный и Северный Букинай, Учкудук, Кетменчи, Сабырсай, Сугралы, 102 участок ПВ и др.

В последние десятилетия в теории и практике ПВ созданы многочисленные математические модели для расчета геотехнологических параметров [1,2,3].

В работе необходимо подобрать выщелачивающие растворы для отработки урана из слабопроницаемых руд. Поэтому нами исследовались различные реагенты для отработки глубоких слабопроницаемых урановых залежей способом ПВ. Одно из решений научно-технической задачи – разработать новые технологии, которые обеспечивают полноту извлечения металла из недр, и управлять гидродинамическими режимами выщелачивающих растворов. Вовлечение в отработку слабопроницаемого рудного горизонта является целесообразным, при этом увеличивается концентрация металла в растворах, сокращается время отработки и удельный расход реагента, увеличивается производственная мощность предприятия.

При эксплуатации откачных и нагнетательных скважин в процессе отработки месторождения способом ПВ, как правило, происходит снижение их дебитов. Основной причиной такого негативного технологического фактора является процесс кольматации порового объема пород прифильтровой зоны скважин, а также «зарастание» перфорации самих фильтров.

Главным, если не основным условием снижения дебитов геотехнологических скважин является кольматация фильтров и прифильтровых зон горных пород продуктивного горизонта, которая формирует повышение гидравлических сопротивлений при подаче и откачке технологических растворов.

В процессе механической кольматации водоприемные отверстия фильтров и поровые сечения растворопроводящих каналов перекрываются тонкими песчано-глинистыми частицами, содержащимися

как в буровом растворе при сооружении скважин, так и при их эксплуатации в результате развития суффозии. Так, использование в процессе бурения высокоглинистых растворов плотностью 1,15–1,18 г/см^3 для укрепления стенок геотехнологичнских скважин, сооружаемых на гидрогенных месторождениях, представленных переслаивающимися рыхлыми, большей частью слабосвязанными песчано-глинистыми разностями, приводит к снижению их дебитов в десятки раз. В процессе глинизации пород продуктивного пласта прифильтровой зоны на стенке скважин создается глинистая корка толщиной до 5–7 мм, проницаемость которой на 4–5 порядков ниже проницаемости пород.

Набухание глинистых частиц бурового раствора, заполняющих поровый объем прифильтровой зоны продуктивного пласта, уменьшает проходное сечение эффективных поровых каналов, что также повышает гидравлическое сопротивление движущей жидкой фазы. С увеличением времени контакта глинистого бурового раствора с твердой фазой образующаяся глинистая корка уплотняется под действием процессов адсорбции и молекулярных сил взаимодействия, что приводит к определенным затратам (строительные откачки) по ее удалению. Исходя из механизма кинетики образования таких слабопроницаемых глинистых экранов, время контакта бурового раствора с породами продуктивного пласта должно быть минимальным.

Наряду с механической кольматацией перфораций фильтра и порового объема пород прифильтровой зоны продуктивного пласта протекают также процессы химической кольматации, что связано с изменением химического состава подаваемых и откачиваемых растворов при взаимодействии их с подземными водами и со сменой гидродинамических параметров фильтрации жидкости.

Так, например, снижение гидравлического напора в зоне откачных (разгрузочных) скважин приводит к нарушению равновесия растворимости газов и солей, что вызывает выделение их из жидкой фазы в виде гелеобразных солевых субстанций и в виде газовых диспергированных нерастворившихся пузырьков.

Кольматация – процесс снижения фильтрационных свойств фильтров технологических скважин и прифильтровых зон рудовмещающего горизонта за счет осаждения веществ, растворенных в рабочих растворах, или механического перемещения частиц рудовмещающего горизонта, а также газовыделений.

Известны следующие формы кольматации:

- химическая, связанная с образованием в порах химических осадков;
- газовая, обусловлена образованием углекислого газа и сероводорода в рудовмещающем горизонте в результате взаимодействия кислоты с карбонатными составляющими пород;
- ионообменная, связанная с изменением размера пор в присутствии органического вещества и глинистых минералов в проницаемых породах под действием изменения pH и минерализации фильтрующихся растворов;
- механическая, вызванная закупоркой поровых каналов пород механическими взвесями и частицами, содержащимися в фильтрующихся растворах.

Анизотропными в фильтрационном отношении называются породы, коэффициенты фильтрации которых в направлении напластования (Кфх) и вкрест (Кфz) различны. Отношение $\frac{K_{фz}}{K_{фx}}$ принято называть коэффициентом фильтрационной анизотропии.

Пористость – отношение объема пустот породы ко всему ее объему (в %η). Различают:

- общую пористость (ηо) – отношение объема всех пор к объему породы;
- активную пористость (ηа) – отношение объема пор, открытых для фильтрации, к общему объему породы.

Интенсификация процессов выщелачивания с помощью ПАВ в растворах является способность понижать поверхностное и межфазное натяжение вследствие адсорбции и ориентации молекул на поверхностях раздела фаз. Это позволяет усилить смачиваемость руды при выщелачивании и улучшить химическое взаимодействие ее с реагентом. В работах приведены исследования о лабораторных испытаниях некоторых ПАВ.

В настоящей работе проводились исследования по выбору ПАВ при отработке урановых месторождений со слабой проницаемостью рудоносного горизонта. По результатам исследований на разложение естественной эмульсии концентрации раствора необходимо подобрать ПАВ для выщелачивания урана из слабопроницаемых руд. ОП-10, сульфанол, СДЖ-1, СДЖ-2, СДЖ-3, полиакриламид рекомендуются при использовании выщелачивающих растворов.

Для выбора химических реагентов ПАВ ранее были произведены исследования по растворению осадкообразований в лабораторных условиях. По результатам исследования была подтверждена

эффективность химических реагентов в комплексе по растворяющей способности основных карбонатных и побочных осадкообразований.

Для интенсификации процесса подземного выщелачивания урана с применением реагентов ПАВ позволит повысить скорость отработки технологических блоков и снизить себестоимость конечной продукции.

Ниже приведена характеристика подобранных химических реагентов:

1. Раствор полиакриламида ПАА (производства АО «Навоиазот») (рисунок 1.). Различают следующие типы полиакриламидов: неионные, анионные и катионные, которые используется для очистки вод, водообработки и применяется в горнодобывающей промышленности.

Полиакриламиды используются для переработки золота, урана, железа, алюминия и др. Общая формула (-CH2CHCONH2-)n.

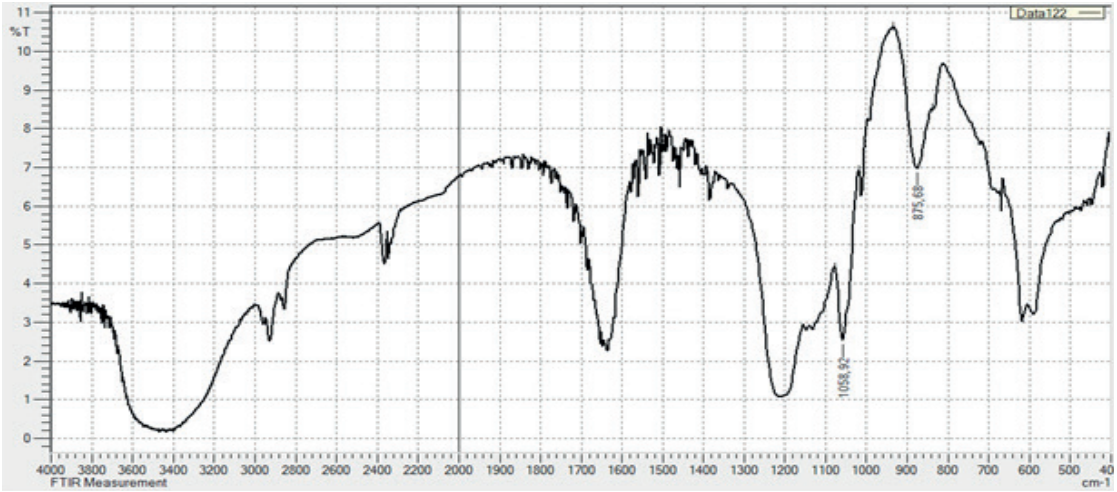


Рисунок 1 – ИК-спектр выщелачивающего раствора с использованием полиакриламида

2. Раствор ОП-10. Вспомогательные вещества ОП-7 и ОП-10 представляют собой продукты обработки смеси моно- и диалкилфенолов окисью этилена. Применяются в качестве смачивающих и эмульсирующих поверхностно-активных веществ в нефтедобывающей, нефтеперерабатывающей, химической, текстильной и других отраслях промышленности; одним из преимуществ является то, что они легко подвергаются биологической очистке в сточных водах [4, 5, 6]. Химическая формула: O(CH2-CH2-O) n CH2-CH2-OH. n=7-9 (для вещества ОП-7) и 10-12 (для вещества ОП-10). Хорошо растворяется в воде, полностью разлагается, применяют для понижения вязкости выщелачивающих растворов (рисунок 2).

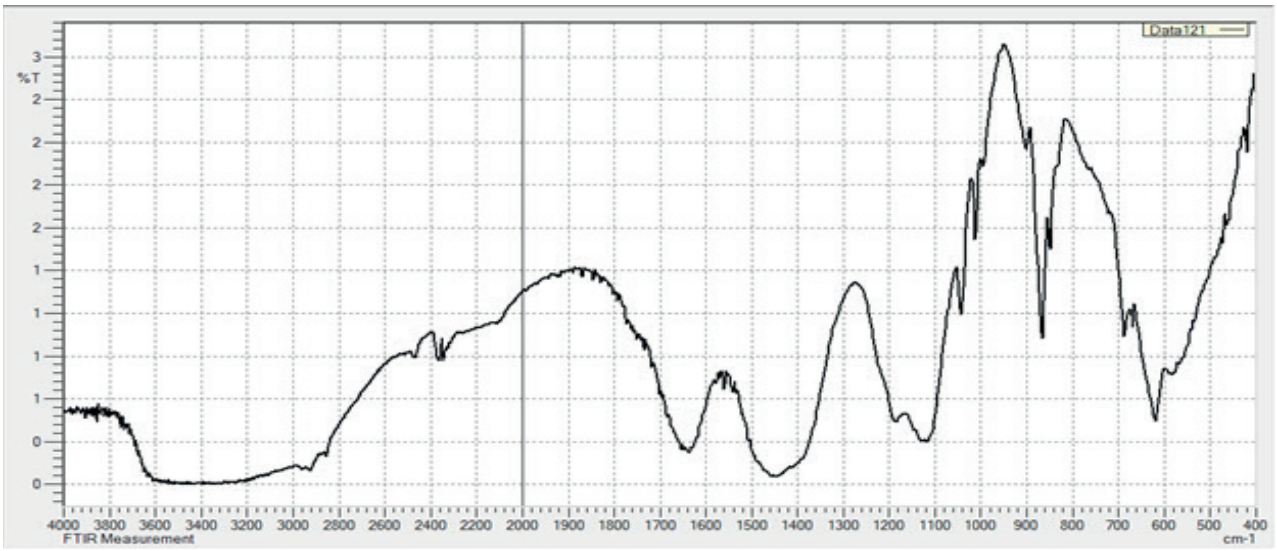


Рисунок 2 – ИК-спектр выщелачивающего раствора с использованием ОП-10

3. Раствор сульфанол – сыпучий гранулированный порошок от желтого до светло-коричневого цвета, без запаха или со слабым запахом керосина; содержание натриевых солей алкилбензол сульфокислот не менее 80%, сульфата натрия – не более 15%. Водные растворы мутнеют в присутствии NaCl. Хорошо растворяется в воде, растворимость в воде значительно уменьшается в присутствии серной кислоты 70%. Понижает поверхностное натяжение воды, создает стойкие эмульсии и пены. Продукт не токсичен. На добычных предприятиях урана успешно применяется в кислотном выщелачивании урана. Позволяет улучшить фильтрационные характеристики, растворит и разрыхлит в скважине отложения и повысит проницаемость призабойной зоны пласта, значит, увеличит дебит скважины. На рисунке 3 приведены ИК-спектры полученных выщелачивающих растворов с использованием сульфанола [7, 8].

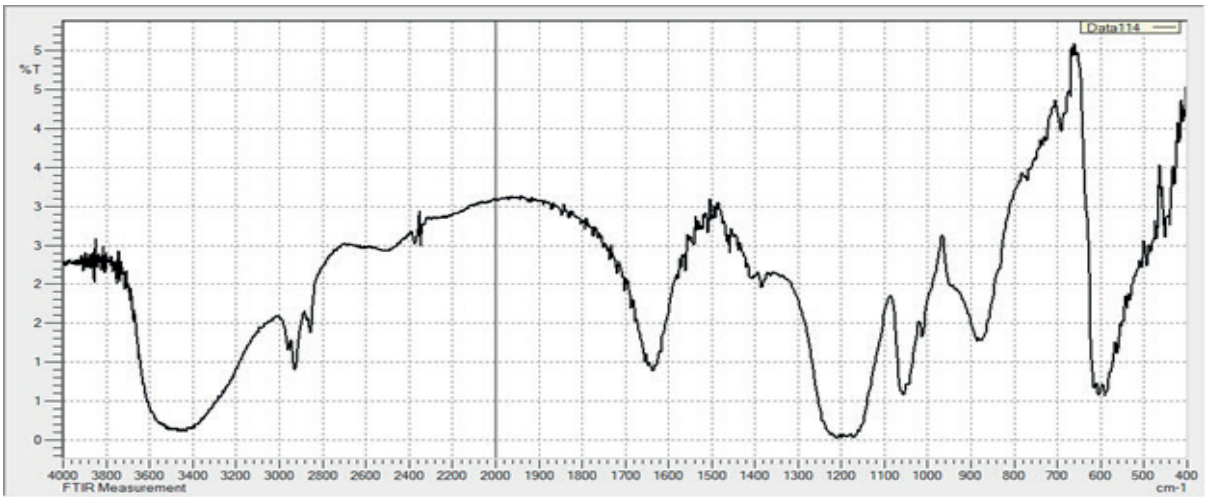


Рисунок 3 – ИК-спектры в выщелачивающим растворе с использованием сульфанола

Сульфанолы имеют весьма характерное поглощение, обязанное симметричным и антисимметричным колебаниям группы SO_2. Эти полосы очень интенсивны, легко идентифицируются. В спектрах твердых соединений расщепляются, образуя группу сильных полос с близкими частотами. Обычно твердые вещества поглощают на 10–20 см ниже, чем вещества в растворе. Низкочастотная полоса смещается в результате изменения агрегатного состояния или образования водородной связи несколько меньше, чем высокочастотная. В спектрах сульфокислот и их солей частоты симметричных и антисимметричных валентных колебаний группы SO_2 находятся в интервале 1260–1150 см для антисимметричных и 1080– 1010 см для симметричных колебаний. Разница в частотах между солями и самими кислотами очень невелика. В сульфохлоридах и ковалентных сульфонатах и сульфатах происходит повышение частоты валентных колебаний групп SO_2. Так, метансульфохлорид имеет полосы при 1370 и 1175 см, а п-толуолсульфохлорид – при 1366 и 1166 см. Ковалентные сульфонаты поглощают в интервалах 1420–1330 и 1200– 145 см, а ковалентные сульфаты – в областях 1440–1350 и 1230–1150 см-.

4. Раствор СДЖ-1. К основным характеристикам раствора СДЖ-1 можно использовать как реагент в качестве окислителя в области металлургии для извлечения металлов.

5. Раствор+Сдж-2 и Сдж-3. Поликарбоксилаты представляют собой линейные полимеры с высокой молекулярной массой (Mr ≤ 100 000) и с множеством карбоксилатных групп. Они представляют собой полимеры акриловой кислоты или сополимеры акриловой кислоты и малеиновой кислоты. Полимер используется в качестве натриевой соли [9, 10, 11].

Однако формирующиеся в продуктивном пласте при подаче раствора реагента сложные по своей взаимозависимости физико-химические явления оказывают непосредственное влияние на производительность скважин через возникающие процессы кольматации порового объема пласта и перфораций фильтров. Откуда следует, что в расчетных формулах, используемых при оценке параметров гидродинамического режима, необходимо учитывать фактор изменения производительности скважин, зависящий от величин параметров фильтрации растворов.

Однако отдельные аспекты, связанные с повышением эффективности отработки залежей методом подземного выщелачивания, пока еще не нашли своего решения.

Таким образом, необходимо разработать мероприятие приемов предотвращения механической кольматации пластов, обусловленной, главным образом, приемистости в продуктивные горизонты взвешенных веществ, содержащихся в закачиваемых растворах.

Еще на первых этапах эксплуатации участков подземного выщелачивания урана из месторождений, сложенных рыхлыми обводненными отложениями, было установлено явление снижения приемистости заказных скважин в процессе их эксплуатации. На некоторых участках снижение приемистости было столь значительным, что даже в условиях периодического ее восстановления путем прокачек для обеспечения нормальной эксплуатации потребовалось бурение дополнительных заказных скважин. Так, например, на участке ПВ-2 средняя приемистость закачных скважин снизилась с 1,2 $м^3$/ час в 2019–2020 гг. до 0,26 $м^3$/ч. До настоящего времени для интерфиксации процесса закачки дополнительно пробурено в переделах площади эксплуатационного полигона более 50 скважин.

Одновременно было выявлено, что основной причиной снижения дебита скважин является кольматация порового пространства газами, осадками и взвесями.

В процессе механической кольматации водоприемные отверстия фильтров и поровые сечения растворопроводящих каналов перекрываются тонкими песчано-глинистыми частицами, содержащимися в буровом растворе как при сооружении скважин, так и при их эксплуатации в результате развития суффозии. Так, при использовании в процессе бурения высокоглинистых растворов плотностью 1,15–1,18 г/$см^3$ для укрепления стенок геотехнологичнских скважин, сооружаемых на гидрогенных месторождениях, представленных переслаивающимися рыхлыми, большей частью слабосвязанными песчано-глинистыми разностями, приводит к снижению их дебитов в десятки раз. В процессе глинизации пород продуктивного пласта прифильтровой зоны на стенке скважин создается глинистая корка толщиной до 5–7 мм, проницаемость которой на 4–5 порядков ниже проницаемости пород [12].

Набухание глинистых частиц бурового раствора, заполняющих поровый объем прифильтровой зоны продуктивного пласта, уменьшает проходное сечение эффективных поровых каналов, что также повышает гидравлическое сопротивление движущей жидкой фазы. С увеличением времени контакта глинистого бурового раствора с твердой фазой образующаяся глинистая корка уплотняется под действием процессов адсорбции и молекулярных сил взаимодействия, что приводит к определенным затратам (строительные откачки) по ее удалению. Исходя из механизма кинетики образования таких слабопроницаемых глинистых экранов, время контакта бурового раствора с породами продуктивного пласта должно быть минимальным.

Наряду с механической кольматацией перфораций фильтра и порового объема пород прифильтровой зоны продуктивного пласта протекают также процессы химической кольматации, что связано с изменением химического состава подаваемых и откачиваемых растворов при взаимодействии их с подземными водами и со сменой гидродинамических параметров фильтрации жидкости.

Так, например, снижение гидравлического напора в зоне откачных (разгрузочных) скважин приводит к нарушению равновесия растворимости газов и солей, что вызывает выделение их из жидкой фазы в виде гелеобразных солевых субстанций и в виде газовых диспергированных нерастворившихся пузырьков.

В полосе фронта фильтрации подаваемых кислых растворов нарушается углекислотное равновесие:

$$2HCO3^- \rightarrow CO32^- + CO2\uparrow + H2O. \quad [2.1]$$

Перешедшие ранее в раствор катионы кальция и магния в результате нарушения углекислотного равновесия выпадают, заполняя (кольматируя) поровый объем пород продуктивного пласта в виде гелеобразных (студенистых) труднорастворимых осадков – CaCO3, MgCO3. При этом происходит одновременно «зарастание» такими солевыми субстанциями перфораций фильтров нагнетательных и разгрузочных скважин, что и вызывает снижение их дебитов.

В фильтрах разгрузочных скважин при кольматации водоприемных отверстий возрастают величины гидравлических сопротивлений. При поддержании дебитов на постоянном уровне величины гидравлических напоров в скважинах и на их внешней поверхности снижаются, что также обеспечивает увеличение интенсивности выпадения солей и, соответственно, повышение фильтрационных сопротивлений фильтров.

Повышение карбонатности пород продуктивного горизонта интенсифицирует процесс кольматации. В практике СПВ руд также наблюдаются процессы кольматации пород железосодержащими осадками. Такой процесс происходит при наличии в подземных водах и горных породах закисного железа. Присутствие в подаваемых растворах растворенного кислорода (окислителя) железо из закисного переходит в окисное:

$$Fe(HCO3)3 \rightarrow Fe(OH)2 + 2CO2,$$

$$4Fe(OH)2 + O2 + 2H2O = 4Fe(OH)3.$$

Выпадающий осадок оксида железа, имеющий структуру студнеобразной субстанции, откладывается на поверхности фильтра, заполняет перфорационные отверстия фильтровой колонны и поровый объем пород прифильтровой зоны продуктивного пласта. Наиболее активно происходит зарастание фильтров железосодержащими осадками при отработке СПВ безнапорных рудных водоносных горизонтов, особенно при условии понижения динамического уровня в скважине ниже верхней зоны фильтровой колонны, при создании контакта перфораций (водоприемных отверстий) с атмосферой. Интенсивность выпадения таких осадков повышается в процессе неравномерного гидродинамического режима эксплуатации откачных скважин. Применение в качестве растворопoдъемных средств эрлифта или инжектора также повышает интенсивность поступления кислорода в откачиваемые растворы.

Первые исследования кольматационных явлений применительно к условиям подземного выщелачивания урана относятся к 1965–1969 гг. [3].

Этими исследованиями установлено (и данными практики эксплуатации подтверждено) значительное развитие на начальном этапе отработки (стадии насыщения выщелачиваемой толщи раствором кислоты) двух форм кольматации: химической и газовой, которые, однако, на последующих этапах отработки не оказывают решающего влияния на общее снижение фильтрационных параметров продуктивного горизонта. В отличие от рассмотренных выше разновидностей кольматация фильтров и прифильтровых зон закачных скважин взвешенными веществами, содержащимися в выщелачивающих растворах, осуществляется постоянно от начала отработки до ее завершения, нарастая во времени, и носит необратимый характер. Снижение фильтрационных свойств выщелачиваемой толщи за счет закупорки поровых каналов частицами взвешенных веществ вызывает повышение динамического уровня в закачной скважине и напорных градиентов на площади, примыкающей непосредственно к ней. Это обстоятельство, в свою очередь, способствует развитию суффозии.

Лабораторные исследования проведены на основе утвержденной программы Навоийского горно-металлургического комбината совместно с научными сотрудниками Навоийского государственного горного института.

Повышение дебита откачных скважин в процессе подземного выщелачивания зависит от проницаемости горных пород, для улучшения эффективности фильтрации горных пород необходимо использовать ПАВ. Реагент ПАВ способствует снижению вязкости выщелачивающих растворов, таким образом улучшая их пропускную способность, а также увеличит извлечение урана из рудного пласта и трещины очищается от фильтрата и увеличивается продуктивность скважин.

Применение ПАВ с каждым годом возрастает. Использование их дает не только технологический эффект, но и экономию средств при относительной их доступности в Навоийской области, производимых в АО «Навоиазот».

Использование ПАВ изучалось на фильтрационной колонке, а также на кернах на установке КФОМ.

Для выполнения лабораторных исследований по определению параметров и влияния ПАВ на фильтрацию горных пород была разработана методика исследования, которая проводилась на лабораторной базе Навоийского государственного горного института.

Исследование по изучению влияния ПАВ на коэффициент фильтрации проводилось на слабопроницаемом керновом материале (монолите). Был выбран участок уранового месторождения Кетменчи с низкой проницаемостью руды, и проведено геолого-разведочное бурение одной скважины с целью изучения литологического состава земной коры.

Геолого-разведочные скважины пробурили глубиной 100 м, отобрали 14 шт. керновых образцов. Определялся химический и минералогический состав керновых образцов. Геометрические параметры образцов керна по длине составляют 40 см, а по диаметру – 90 мм, отобранные из рудного горизонта [6].

Керновый материал, поступающий у участка подземного выщелачивания, подвергался визуальному осмотру с отбором образцов на минералогический анализ. Затем он дробился до размеров частиц менее 2 мм и опробовался. Перемешивание материала производилось методом перекатывания, отбирался для изучения гранулометрического и химического состава руд.

Список использованных источников

1. Баташов Б.Г., Михлин С.Г., Веселова Л.Н. Полупромышленные испытания процесса подземного выщелачивания на Девладовском месторождении. Отчет предприятия п/я Р-6449, инв.7962сс, 1963.

2. Щепетков А.П., Беличенко А.М., Есаулов В.Н. Сводный отчет об опытных работах по подземному выщелачиванию руд на месторождении Учкудук. Отчет предприятия п/я А-I372, инв. 8580с, 1964.

3. Щепетков А.П., Седых В.Н., Щеглов Ю.Н., Морозов Е.П. Отработка залежи 28 месторождения Учкудук методом подземного выщелачивания. Отчет предприятия п/я А-1372, ДНШГ, инв.344с, 1968.

4. Садыков Р.Х., Котлинская О.П. О некоторых закономерностях изменения фильтрационных свойств пород в результате химической кольматации. Спец. вопросы атомной науки и техники, предприятие п/я А-1997, инв. 18148с, 1975.

5. Смирнова Р.Н., Садыков Р.Х. Особенности химического взаимодействия кислоты с урансодержащими карбонатными породами в процессе подземного выщелачивания на месторождениях, сложенных рыхлыми отложениями. Спец. вопросы атомной науки и техники, серия: Обогащение руд и металлургия урана, выпуск 1 (18), предприятие п/я А-1997, инв. 18932с, 1975.

6. Гольдберг В.М. Влияние минерализации воды на фильтрационные свойства пород. Бюллетень научно-технической информации геологического комитета при Совете министров СССР, Л 2, 1965.

7. Куприна Г.А. Кольматация песков. – МГУ, 1968.

8. Еронин В.А., Литвинов А.А., Кривоносов И.В. и др. Эксплуатация системы заводнения пластов. – М.: Недра, 1967.

9. Водолазов Л.И., Дробаденко В.П., Лобанов Д.П., Малухин Н.Г. Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья. – М.: Московская геологоразведочная академия, 1999. – 300 с.

10. Аренс В.Ж. и др. Физико-химическая геотехнология. – М.: МГГУ, 2010.

11. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. – М.: МГГУ, 1999.

12. Дуйсебаев Б.О., Малимбаев М.С., Сайкиева С.Х. и др. Исследование поведения кремния в процессах подготовки урансодержащего сырья. Доклад на 3-й Международной конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности». – Алматы, 2004.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИОНИТОВ ГЕЛЕВОЙ СТРУКТУРЫ И ВОЗМОЖНОСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ УРАНА

Антонов Д.С.
ТОО «Добывающее предприятие «ОРТАЛЫК», г. Шымкент, Казахстан

Ионообменная сорбция является в настоящее время единственным промышленным методом извлечения урана из растворов подземного скважинного (ПСВ) и кучного (КВ) выщелачивания, обеспечивающим высокие технико-экономические и экологические показатели.

Под ионитами, как известно, понимают естественные и искусственные твёрдые и жидкие, практически нерастворимые в воде и других растворителях неорганические и органические полиэлектролиты, содержащие закреплённые (фиксированные) ионогенные группы, способные к химическим реакциям эквивалентного взаимообмена ионами с внешним раствором (электролитом).

Вместе с тем, иониты в виде твёрдых синтетических высокомолекулярных (полимерных) органических соединений (полиэлектролитов) также принято называть ионообменными смолами (ИОС) и сорбентами [1].

Одним из видов классификации ионитов является структура полимерного каркаса, по которому иониты подразделяют на:

− макропористые, имеющие развитую поверхность из-за наличия пор;

− гелевые (микропористые), лишены истинной пористости и способны к ионному обмену только в набухшем состоянии.

На сегодняшний день рынок ионообменных смол представлен различными фирмами-производителями, которые имеют широкий ассортимент сорбентов. Подбор сорбентов является важнейшим аспектом гидрометаллургической переработки урансодержащего сырья, во многом определяющим производительность и экономические показатели работы участков переработки ПР.

Одним из перспективных подходов к повышению технологической эффективности гидрометаллургических способов извлечения урана из растворов с невысоким содержанием целевого компонента может служить использование гелевых сорбентов. Распространение гелевых ионитов до недавнего времени ограничивалось рядом причин, среди которых наиболее существенными являлись более низкая осмотическая стабильность и механическая прочность. В связи с совершенствованием способов синтеза новых типов ионообменных смол, представленных на рынке, появляется возможность их практического применения в сорбционных процессах.

В настоящей статье представлены результаты лабораторных исследований физико-химических свойств гелевых сорбентов и возможности их применения в технологии урана.

Объектом исследования являются гелевые сорбенты марок Dowex 21K, АМП, Benjion, Bestion BD-200, Puromet MTA 4601 PF, Purolite PFA 460, Shallow Shell SSTA 566 и макропористый Purolite A508. Выбор смолы Purolite A508 в качестве образца сравнения обусловлен тем, что данный сорбент широко используется на предприятиях ПСВ урана.

Цель исследования – определение эффективности применения современных гелевых сорбентов, имеющихся на рынке, в условиях сорбционной переработки продуктивных растворов ПСВ урана.

Определение физических и физико-механических свойств ионообменных смол

Исследование проводилось на следующих марках гелевые ИОС: Dowex 21K, АМП, Benjion, Bestion BD-200, PurometMTA 4601 PF, Purolite PFA 460, Shallow Shell SSTA 566.

Были определены следующие физические и физико-механические свойства:

− гранулометрический состав [2];

−массовая доля влаги [3];

− удельный объем [4];

− насыпная масса [5];

− механическая и химическая прочность [6; 7]

В таблице 1 представлены результаты определения гранулометрического состава гелевых анионитов.

Таблица 1 - Результаты определения гранулометрического состава гелевых сорбентов

	Содержание фракции, %							
Размер ячеек, мм	Benjion	Dowex21 K	АМП	Purolite PFA 460	Shallow Shell SSTA 566	Bestion BD-200	Puromet MTA 4601 PF	Purolite A508U
+2,0	0,0	0,0	2,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
-2,0+1,8	0,0	0,0	**5,0**	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
-1,8+1,6	0,0	0,0	**8,0**	0,0	0,0	0,0	0,0	0,7
-1,6+1,4	0,0	**4,5**	**19,0**	0,0	0,0	0,0	0,0	1,0
-1,4+1,25	0,0	**25,0**	**21,0**	0,0	0,0	0,0	0,0	**11,2**
-1,25+1,0	**95,0**	**53,5**	**36,0**	0,0	**18,0**	0,0	0,0	**58,5**
-1,0+0,8	**4,5**	**14,0**	**8,0**	0,0	**80,0**	0,0	0,0	**22,2**
-0,8+0,63	0,5	3,0	1,0	0,0	2,0	**75,0**	3,0	2,1
-0,63+0,5	0,0	0,0	0,0	3,8	0,0	**20,0**	**95,0**	0,4
-0,5+0,4	0,0	0,0	0,0	**90,0**	0,0	5,0	2,0	0,4
-0,4+0,315	0,0	0,0	0,0	3,0	0,0	0,0	0,0	0,3
-0,315	0,0	0,0	0,0	3,2	0,0	0,0	0,0	3,2

Согласно данным определения гранулометрического состава сорбентов, представленным выше, видно, что наиболее однородными по размерности фракции являются аниониты Puromet MTA 4601 PF и Benjion, а также Purolite PFA 460.

В таблице 2 представлены результаты определения физических и физико-механических свойств гелевых сорбентов. Как видно из таблицы, аниониты Benjion, Purolite PFA 460 и Puromet MTA 4601 PF имеют наименьшие значения величины коэффициента однородности, т.е. характеризуются наиболее однородным фракционным составом.

Относительно механической прочности анионитов следует отметить, что все марки сорбентов, за исключением Dowex 21K (90 %), имеют высокий показатель, соответствующий 98–100 %.

Анионит Dowex 21K также демонстрирует самую низкую химическую стойкость и механическую прочность при условии изменения рабочих сред – 76 %, а самое высокое значение этого показателя – 99 % имеют смолы Benjion, АМП и Puromet MTA 4601 PF.

Согласно представленным в таблице 2 данным наиболее привлекательными анионитами являются Benjion, Purolite PFA 460 и Puromet MTA 4601 PF.

Таблица 2 - Результаты определения физических свойств гелевых сорбентов

Определяемые показатели	Фактическое значение по результатам испытаний							
	Benjion	Dowex21 K	АМП	Purolite PFA 460	Shallow Shell SSTA 566	Bestion BD-200	Puromet MTA 4601 PF	Purolite A508U
Массовая доля влаги, %	44,70	29,95	38,2	56,52	38,73	51,00	48,64	53,00
Удельный объем ионообменной смолы, набухшей в дистиллированной воде, см3/г	2,68	2,76	2,69	2,38	2,20	2,59	2,73	3,00
Насыпная масса, г/см3	0,70	0,62	0,77	0,88	0,57	0,73	0,73	0,67
Коэффициент однородности	1,12	1,33	1,35	1,14	1,16	1,22	1,14	1,20
Механическая прочность при скорости вращения барабана 200 об/мин, %	100,0	90,00	98,0	100,0	100,0	100,0	100,0	99,00
Хим. стойкость и мех. Прочность при условии изменения рабочих сред, %	99,00	76,00	99,0	96,00	97,00	95,00	99,00	-

Сорбция урана в динамическом режиме

Сорбцию урана в динамическом режиме проводили с использованием продуктивного раствора ПСВ урана. Состав ПР представлен в таблице 3.

[1] *Указана ссылка на стандарт СТ НАК, действующий на момент проведения исследований*

Таблица 3 - Состав пробы продуктивного раствора ПСВ урана

Химический состав ПР, г/дм^3							Кислотность, г/дм^3	pH
U	Fe^{3+}	Fe^{2+}	SiO_2	NO_3^-	SO_4^{2-}	Cl^-		
0,06	0,15	0,34	0,036	0,3	19,2	1,64	1,25	2,13

Через колонку из оргстекла, загруженную сорбентом (рисунок 1), снизу-вверх с помощью перистальтического насоса, пропускали урансодержащий раствор. На выходе из колонки через каждые 3 часа отбирали аликвотные части маточника сорбции (далее – МС), которые анализировали на содержание урана. Сорбцию продолжали до того момента, пока концентрация урана в растворе на выходе из колонки не сравнялась с его концентрацией в исходном растворе. Результаты определения концентрации урана в МС представлены в таблице 4.

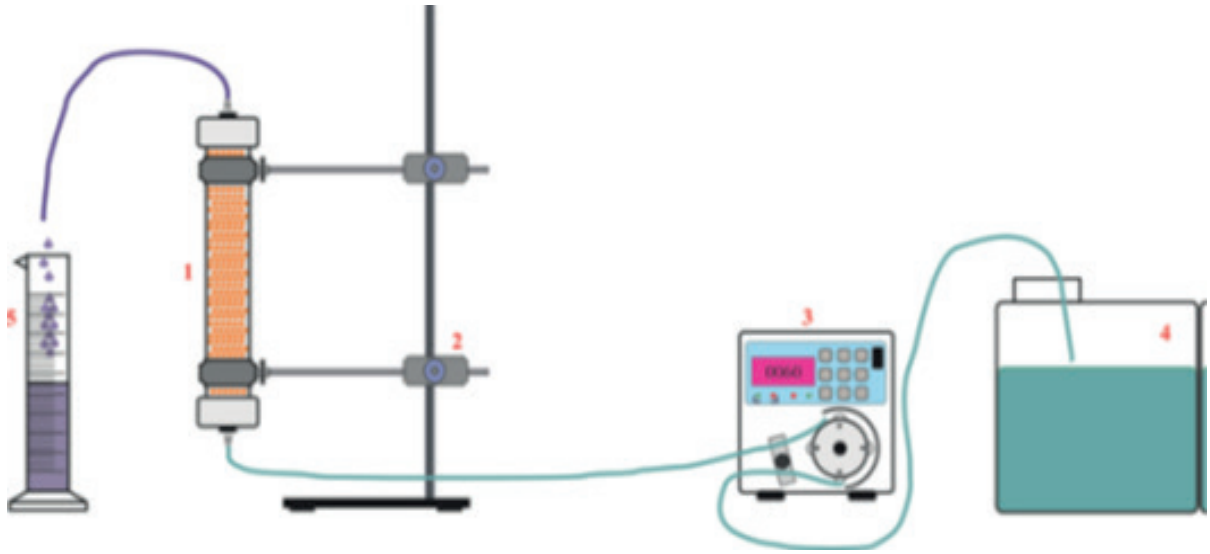


Рисунок 1 – Лабораторная установка для проведения сорбции урана в динамическом режиме

Лабораторная установка, представленная на рисунке 1, состоит из сорбционной колонки (1) (h = 40см, r = 2см, V = 500 см3), штатива (2), перистальтического насоса марки ЛОиП LS 301 (3), буферной емкости ПР (4), мерного цилиндра для сбора МС (5).

На рисунке 2 представлены интегральные кривые сорбции урана.

Как видно из кривых сорбции урана, полученных при исследовании технологических характеристик различных марок гелевых сорбентов, а также макропористого сорбента Purolite A508, наилучшими сорбционными свойствами характеризуются ИОС таких марок как Purolite PFA 460, Shallow Shell SSTA 566 и Puromet MTA 4601 PF.

По окончании процесса сорбент извлекали из колонки, промывали водой до pH 5–6, отделяли от раствора фильтрованием через бумажный фильтр и анализировали на содержание урана и примесей. Полученные результаты приведены в таблице 4.

Результаты определения содержания урана и примесей, представленные в таблице 4, демонстрируют, что наибольшим количеством сорбированного урана характеризуются аниониты таких марок, как Puromet MTA 4601 PF, Purolite PFA 460 и Shallow Shell SSTA 566, что согласуется с характером кривых сорбции этих сорбентов, представленных на рисунке 2. Примечательно, что в указанных анионитах присутствие примеси SiO_2, негативно влияющей на технологические характеристики сорбентов, минимально. В частности, содержание SiO_2 в смолах Puromet MTA 4601 PF и Purolite PFA 460 составляет 0,14 % и 0,04 % соответственно. В смоле Shallow Shell SSTA 566 кремний не обнаружен. Максимальную подверженность окремнению показала смола Purolite A508 (0,93 %), а также смола АМП (0,61 %).

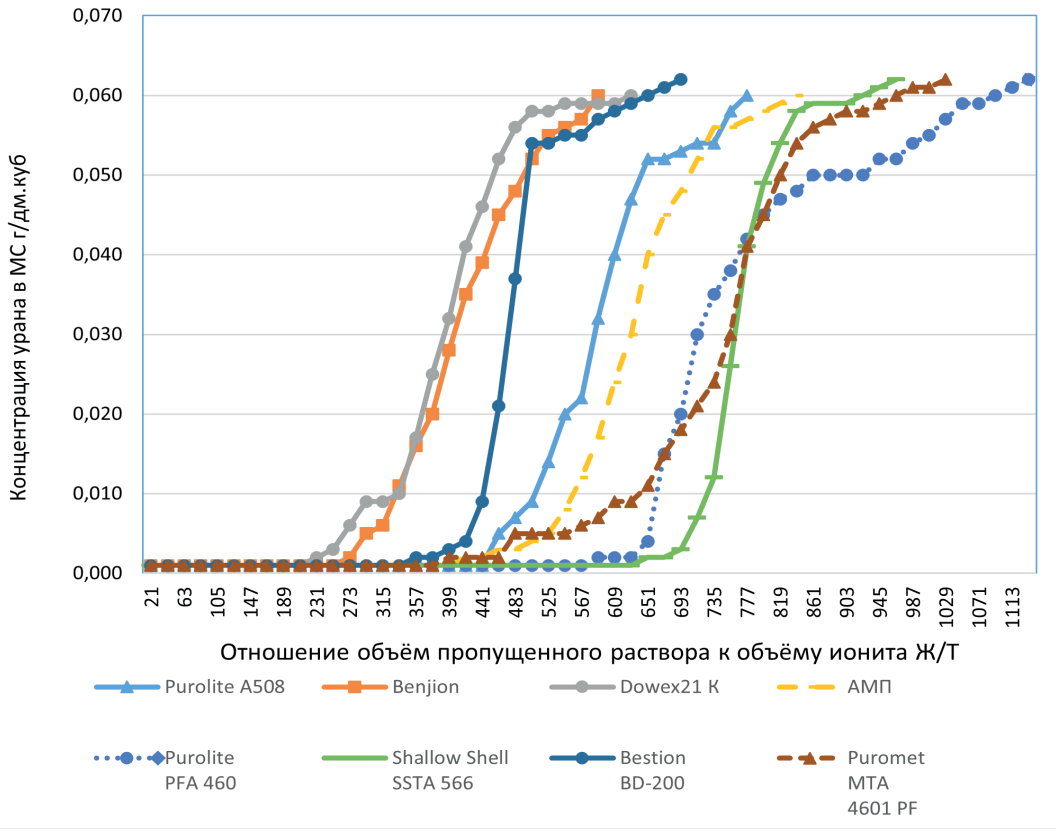


Рисунок 2 – Интегральные кривые сорбции урана

Таблица 4 – Содержание урана и примесей в ИОС после сорбции

Марка ИОС	C_U		Ж/Т	NO_3^- %	Cl^- %	SO_4^{2-} %	SiO_2 %
	%	г/дм^3					
Shallow Shell SSTA 566	10,5	47,7	987	<1	1,08	7,12	н/о
Purolite PFA 460	11,1	46,6	1134	<1	0,89	7,03	0,04
Puromet MTA 4601 PF	12,3	45,0	1050	<1	1,22	8,87	0,14
АМП	9,8	36,5	840	4,63	0,757	12,08	0,61
Purolite A508	10,2	34,0	777	2,32	0,547	8,48	0,93
BestionBD-200	7,5	29,0	693	<1	1,3	5,27	0,04
Benjion	6,7	25,0	609	3,31	0,826	10	0,43
Dowex21 K	6,2	22,5	630	3,14	1,015	11,04	0,42

Донасыщение насыщенных ионообменных смол

Донасыщение проводили в динамическом режиме на лабораторной установке (рисунок 1). Через колонку, загруженную сорбентом, снизу-вверх пропускали урансодержащий раствор, состав урансодержащего раствора представлен в таблице 5. Расход раствора составлял 0,5 объема на 1 объем ионообменной смолы в час (Vp/Vc = 0,5) На выходе из колонки через каждый час отбирали пробы раствора – маточника донасыщения (далее – МД), которые анализировали на содержание урана и некоторых примесей. По окончании донасыщения смолу извлекали из колонки, промывали водой до pH 5–6 и анализировали на содержание урана и примесей. Результаты анализа растворов представлены в таблице 6. Результаты анализа ИОС после операции донасыщения представлены в таблице 7.

Таблица 5 - Состав урансодержащего раствора для донасыщения

C_U г/дм^3	Fe (общ) г/дм^3	NO_3^- г/дм^3	SO_4^{2-} г/дм^3	Cl^- г/дм^3	Кислотность г/дм^3	pH
76,0	н/о	3,97	50,4	7,84	16,9	0,97

Согласно данным, представленным в таблице 6, видно, что наиболее быстрого донасыщения достигают смолы Benjion и АМП, в то время как смолы Dowex 21 K, Shallow Shell SSTA 566 и макропористый сорбент Purolite A508 несколько медленнее достигают состояния донасыщения. К анионитам, для которых характерно самое продолжительное время для достижения состояния донасыщения, относятся Purolite PFA 460, Bestion BD-200 и Puromet MTA 4601 PF.

Таблица 6 - Результаты анализа маточника донасыщения

Марка ИОС	Определяемый компонент в растворе	Массовая концентрация компонентов, г/дм^3		
		1 час	2 час	3 час
Purolite A508	U	0,017	0,035	12,4
	H_2SO_4	-	-	8,62
	pH	2,42	3,2	1,47
Benjion	U	0,023	0,062	26,5
	H_2SO_4	-	-	4,9
	pH	2,64	3,39	1,76
Dowex21 K	U	0,025	0,054	5,4
	H_2SO_4	-	-	5,59
	pH	2,74	3,55	1,71
АМП	U	0,021	1,6	38,0
	H_2SO_4	-	-	-
	pH	2,69	3,42	2,0
Purolite PFA 460	U	0,035	0,032	1,3
	H_2SO_4	-	-	-
	pH	2,49	2,72	2,05
Shallow Shell SSTA 566	U	0,036	0,031	11,2
	H_2SO_4	-	-	5,78
	pH	2,3	3,04	1,48
Bestion BD-200	U	0,035	0,037	0,56
	H_2SO_4	-	-	2,25
	pH	2,24	2,87	1,91
Puromet MTA 4601 PF	U	0,031	0,033	0,96
	H_2SO_4	-	-	7,45
	pH	2,12	2,86	1,4

Таблица 7 - Результаты анализа ИОС после донасыщения

Марка ИОС	Степень донасыщения, %	Массовая доля компонентов, %			
		NO_3^-	Cl^-	SO_4^{2-}	SiO_2
Dowex 21K	174	2,65	0,505	14,24	0,43
Bestion BD-200	128	>1	0,13	9,67	1,05
Benjion	124	3,47	0,352	11,68	0,74
Purolite A508	98	3,72	0,116	11,44	1,11
Puromet MTA 4601 PF	71	>1	0,15	8,87	н/о
Purolite PFA 460	68	>1	0,34	6,21	0,04
АМП	63	2,48	0,205	7,92	0,45
Shallow Shell SSTA 566	60	>1	0,21	8,95	0,41

Сравнение значений содержания урана в донасыщенной форме тестируемых анионитов показывает, что в гелевых анионитах таких марок, как Purolite PFA 460, Puromet MTA 4601 PF и Shallow Shell SSTA 566, которые демонстрируют высокие сорбционные свойства, степень донасыщения ураном уступает тем ИОС, которые показали более низкие сорбционные характеристики.

Сульфатно-нитратная десорбция ионообменных смол

Десорбцию урана проводили с донасыщенного сорбента на лабораторной установке, представленной на рисунке 1, Состав десорбирующего раствора (далее – ДР) представлен в таблице 8.

Таблица 8 - Состав десорбирующего раствора

C_U г/дм^3	Fe (общ) г/дм^3	NO_3^- г/дм^3	SO_4^{2-} г/дм^3	Cl^- г/дм^3	Кислотность г/дм^3	pH
0,80	0,19	60,5	8,4	0,11	12,7	1,01

Через колонку, загруженную сорбентом, снизу вверх пропускали ДР при Ж/Т = 1. Время десорбции составляло 10 ч. На выходе из колонки через каждый час отбирали пробы полученного ТД, которые анализировали на содержание урана. Результаты представлены в виде кривых на рисунке 3.

Сравнительный анализ кривых десорбции урана с донасыщенных анионитов, свидетельствует о том, что лучшими показателями по содержанию урана в ТД отличились гелевые аниониты Purolite PFA 460 (29,2 %), Puromet MTA 4601 PF (CU = 28 г/дм3), Bestion BD-200 (CU = 25,4 г/дм3), а также макропористый сорбент Purolite A508 (CU = 27,5 г/дм3).

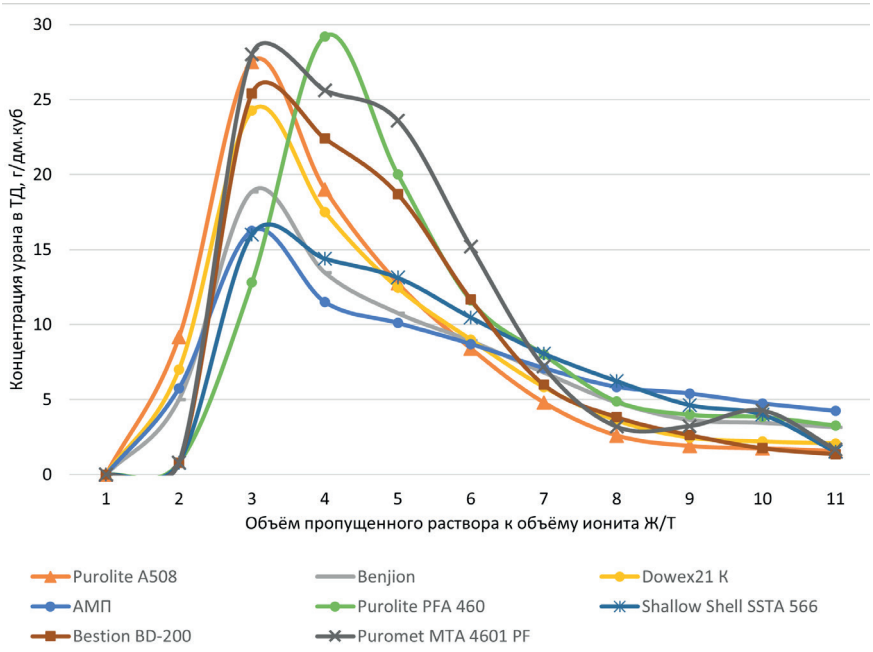


Рисунок 3 – Выходные кривые десорбции урана

По окончании десорбции колонку разгружали, сорбент промывали дистиллированной водой до pH 5–6 и определяли остаточное содержание урана в сорбенте (таблица 9).

Таблица 9 - Степень десорбции урана с сорбента

Марка ИОС	**Ж/Т**	**Степень десорбции, %**	**Остаточное содержание урана, %**
Puromet MTA 4601 PF	10	99,8	0,05
Bestion BD-200	10	99,5	0,09
Dowex21 K	10	99,0	0,17
Purolite PFA 460	10	99,0	0,19
Purolite A508	10	98,8	0,25
Shallow Shell SSTA 566	10	98,3	0,29
Benjion	10	97,8	0,33
АМП	10	94,6	0,86

Из представленных в таблице 9 данных видно, что тестируемые аниониты характеризуются высоким значением степени десорбции урана в пределах 95,0–99,8 %. При этом смола PurometMTA 4601 PF демонстрирует максимальную степень десорбции 99,8 %. Минимальная степень десорбции составила 94,6 % для смолы АМП.

Выводы

1. Среди тестируемых смол, имеющих наиболее монофракционный состав, следует отметить аниониты Benjion, Purolite PFA 460, Shallow Shell SSTA 566 и Puromet MTA 4601 PF, которые характеризуются наименьшими значениями величины коэффициента однородности. При этом гелевая смола Benjion имеет достаточно крупное зернение – фракция (- 1,25;+ 1,0) мм составляет 95 % состава смолы.

2. Относительно механической прочности анионитов следует отметить, что все марки сорбентов, за исключением Dowex 21K (90 %), имеют высокий показатель – 98–100 %. Самое высокое значение показателя «химическая стойкость и механическая прочность при условии изменения рабочих сред» – 99 % демонстрируют смолы Benjion, АМП и Puromet MTA 4601 PF.

3. Наибольшее насыщение ураном на сорбции достигается на смолах таких марок, как Purolite PFA 460 (11,1 %; 46,6 г/дм3), Shallow Shell SSTA 566 (10,5 %; 47,7 г/дм3) и Puromet MTA 4601 PF (12,3 %; 45,0 г/дм3).

4. Тестируемые аниониты характеризуются практически одинаковым значением степени десорбции урана в пределах 94,6–99,8 %. При этом смола Puromet MTA 4601 PF демонстрирует максимальную степень десорбции 99,8 %. Минимальная степень десорбции составила 96,0 % для смолы АМП. Процесс десорбции урана лучше происходит на таких гелевых смолах как Purolite PFA 460 и Puromet MTA 4601 PF, а также на макропористой ИОС Purolite A508.

5. На основании проведенного цикла тестирования гелевых анионитов с определением емкостных и регенерационных характеристик показана принципиальная возможность применения гелевых сорбентов при переработке ПР на уранодобывающих предприятиях.

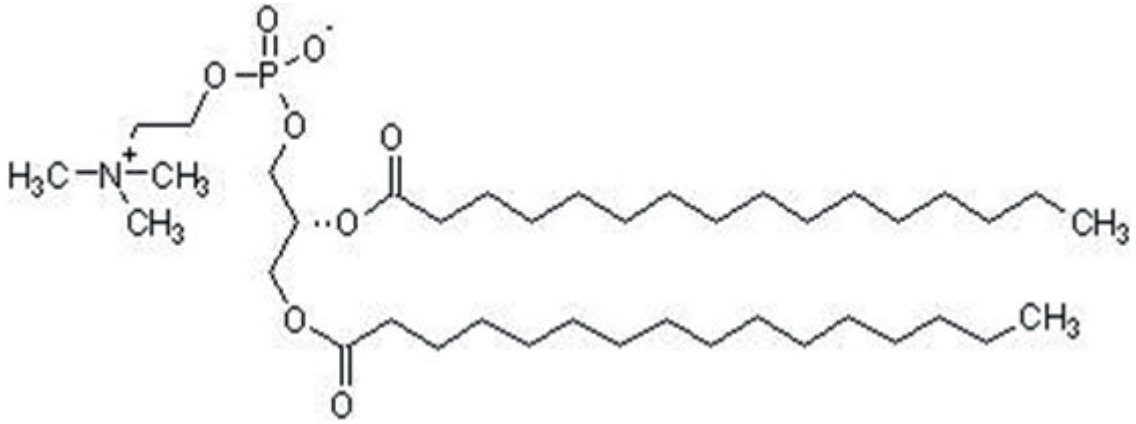
Список использованных источников

1. Ю.В. Нестеров «Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания» - М. 2007 – 480 с.
2. ГОСТ 10900-84 Иониты. Методы определения гранулометрического состава.
3. ГОСТ 10898.1-84 Иониты. Методы определения влаги.
4. ГОСТ 10898.4-84 Иониты. Метод определения удельного объема.
5. ГОСТ 10898.2-74 Иониты. Метод определения насыпной массы.
6. МВИ 572-1910-02-ТОО-004-2016 Аниониты для сорбционного извлечения урана. Метод определения механической прочности.
7. МВИ 572-1910-02-ТОО-005-2017 Аниониты для сорбционного извлечения урана. Метод определения химической стойкости и механической прочности при условии изменении рабочих сред.

ФОСФОЛИПИДТЕРДІҢ ЛИПИДТІК ҚАУАТТЫ ҚҰРЫЛЫСЫН СИНХРОТРОНДЫ РЕНТГЕНДІК ДИФРАКЦИЯ КӨМЕГІМЕН АНЫҚТАУ

Бердихалых Т[1], Мырзабек Г. А.[1], КиселевМ.А.[2]
[1]«Жоғары технологиялар институты» ЖШС, Алматы, Қазақстан
[2]«Біріккен ядролық зерттеулер институты», Дубна, Ресей

Липидтердің (липидті молекулалар) негізгі рөлі – биологиялық мембрананың негізі – липидті қос қабатты түзу. Биологиялық мембрананың атқаратын көптеген қызметтерінің ішінде ең маңыздысы – жасушаның плазмалық мембранасының түзілуі болып табылады. Артық судағы бағдарланбаған көп қабатты көпіршіктерді зерттеу үшін синхротрондық сәулелену көздерін пайдалану тиімді. Синхротронды сәулелену қондырғыларындағы спектрометрлердің нейтрондармен салыстырғанда үш негізгі қасиеті бар. Біріншісі – жоғары фотон ағындары, екіншісі – жоғары сәулелік когеренттілік, ал үшіншісі – шашырау. Өз кезегінде фосфолипидтер жасушаның биологиялық мембранасының негізгі липидті құрамдас бөлігі болып табылады. 1-суретте фосфолипидтер өкілдерінің бірі дипальмитоилфосфатидилхолин (ДПФХ) молекуласының құрылымдық формуласы көрсетілген. Фосфолипид – поляр басына бекітілген екі көмірсутек тізбегінен тұратын полярлы молекула.



Сурет 1 – Дипальмитоилфосфатидилхолин (ДПФХ) молекуласының құрылымдық формуласы, $C_{40}H_{80}NO_8P$.

Липидтімембраналардың құрылымы мен қасиеттерін анықтау үшін синхротрондық сәулеленуді қолдану әдістері.

Дифракциялық тәжірибеде жеке молекулалық топтардың орнын анықтау дәлдігі. $\frac{3.8 \cdot d}{2\pi \cdot h_m} \approx 0.6\frac{d}{h_m}$, өрнекпен анықталады, мұндағы d – мембрананың қайталану кезеңі, ал hm – экспериментте өлшенген дифракция шағылуының ең үлкен реті.

Дифракциялық спектр үлгіге шашыраған фотондар қарқындылығының шашырау векторының шамасына тәуелділігін білдіреді $q = \frac{4\pi \sin\frac{\theta}{2}}{\lambda}$, мұндағы Θ – үлгідегі фотонның шашырау бұрышы, λ фотонның толқын ұзындығы.

Көп қабатты мембрананың қайталану кезеңі келесі формула арқылы есептелді:

$$d = \frac{2\pi}{q_2 - q_1} \quad (1)$$

Бірінші q1 және екінші – q2 дифракциялық шыңдарының максимумы позициясынан есептелген, 20°C температурада көп қабатты ДПФХ мембранасының қайталану кезеңі d = 63,37 ± 0,04 Å, бұл әдебиет деректерімен жақсы сәйкес келеді. Фонды алып тастағаннан кейін құрылым коэффициентінің модулі F_i дифракция шыңының интегралдық интенсивтілігінің I_i мәнімен есептеледі:

$$\left|F_i\right| = i \cdot \sqrt{I_i} \qquad (2)$$

мұндағы, i – дифракциялық шағылу реті, I_i - ең жоғары қарқындылық (дифракция шыңының астындағы аудан). $\rho_s(x)$ мәні төмендегі өрнекке сәйкес құрылым факторларының Фурье түрлендіруі арқылы анықталады:

$$\rho_z(x) = A + B \cdot \sum_{i=1}^{i_{\max}} \alpha_i \cdot \left|F_i\right| \cdot \cos\left(\frac{2 \cdot \pi \cdot i \cdot x}{d}\right) \qquad (3)$$

мұндағы, d – дифракция шыңдарының орналасуын анықтайтын мембрана циклінің уақыты, α_i - фазалық фактор, i – дифракциялық шағылу реті, F_i - құрылымдық фактор.

Тәжірибенің жүргізілу барысы

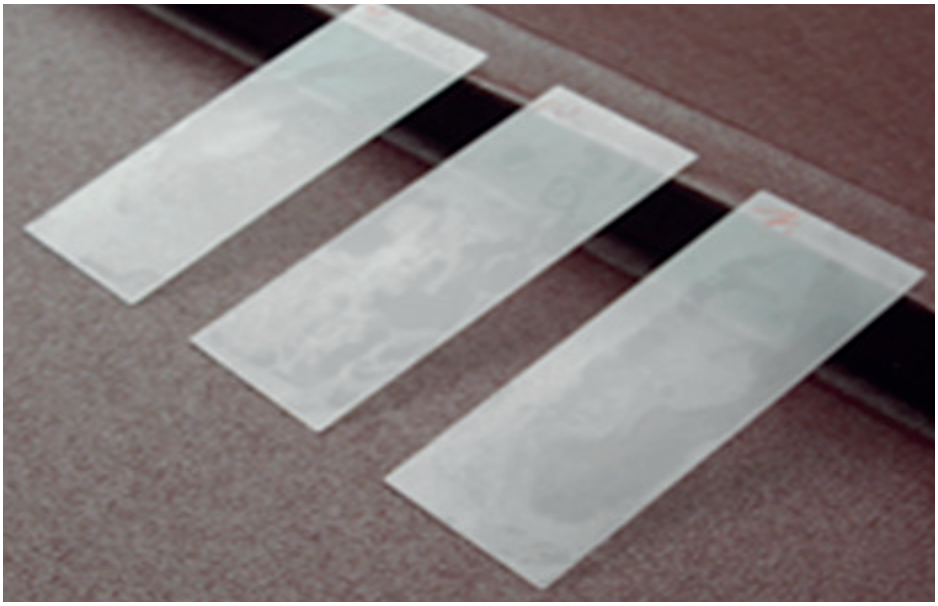
Үлгілер Avanti Polar Lipids (Sigma Aldrich) дипальмитойл фосфатидилхолинінен (ДФФХ) дайындалды [23]. Олар көп қабатты көпіршіктер ретінде дайындалған. Бұл үлгіні орналастыру үшін Германияның GLAS компаниясы шығарған арнайы капиллярлар қолданылады. Суға орналастырылған ДПФХ молекулалары өздігінен көп қабатты көпіршіктерге айналады. Бұл үлгі үшін Millipore зауытынан алынған су пайдаланылады, бұл үлгінің концентрациясы (ДПФХ) 20% құрайды.

Сурет 2 – Кварц капиллярлары

Үлгіні дайындау үшін құрғақ ұнтақ (құрғақ липидті ұнтақ) суда ерітіледі. Көп қабатты везикулалар фазалық ауысу температурасынан (ДПФХ үшін 41°C) жоғары қыздырылған кезде өзін-өзі ұйымдастыру қабілетіне ие. Алынған ерітінді осы температурада шамамен 20 минут ұсталады. Содан кейін салқындату процесі басталады, ерітінді -5 ° C дейін салқындатылады. Бұл процесс, яғни «жылыту-салқындату» циклі шамамен үш рет қайталанады. Бұл эксперимент үшін соңғы операция үлгіні қыздыру болды.

Кварцтық субстраттарда фосфолипидтердің көп қабатты мембраналарын жасау технологиясы 1970 жылдары олардың нейтрон көздерін зерттеу кезінде әзірленді. Фосфолипидті мембраналарды дайындау технологиясы СК үлгілі мембраналарды жасау технологиясын жасау үшін пайдаланылды. Негізгі мембраналық компоненттер SCceramides, май қышқылдары, холестерин, холестерин сульфаты) 10 мг/мл концентрацияда хлороформ/метанол (1/1 салмақ) қоспасында ерітіледі. Әрі қарай липидті компоненттердің

ерітінділері қажетті пропорцияда араласады. Алынған липидті ерітіндінің 1200 мл органикалық еріткіште ауданы 2,5 см × 6,4 см кварц пластинасының бетіне құйылады. Содан кейін үлгі күйдіріледі – пластинаны 70-80 0С температураға дейін 30-60 минут баяу қыздырады және бөлме температурасына дейін салқындатады. Органикалық еріткіштің қалдықтары үлгіні 6-8 сағат бойы вакуумға қою арқылы жойылады. Үлгілер бөлме температурасында 2-3 ай сақталады (Сурет 3). Кварцтағы липидті қабықтың орташа қалыңдығы 7,5 мкм



Сурет 3 – Кварцты субстраттардағы көпқабатты фосфолипидті мембраналардың (ДФФХ) үлгісі

Кесте 1 – Дифракциялық шағылысулардың әртүрлі реттері үшін Т=20°С кезінде артық судағы ДФФХ мембранасының қарқындылығы мен құрылымдық факторларының есептелген мәндері

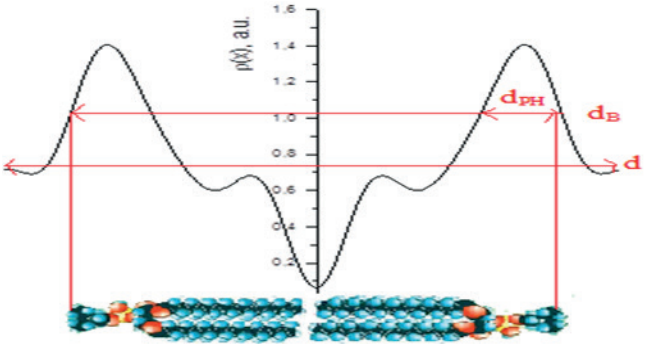
	q_i, Å^{-1}	I_i	F_i
1	$0.0999\pm3\cdot10^{-5}$	101.0±0.8	10.05
2	$0.1983\pm4\cdot10^{-5}$	20.2±0.2	8.99
3	$0.2976\pm4\cdot10^{-5}$	3.1±0,02	5.28
4	$0.394\pm1\cdot10^{-4}$	1.3±0,04	4.61
5	$0.4918\pm1\cdot10^{-4}$	0.7±0,02	4.15
7	$0.6891\pm7\cdot10^{-5}$	0.1±0,002	1.99

Дифракциялық шағылысулардың жеті реттілігі үшін дифракция шыңдарының қарқындылығын және құрылымдық факторларды есептеу нәтижелері кестеде келтірілген.

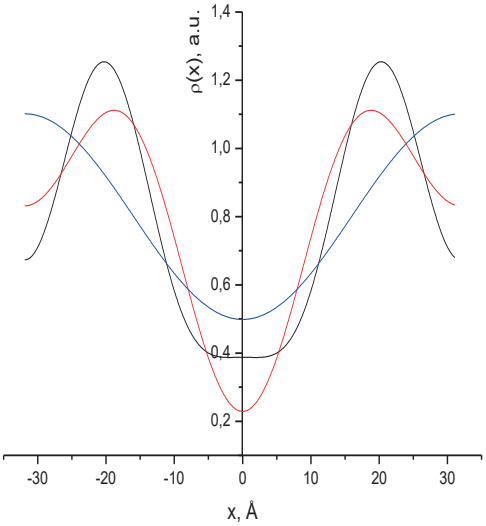
1-кестеде келтірілген құрылымдық факторлардың мәндері бірлік ұяшықтағы фотонның шашырау ұзындығы тығыздығының таралуын есептеу үшін пайдаланылды. Салыстырмалы бірліктерде қос қабаттағы фотонның шашырау ұзындығының тығыздық үлестірімі $\rho_s(x)$ төмендегі формула бойынша есептелді.

$$\rho_s(x) = \frac{2}{d}\sum_{i=1}^{i_{\max}} \alpha_i \cdot |F_i| \cdot \cos\left(\frac{2\cdot\pi\cdot i\cdot x}{d}\right) \qquad (4)$$

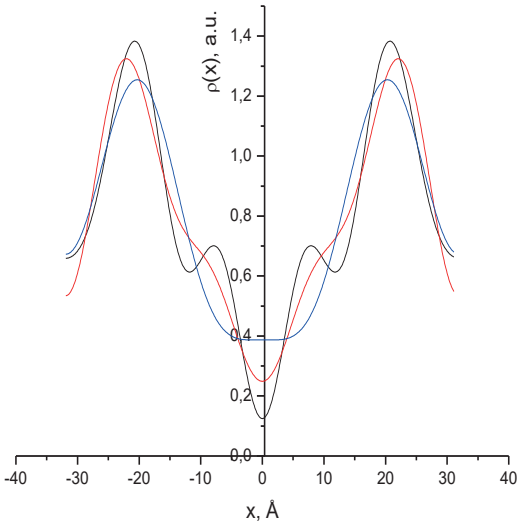
Липидті мембраналар сұйық кристалл болып табылады. Сондықтан дифракциялық үлгі ең жақсы жағдайда жеті-сегіз шағылысу ретімен шектеледі. Біз үлгіні дайындауда жоғары таза синтетикалық ДПФХ (99% таза) қолдандық. Синтетикалық липидтер қымбат (грамына жүздеген доллар) және осы себепті тамақ және фармацевтика өнеркәсібінде қолданылмайды. Өнеркәсіпте жануарлардың ішкі мүшелерінен, тауық жұмыртқасынан (жұмыртқа лецитинінен) немесе өсімдіктерден (соя фосфолипидтері) оқшауланған арзанырақ липидтер қолданылады. Соя фосфолипидтері фармацевтика өнеркәсібінде кеңінен қолданылады (Essentiale, Phosphogliv). Соя фосфолипидтері бірнеше түрлі липидтердің қоспасынан тұрады. Тазалығына байланысты бұл бес-жеті түрлі липидтер. Осы себепті фосфогливтің көпқабатты көпіршіктерінен таралатын дифракциялық үлгіде дифракциялық шағылысулардың бірнеше реттері ғана бар (үш-төрт).



Сурет 4 – Фотонның шашырау ұзындығының екі қабатты мембранаға нормаль бағыты бойынша тығыздығының таралуы.

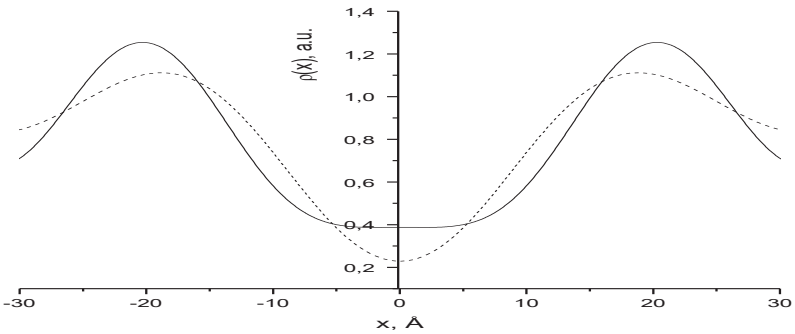


Сурет 5 – Бірінші ретті дифракциялық шағылуды (көк), екі (қызыл) және үш ретті дифракциялық шағылуды (қара) ескере отырып, мембрананың Фурье профилі



Сурет 6 – Дифракциялық шағылудың үш ретті (көк), төртретті (қызыл) және дифракциялық шағылудың бес реттілігін (қара) қарастыратын мембрананың Фурье профилі.

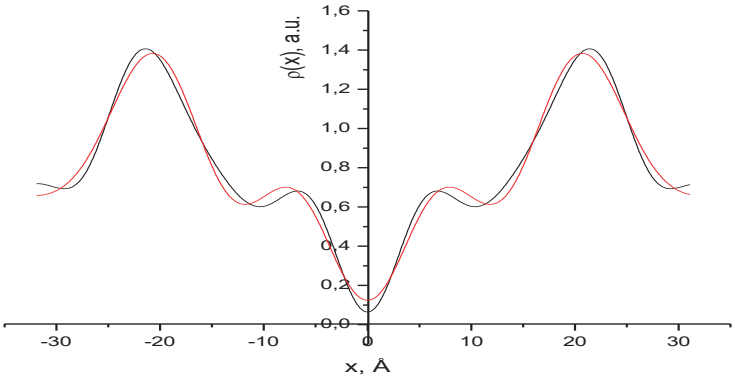
7-суретте екінші және үшінші ретті дифракциялық шағылысуларды ескере отырып, Фурье профилі көрсетілген. Суреттен көрініп тұрғандай, ρ(x) функциясын есептеу кезінде екінші және үшінші ретті шағылысуларды есепке алу мембрананың ішкі құрылымы туралы толық мәлімет бермейді. Полярлы бастар аймағы көрінеді, шағылудың үшінші ретінен бастап, көмірсутекті құйрықтар аймағы көрінеді, бірақ CH_3 топтары терминалының жағдайы туралы ештеңе айту мүмкін емес.



Сурет 7 – Мембрананың дифракциялық шағылулардың екі ретті (үзік сызық) және дифракциялық шағылулардың үш реттілігін (тұтас сызық) ескере отырып есептелген Фурье профилі

8-суретте мембрананың Фурье профильдері дифракциялық шағылысулардың үшінші (үзік сызық) және төртінші (тұтас сызық) ретін ескере отырып көрсетілген. Көріп отырғанымыздай, Фурье профильдерінің есептеулерінде шағылыстырудың төртінші ретінен бастап толыққанды ақпарат ала аламыз, яғни терминал

CH_3 топтарының аймағы пайда болады. Полярлық бастардың, көмірсутекті құйрықтардың және мембрана аралық кеңістіктің ауданы анық көрінеді. Бұл мембрананың ішкі бөліктерінің қалыңдығын бөлек есептеуге мүмкіндік береді. Полярлық бас аймағының қалыңдығын, CH_3 топ аймағының қалыңдығын және көмірсутек құйрықтарының қалыңдығын, сондай-ақ липидті қос қабаттар арасындағы су қабатының қалыңдығын есептеуге болады (1-кесте).



Сурет 8 – Мембрананың үш реттік дифракциялық шағылысумен (үзік сызық) және төрт реттік дифракциялық шағылумен (тұтас сызық) есептелген Фурье профилі.

Қорытынды

Бұл жұмыста біз фосфолипидтердің липидті қос қабатының наноқұрылымын анықтау үшін синхротронды рентгендік дифракцияның мүмкіндіктерін қарастырдық. Үлгілердің дифракциялық спектрлері KISI синхротрон көзінің DIKSI қондырғысын қолдану арқылы алынды. Деректерді өңдеу Origin бағдарламасында жүзеге асырылды. Фурье профильдері алынды және фотонның шашырау ұзындығының таралу тығыздығының тәжірибеде өлшенген дифракциялық шыңдардың санына тәуелділігі анықталды. Үш дифракциялық шағылысуларды ескере отырып, мембрана аймағының қалыңдығы, полярлық бастар аймағы туралы ақпарат беретіні анықталды және біз қайтару кезеңі туралы ақпарат аламыз. Төртінші дифракциялық шағылысуды ескере отырып, алдыңғыға қосымша көмірсутек қалдықтары аймағының көлемі туралы ақпарат алынады. Әрі қарай дифракциялық шағылысулар санын қосу арқылы мембрана құрылымының сандық нақтылануын аламыз. ДПФХ липидті қос қабаты құрылымының алынған мәндері әдебиетте жарияланған мәліметтермен жақсы сәйкес келеді.

Сәтті дифракциялық эксперименттің қажетті шарты шағылудың төрт ретін өлшеу болып табылады.

ИССЛЕДОВАНИЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ПРОЦЕССА ДЕНИТРАЦИИ АНИОНИТА НА УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Жандаров Р.А.
ТОО «ДП «ОРТАЛЫК», г. Шымкент, Казахстан

На сегодняшний день нитратная десорбция, используемая на большинстве предприятий переработки урансодержащих растворов, доказала свое принципиальное преимущество, однако данный метод усложняется необходимостью регенерации ионита после стадии десорбции урана**.** Денитрация – ионообменный процесс при котором происходит переход нитрат-ионов из ионита в раствор. От эффективности ее проведения зависит не только расход удельных норм реагентов на дальнейших переделах, но и получение более высоких и стабильных показателей при ионообменном извлечении металла. Денитрацию сорбента как правило, проводят раствором серной кислоты с концентрацией 30-45 г/дм^3. Степень конверсии нитрат-ионов не превышает 45-55%, что в свою очередь приводит к высокому удельному расходу нитратных солей. Интенсифицировать операцию денитрации возможно путем модернизации оборудования, подбором более эффективных режимов и условий ведения процесса. Сложность в достижении значимых результатов при использовании стандартной денитрирующей жидкости, кроется в особенностях анионообменного материала и его сродству к различным анионам. Нитрат-ионы обладают большим сродством к анионитy нежели сульфат-ионы. Основной трудностью при использовании сернокислотных растворов является подбор оптимальных условий конверсии ионита из нитратной в сульфатную форму с сохранением общего баланса оборотных жидкостей при минимальном содержании в них свободной кислотности. Необходимо также отметить результаты известных работ по переводу сорбента из нитратной в сульфатную форму весьма противоречивы. В одних источниках [1] утверждается, что сорбированный нитрат-ион при использовании растворов серной кислоты эффективно не вытесняется из фазы ионита, в других [2] источниках указывается, что степень денитрации анионитов при использовании H_2SO_4 может достигать 95-99%. Столь расхожие выводы, вероятней всего, обусловлены значительным количеством ионообменного материала, применяемого в условиях сорбционной переработки урансодержащих растворов, характеризующегося различным строением, составом и физико-химическими свойствами, а также технологическими условиями его применения. В отчете [3] приводятся данные по подбору в качестве денитрирующих агентов для анионита АМ растворов сульфата натрия и аммония содержанием 60-300 г/дм^3 и 20-40% серной кислоты. Установлено, что при использовании растворов Na_2SO_4 или $(NH_4)_2SO_4$ с концентрацией 100-200 г/дм^3 возможно достичь достаточно полной денитрации, более 90%. В литературе [4] рассмотрен пример конверсии анионита с добавкой в сернокислотный раствор ионов двухвалентного железа. Присутствие $FeSO_4$ позволяет за счет протекания редокс реакции достичь 99% степени десорбции NO_3^- всего лишь за 4 минуты. Также в данном источнике в рамках повышения эффективности ионообменных процессов предложен метод многократных кратковременных контактов (ММКК) с “отдыхом” ионита. Таким образом в основу лабораторных исследований операции денитрации анионита легли ранее проведенные научные изыски и анализ перспективных методов интенсификации ионообменных процессов.

Цель поставленных лабораторных экспериментов заключалась в изучении возможности интенсификации процесса регенерации десорбированного анионита по средству подбора более эффективного денитрирующего агента или смеси агентов.

Лабораторные исследования охватывали следующие серии экспериментов:

1. Изучение влияния концентраций Na_2SO_4, $(NH_4)_2SO_4$, H_2SO_4, NaCl, а также смеси H_2SO_4 и свободных солей SO_4^{2-}/HSO_4^- на степень денитрации в статических условиях. Исследование влияния добавки Fe^{2+} на степень денитрации анионита. Изучение процесса денитрации анионита серной кислотой при повышенной температуре.
2. Исследование метода многократных кратковременных контактов (далее МКК).

1.1 Денитрация анионита раствором сульфата натрия

Эксперимент проводился при температуре 10-13°C, в условиях минимальной исходной кислотности (концентрация H_2SO_4 – 17,1 г/дм^3), время контакта 120 минут, результаты исследований отображены в таблице №1.

Таблица №1. Результаты исследований опыта №1

№	Na_2SO_4, г/дм³	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм³	pH	Кислотность, г/дм³	Степень денитрации, %
1	50	4,63	6,11	1,14	13,3	52,51
2	100	4,3	6,78	1,28	12,35	55,93
3	150	3,67	6,78	1,29	13,23	62,36
4	200	3,3	6,78	1,31	13,72	66,15
5	200 + 8 NO_3^-	5,78	12,28			40,72

Из результатов исследования можно наблюдать, что, при максимальной концентрации Na_2SO_4 в растворе, степень денитрации не превышает 66%. Присутствие в денитрирующем растворе NO_3^- ионов, в количествах аналогичных производственным величинам (до 10 г/дм³) заметно снижает степень денитрации с 66 до 40,7%. Таким образом, применение в качестве денитрирующего реагента сульфата натрия с концентрацией до 100 г/дм³ не дает значительного увеличения степени денитрации, полученные остаточные значения нитрат-ионов в анионите находятся на уровне технологических показателей, повышение содержания агента до 200 г/дм³ ведет к экономически не оправданному росту затрат на данном производственном переделе.

1.2 Денитрация анионита раствором сульфата аммония

Исследования регенерации десорбированного анионита, сульфатом аммония проводились с концентрацией H_2SO_4 – 17,1 г/дм³, время контакта 120 минут, полученные результаты занесены в таблицу №2.

Таблица №2. Результаты исследований опыта №2

№	NH_4HCO_3, г/дм³	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм³	pH	Кислотность, г/дм³	Степень денитрации, %
1	50	4,63	6,28	1,17	12,94	52,51
2	100	4,46	6,28	1,42	11,95	54,26
3	150	4,3	6,27	1,48	12,94	55,90
4	200	4,13	6,35	1,57	11,95	57,64
5	100 + 8 NO_3^-	5,45	11,66			44,1

Применение сульфата аммония позволяет организовать процесс регенерации анионита в исходную форму. Эффективность денитрации, при концентрации до 100 г/дм³, аналогична использованию Na_2SO_4, степень денитрации находится на уровне 55%, при увеличении содержания реагента до 200 г/дм³ конечные значения денитрации несколько улучшаются, остаточное содержание нитрат-ионов в сорбенте составляет 4-4,3%, что на 15-20% больше предыдущего опыта. Наличие в денитрирующем растворе ионов NO_3^- приводит к заметному падению эффективности процесса, величина денитрации, в сравнении с аналогичным опытом, снижается с 54,3 до 44%.

1.3 Денитрация анионита раствором H_2SO_4

Данная серия экспериментов проводилась в температурном диапазоне от 10°С до 40°С, при концентрации H_2SO_4 в растворе от 40 до 200 г/дм³, с добавлением в раствор нитрат ионов, результаты занесены в таблицу №3, построена диаграмма (Рисунок 1). Исследовано влияние соотношений Ж:Т, на степень денитрации анионита, результаты эксперимента занесены в таблицу №4.

Таблица №3. Результаты исследований опыта №3

№	Температура процесса, °С	Время контакта, мин	H_2SO_4, г/дм³	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм³	Степень денитрации, %
1	**10-13**	**120**	40	4,96	6,08	**49,13**
			60	4,13	6,84	**57,64**
			80	3,97	7,27	**59,28**
			100	3,3	7,42	**66,15**
			100 + 8 NO_3^-	4,46	13,23	**54,26**
			200	2,64	8,6	**72,92**
			200 + 8 NO_3^-	2,81	13,14	**71,18**
2	**20**	**120**	40	4,95	5,54	**53,56**
			40 + 8 NO_3^-	5,25	11,1	**50,75**
			60	4,3	6,16	**59,66**
			60 + 8 NO_3^-	5,03	11,45	**52,81**

			80	3,84	6,98	**63,98**
			80 + 8 NO_3^-	4,37	12,0	**59,01**
			100	3,6	7,36	**66,23**
			100 + 8 NO_3^-	4,15	12,07	**61,07**
			200	2,47	8,27	**76,83**
			200 + 8 NO_3^-	2,85	13,97	**73,26**
3	**30**	**120**	40	4,62	6,12	**56,66**
			60	3,9	6,9	**63,41**
			80	3,46	7,52	**67,54**
			80 + 8 NO_3^-	3,98	13,14	**62,66**
			100	3,14	7,65	**70,54**
			200	2,15	8,64	**79,83**
4	**40**	**120**	40	3,96	6,53	**62,85**
			60	2,3	7,6	**78,42**
			60 + 8 NO_3^-	4,52		**57,6**
			80	2,14	7,85	**79,92**
			100	2,1	8,31	**80,30**
			200	1,64	9,1	**84,62**

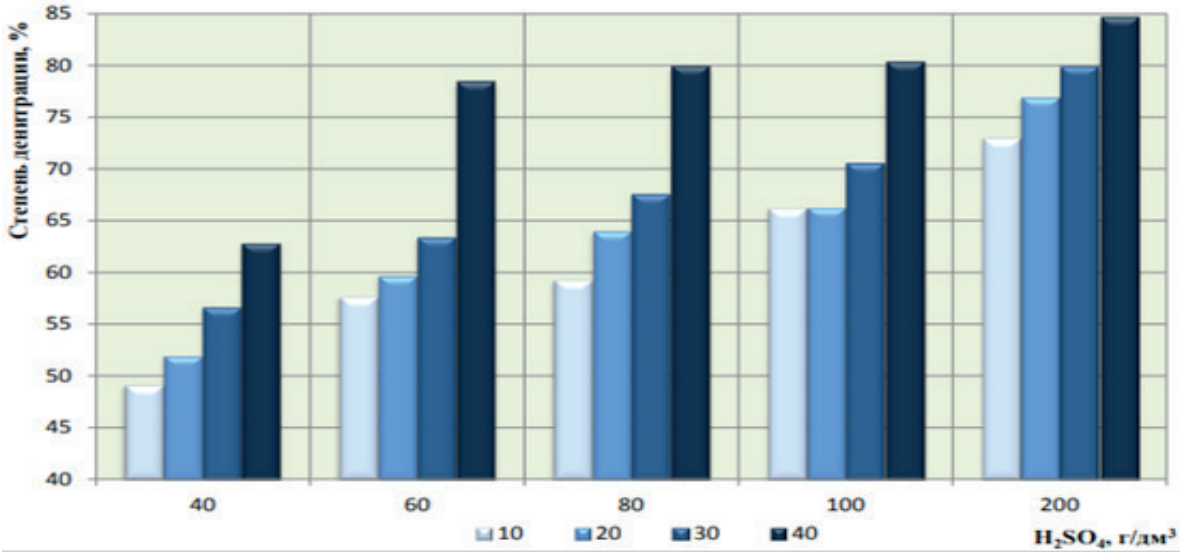


Рисунок №1. Денитрация анионита растворами H_2SO_4 при температуре 10, 20, 30 и 40°С.

Из результатов эксперимента видно, что, увеличение температуры процесса денитрации, также, как и повышение концентрации кислоты позволяет существенно интенсифицировать данную технологическую операцию на 15-30%. Стоит отметить, что присутствие ионов NO_3^- в денитрирующей жидкости отрицательно воздействует на показатели денитрации, эффективность которой снижается на 20-25% в зоне низких концентраций кислоты и 5-15% в области более концентрированных содержаний, данная аналогия прослеживается также и при повышении температуры. Приведенные результаты свидетельствуют о том, что при самых благоприятных условиях организации процесса, максимальная величина денитрации не превышает 85% извлечения.

Таблица №4. Влияние соотношений Ж:Т, на операцию денитрации

№	H_2SO_4, г/дм³	Ж:Т, об	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм³	Степень денитрации, %
1	100	1	4,45	13,9	58,26
2	100	2	3,4	11,41	68,11
3	200	1	4,3	17,82	59,66
4	200	2	2,8	13,18	73,73
5	100 + 8 NO_3^-	2	4,8	15,7	54,97
6	200 + 8 NO_3^-	2	3,6	17,7	66,23

Итак, для получения низких содержаний нитратов в сорбенте необходимо выдерживать соответствующие значения удельного расхода денитрирующего раствора, Ж:Т равное 1 объему явно не достаточно для получения приемлемых показателей степени денитрации анионита. Сравнительная оценка кислотности в исходном и маточном растворах показывает, что снижение данной величины в диапазоне концентрации до 80 г/дм^3 составляет не более 20%, от 100 г/дм^3 не превышает 10%, т.е. фактический расход денитрирующего агента на проведение обменной операции незначителен. Основное количество кислоты необходимо для создания благоприятных условий организации процесса и в последующем остается в оборотной жидкости.

1.4 Денитрация анионита раствором H_2SO_4 с добавлением свободных ионов SO_4^{2-}

Результаты совместного применения смеси растворов серной кислоты и свободных ионов SO_4^{2-} при температуре процесса 20°С отображены в таблице №5.

Таблица №5. Результаты исследований опыта №4

№	H_2SO_4, г/дм^3	SO_4^{2-}, г/дм^3	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм^3	pH	Степень денитрации, %
1	40	10	4,45	6,61	0,48	54,36
		20	4,13	6,68	0,6	57,64
		30	4,0	7,2	0,66	58,97
		40	3,8	7,11	0,32	61,02
		20 + 8 NO_3^-	4,4	12,28	0,61	54,87
2	60	10	3,8	7,16	0,34	61,03
		20	3,8	7,5	0,38	61,03
		30	3,6	7,36	0,42	63,1
		40	3,3	7,6	0,48	66,15
		10 + 8 NO_3^-	4,1	11,66		57,95
3	80	10	3,8	7,85	0,2	61,03
		20	3,8	7,8	0,24	61,03
		30	3,47	7,97	0,26	64,41
		40	2,97	8,51	0,26	69,54
		40 + 8 NO_3^-	3,47	13,23		64,41

Как видно из результатов опыта, совместное применение смеси растворов серной кислоты и свободных сульфат ионов, способствует росту эффективности в целом на 5-15%. Причем заметное влияние наблюдается при достижении общей солевой концентрации свыше 100 г/дм^3, особенно в области содержаний кислоты 60-80 г/дм^3. Наличие NO_3^- ионов в фазе денитрирующего раствора снижает эффективность процесса на 4-10%. По результатам опыта составлена диаграмма (Рисунок 2).

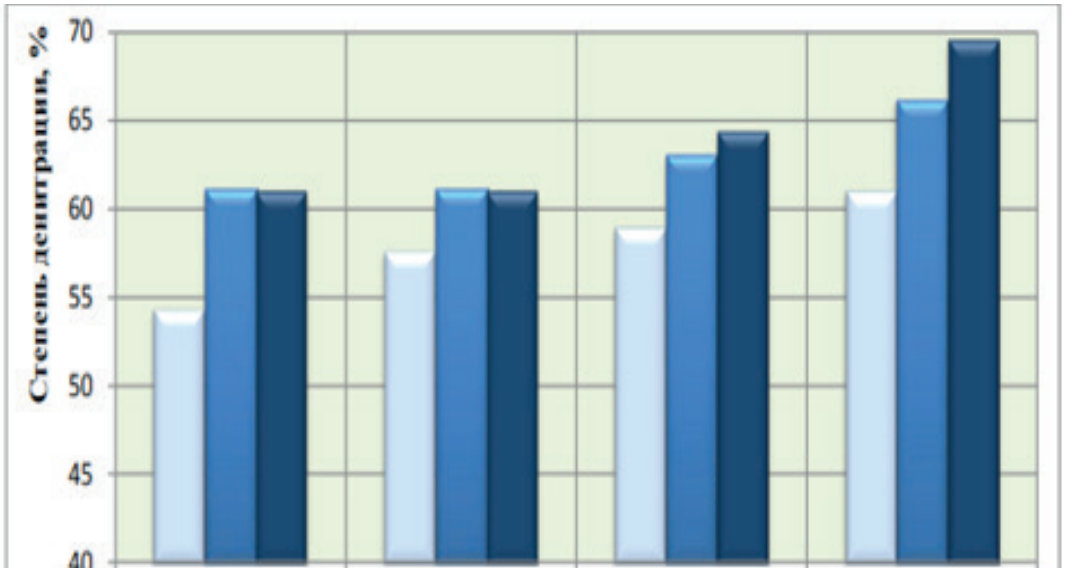


Рисунок 2. Денитрация анионита растворами с различной концентрацией свободных солей.

1.5 Денитрация анионита раствором H_2SO_4 с добавлением ионов Fe^{2+}

Регенерация десорбированного анионита раствором серной кислоты с добавлением Fe^{2+} в соотношении

(1,5г) / (1г NO_3^-),), проводилась при температуре процесса 13°С и 60°С, время контакта составляло 30 минут, результаты эксперимента занесены в таблицу №6.

Таблица №6. Результаты исследований опыта №5

№	H_2SO_4, г/дм³	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм³	pH	Температура процесса, °С	Степень денитрации, %
1	40	4,63	2,68	0,51	13	52,51
	60	3,8	3,02	0,34		61,03
	80	3,14	3,72	0,19		67,79
	80 + 8 NO_3^-	3,3	13,14			66,15
2	40	5,44	0,04	0,65	60	48,97
	60	5,2	1,17	0,4		50,56
	80	4,25	1,35	0,25		60,13
	200	3,3	4,9			69,04
	80 + 8 NO_3^-	4,8	12,2	0,19		54,97

Применение ионов Fe^{2+} и проведение операции согласно рекомендуемым параметрам не нашло подтверждения результатов. Добавление в сернокислотный раствор ионов двухвалентного железа позволяет достичь некоторого роста степени денитрации, в сравнении с использованием просто кислотных денитрирующих растворов, только в условиях организации процесса при температурах 10-20°С. Величина прироста извлечения нитрат-ионов с сорбента составляет для: 40-60 г/дм³≈ 6%, для 80 г/дм³ -18%. Существенным недостатком применения на стадии денитрации добавки двухвалентного железа является диссоциация ионов NO_3^- до моноокиси азота NO, что наглядно подтверждается концентрацией нитрат-ионов в маточнике денитрации, 2,6-4,0 г/дм³ против 6,0-7,5 г/дм³ в аналогичных опытах. Хочется отметить, что достигнутая эффективность применения двухвалентного железа, достаточно дорогостоящего химического реагента, экономически не оправдывает себя, приводит к увеличению статьи расходов на данном технологическом переделе.

1.6 Денитрация анионита раствором H_2SO_4 с добавлением NaCl

Данная серия выполнялась при рабочих температурах 17-20°С, результаты опытов занесены в таблицу №7.

Таблица №7. Результаты исследований опыта №6

№	NaCl, г/дм³	NO_3^- в смоле, %	NO_3^- в растворе, г/дм³	Кислотность, г/дм³	pH	Степень денитрации, %
1	10	5,3	5,37	13,77	0,76	50,28
2	20	4,95	6,36	13,72	0,72	53,56
3	30	4,46	6,86	13,62	0,68	58,16
4	40	4,37	7,36	14,01	0,66	59,01
5	50	3,96	7,48	13,72	0,62	62,85
6	60	3,96	8,02	14,4	0,58	62,85
7	100	3,14	8,22	14,1	0,6	70,54
8	200	2,15	8,55	14,24	0,6	79,83
9	50 + 8 NO_3^-	4,35	13,27	14,01	0,56	59,2

Присутствие в денитрирующем растворе ионов хлора положительным образом сказывается на извлечении NO_3^- из фазы сорбента. В условиях минимальной концентрации серной кислоты, 50% степень денитрации достигается уже при содержании NaCl в количестве 10 г/дм³ (6 г/дм³ по Cl^-). Увеличение содержания реагента приводит к дальнейшему снижению остаточной емкости нитратов в сорбенте, так при концентрации хлорида натрия 50 г/дм³ степень денитрации возрастает до 63%, содержание в 200 г/дм³ способствуют увеличению данного показателя до 80%. Оптимальной, с точки зрения концентрации реагента в денитрирующем растворе, является количественная величина в 50-60 г/дм³ NaCl. Согласно полученным результатам построена диаграмма (Рисунок 3).

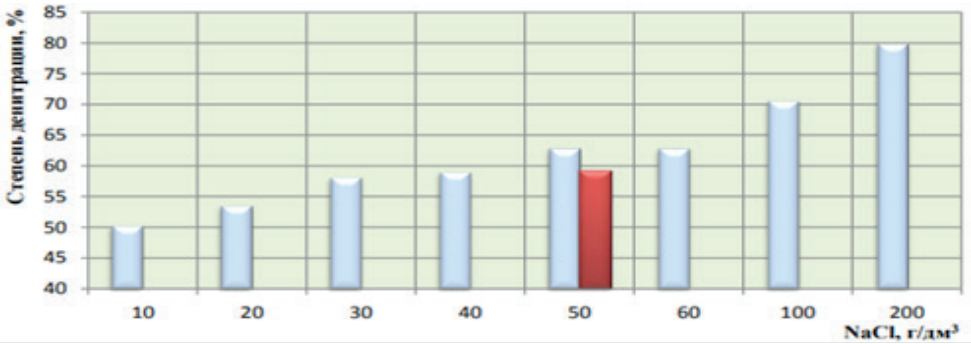


Рисунок 3. Денитрация анионита растворами с различной концентрацией NaCl.

Представленные выше результаты подтверждают полученную ранее зависимость, присутствие в исходном регенерирующем растворе ионов NO_3^- снижает производственную эффективность процесса денитрации десорбированного анионита. Увеличение концентрации нитратов в жидкой фазе приводит к росту их остаточного значения в анионите. Так при содержании 20 г/дм^3 степень регенерации после сернокислотной обработки снижается с 57-62% до 41-48%, в условиях использования хлоридного агента с 62% до 30%.

2. Исследование метода МКК

Исследования метода МКК проводились в лабораторных условиях, в динамическом режиме, с использованием колонки диаметром 2см, высота слоя сорбента 20см, рабочий объем колонки 65 см^3, в качестве денитрирующего агента использовалась H_2SO_4 с концентрацией 40-60 г/дм^3, (отношение $\tau_{работы}$: $\tau_{простоя}$ = 1: 1), результаты опыта отображены в таблице №8.

Таблица №8. Результаты исследований метода МКК

№	$V_{р-ра}/V_{см}$, об	$V_{р-ра}$, см^3	Раствор, г/дм^3		Анионит, %	Степень денитрации, %
			Кислотность	NO_3^-	NO_3^-	
Опыт №1 H_2SO_4, 40 г/дм^3						
1	0,5	32,5	12,94	12,07	**3,38**	**66,96**
2	1,0	65,0	22,83	18,48		
3	1,5	97,5	27,59	17,03		
4	2,0	130,0	30,28	14,51		
Опыт №2 H_2SO_4, 60 г/дм^3						
1	0,5	32,5	18,37	11,51	**2,88**	**71,85**
2	1,0	65,0	39,34	24,10		
3	1,5	97,5	45,67	19,93		
4	2,0	130,0	50,03	15,59		

Организация процесса денитрации десорбированного ионита методом МКК позволяет несколько повысить продуктивность технологической операции. Положительный эффект использования ММКК связан с тем, что во время прерывания контакта раствора и зерен ионита и его “отдыха” практически исключается возникновение достаточно сильного электрического поля раствора и соответственно тормозящее действие доннановского потенциала. В связи с этим в зернах сорбента происходит процесс ускоренного выравнивания концентрации веществ путем скачкообразного перехода обменивающихся ионов между функциональными группами. Таким образом, функциональные группы поверхностного слоя зерен ионитов достаточно быстро освобождаются от определенного количества сорбируемых ионов.

Выводы

Повышение функциональности операции денитрации анионита основная задача, которая ставилась при выполнении данной научно-исследовательской работы. Реализованные экспериментальные изыски подтвердили возможность роста эффективности только в случае подбора более значимых условий организации и ведения процесса. На основании результатов выполненных исследований, с целью оптимизации процесса конверсии десорбированного ионита, возможны следующие направления:

1. Исключить (минимизировать) содержание нитрат-ионов в исходном денитрирующем растворе. Как показали результаты экспериментов наличие даже незначительных количеств ионов NO_3^- в регенерирующем растворе приводит к чувствительному падению степени денитрации ионита. Основной объем NO_3^- ионов

на предприятиях поступает в денитрирующий раствор с транспортной жидкостью на этапе перегрузки сорбента. Содержание анализируемого компонента при смешивании транспортного и маточного растворов достигает 8-10 г/дм^3. Отсечение при перегрузке транспортных объемов позволит снизить концентрацию нитратного агента до 1-2 г/дм^3 и как результат поднять эффективность процесса на 5- 15%.

2. Обнадеживающие результаты получены при использовании в качестве денитрирующего агента растворов NaCl, использование 10-30 г/дм^3 NaCl позволяет добиться 50% степени извлечения нитрат ионов. Кроме того, обработка ионита солевым раствором способствует удалению ряда элементных ядов. Сложностью оперативного внедрения хлоридной регенерации связана с ростом коррозионного воздействия на технологическое оборудование и необходимостью дехлорирования сорбента. Первая проблема решается гуммировкой производственных аппаратов. Удаление ионов хлора сульфатным реагентом можно организовать взамен процесса водной промывки. Как вариант представляет интерес добавка незначительных количеств NaCl - 10-30 г/дм^3 в сернокислотный денитрирующий раствор и уменьшение его исходной кислотности до 20-30 г/дм^3. Технологическая значимость данного направления будет заключатся в повышении степени денитрации анионита на 10-15% и снижении концентрации кислоты в товарном десорбате на 25-50%.

3. Одним из практически легко реализуемых способов интенсификации сорбционно десорбционных процессов является внедрение метода МКК. Испытания озвученной технологии в сравнении со стандартным режимом денитрации продемонстрировали некоторый рост величины регенерации анионита, так использование кислотного раствора концентрацией 40 г/дм^3 в условиях применения МКК позволяет повысить данный показатель на 7,5%. Организация метода кратковременных контактов на производстве не представляет серьезных затруднений и сводится к разработке алгоритма коротких фильтрационных циклов и их прерываний на отдых сорбента. Не исключено, что ММКК при подборе более эффективных рабочих режимов, способен дать гораздо значимее результаты, в том числе за счет проникновения ионов в центральные зоны сорбента.

4. Самым простым, понятным и хорошо отработанным способом регенерации десорбированного анионита является обработка последнего сернокислотными растворами. Рабочие режимы проведения данной операции не позволяют добиться степени денитрации более 50-60%. Однако изменение условий организации процесса, увеличение концентрации кислоты до 60-80 г/дм^3, суммарного содержания денитрирующих ионов $\approx$ 100,0 г/дм^3, или температуры до 30-35°С приведет существенному росту технологической эффективности. Конечно, дополнительное использование кислоты или подогрев раствора отразится на изменении удельных норм реагентов и приведет к росту соответствующих издержек, однако сократится расход, следовательно, и затраты, связанные с использованием аммиачной селитры. Важно подобрать правильный, компромиссный вариант организации технологического процесса без ущерба для производственной деятельности предприятия.

5. Хотелось бы еще раз заострить внимание на выбор соответствующего типа сорбента, который должен обосновываться индивидуальными особенностями производства, в том числе содержанием металла и солевым составом ПР. Свойства сорбента, несмотря на аналогичные у большинства изготовителей условия синтеза, в пределах не только различных марок, но партий, могут существенно отличаться. Таким образом, применение подходящего анионита, а также надлежащие условия его эксплуатации (периодическая регенерация от химических и механических ядов), позволит улучшить работу всех ионообменных процессов (сорбция, донасыщение, десорбция, денитрация) предприятия и оптимизировать удельные нормы потребления химических реагентов.

Список используемой литературы:

1. Ласкорин Б.Н., Водолазов Л.И. Отчет НИР, Регенерация сильноосновных анионитов. М. 1976;

2. Горбань В.Б. Совершенствование технологии сорбционной переработки комплексных уран-молибденовых руд алюмосиликатного типа. Диссертационная работа 1974 п/п п/я Г-4312;

3. Отчет НИР №1426, Исследование процесса содово-нитратной регенерации анионита, насыщенного ураном и молибденом из карбонатных пульп. Степногорск, 1977;

4. Нестеров Ю.В. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. М. 2007, 479 с.;

5. Громов Б.В. Введение в химическую технологию урана. М. Атомиздат 1978 г, с.117.

6. Отчет НИОКР №2, Оптимизация параметров десорбции и денитрации, с целью снижения расхода аммиачной селитры на уранодобывающем предприятии ТОО «ДП «ОРТАЛЫК», ИВТ, 2019г.

ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ НАСЫЩЕНИЯ СМОЛЫ НА УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД НИТРАТОВ

Накатаев М., Любченко Д., Матиниер К., Букенов А., Ашимов Н., Кобжанов А., Жолымбаева Е.
СП «ТОО «КАТКО», г. Астана, Казахстан

Цель этого исследования – определение зависимости степени насыщения анионообменной смолы от удельного расхода нитратов при десорбции смолы с разной степенью насыщения по урану.

Это исследование показало, что снижение концентрации урана в продуктивном растворе (далее – ПР) снижает сорбционную нагрузку смолы в секции 200 по урану.

Определение влияния концентрации урана в ПР на степень насыщения смолы основывалось на принципе обратимости ионообменных процессов. Метод имеет значительно меньшее время проведения по сравнению с использованием классического метода динамической сорбции и позволяет получать значительно большие объемы смолы с заранее заданными концентрациями урана в смоле. Основным недостатком является невозможность прогноза равновесной концентрации урана в растворе, и в случае необходимости получения заранее заданной концентрации по трудоемкости может быть сопоставим с классическим методом.

Сделана попытка создания теоретической модели десорбции смолы с разным количеством урана и посторонних солей при постоянном количестве теоретических тарелок в смоле и при постоянном количестве подаваемых нитратов.

Таблица 1 – Исходные данные

Условная степень насыщения смолы ураном, %	Количество теоретических тарелок в ионообменной смоле	Стехиометрическое соотношение подаваемых нитратов в пересчете на условную степень насыщения смолы ураном, %
50	5	50
40	5	50
30	5	50
25	5	50

Вводимые обязательные условия в модель десорбции.

1. В каждой теоретической тарелке смолы 100% вытесняются нитрат ионами вначале ионы урана, а затем ионы других соединений.
2. Сумма ионов урана, ионов других соединений и нитрат-ионов должна быть равной 100% условной степени насыщения смолы.
3. Процесс десорбции считается законченным при 100% условной степени насыщения всех 5 теоретических тарелок смолы нитрат-ионами.

Теоретическая модель процесса десорбции урана приведена в таблице 2 и диаграммах 1–5.

Таблица 2 – Теоретическая модель процесса десорбции урана

Цикл	25 % (U в смоле)			30 % (U в смоле)			40 % (U в смоле)			50 % (U в смоле)		
	U	X	NO3	U	X	NO3	U	X	NO3	U	X	NO3
1	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	0
2	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0
3	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0
4	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0
5	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0
6	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0
7	0	50	0	0	50	0	0	50	0	50	0	0
8	0	50	0	0	50	0	50	0	0	50	0	0
9	25	25	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0
10	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0
11	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0
12	0	0	50	0	0	50	0	0	50	0	0	50

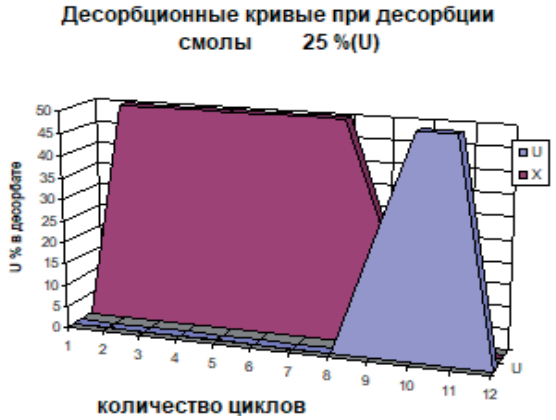


Диаграмма 1 – Десорбционные кривые при десорбции смолы 25% (U)

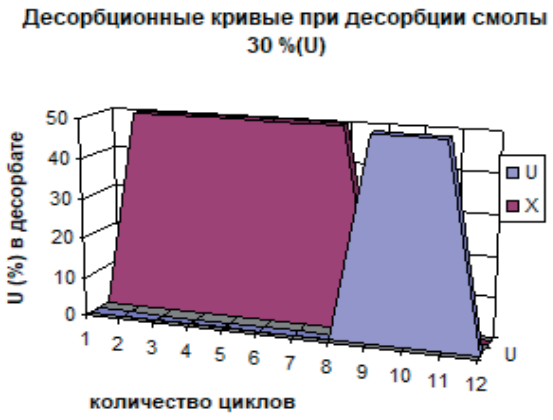


Диаграмма 2 – Десорбционные кривые при десорбции смолы 30% (U)

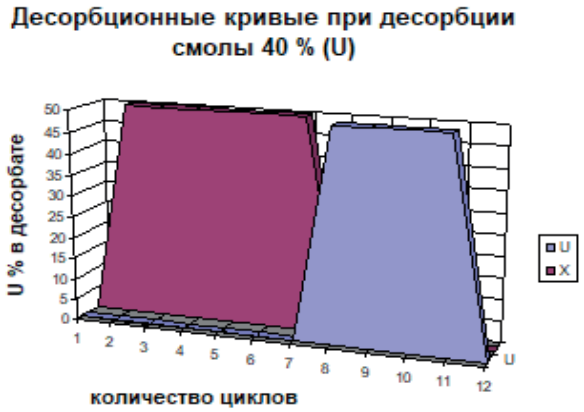
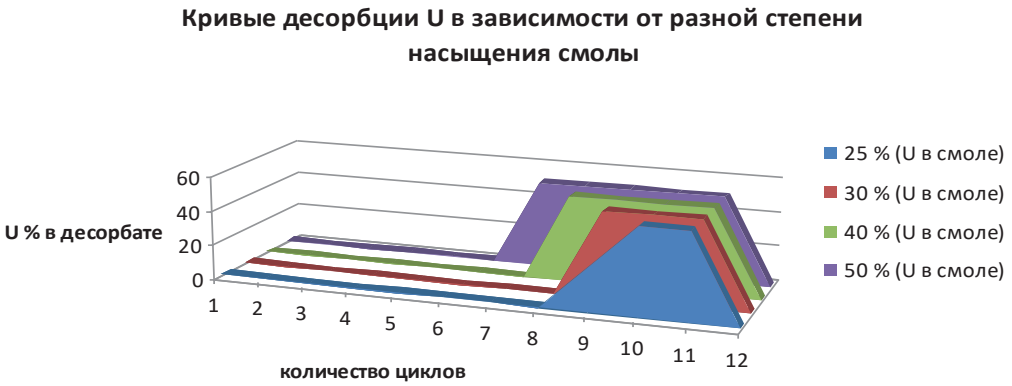


Диаграмма 3 – Десорбционные кривые при десорбции смолы 40% (U)

Диаграмма 4 – Десорбционные кривые при десорбции смолы 50% (U

Диаграмма 3 – Десорбционные кривые при десорбции смолы 40% (U) Диаграмма 4 – Десорбционные кривые при десорбции смолы 50% (U)



Наблюдение:

Диаграмма 5 – Кривые десорбции U в зависимости от разной степени насыщения смолы

1) Из таблицы 1 и диаграмм 1–5 следует, что при понижении содержания урана в смоле на смолу адсорбируются ионы других металлов.

2) Из таблицы 1 и диаграмм 1–5 следует, что вследствие равномерного смещения фронта концентраций в смоле выход урана из смолы происходит только после вытеснении всех посторонних примесей из смолы.

Рассчитан теоретический удельный расход нитрат-ионов в зависимости от разной степени насыщения смолы по формуле:

Удельный расход NO_3 = Кол-во циклов x $C(NO_3)$

(Кол-во теор. тарелок x C(U))

Таблица 3 – Удельный расход NO_3

	Уд. расход NO_3
25 % (U в смоле)	4,8
30 % (U в смоле)	4
40 % (U в смоле)	3
50 % (U в смоле)	2,4

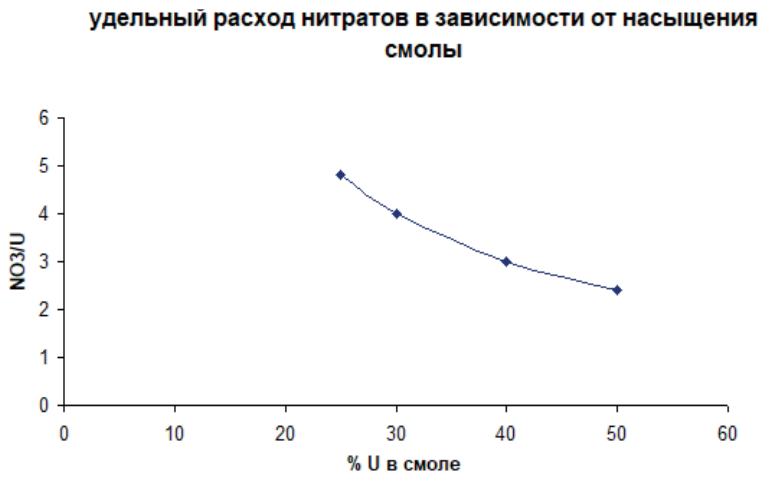


Диаграмма 6 – Удельный расход нитратов в зависимости от насыщения смолы

Наблюдение: при понижении степени насыщения смолы происходит увеличение удельного расхода нитратов. Причиной перерасхода нитратов является расход нитратов на десорбцию примесей в смоле.

1. Практическая часть

Были приготовлены смолы с разной концентрацией урана в смоле: 22.79 г/л , 20.11 г/л, 18.45 г/л, 12.46 г/л.

Проведен тест на десорбцию смол с разной степенью насыщения. Концентрация NO_3 десорбирующего раствора составила, по лабораторным данным, 53,5 г/л, кислотность – 10,9 г/л (подкисление производилось азотной кислотой).

Результаты тестов

В таблице 4 и диаграмме 7 приведены данные по кинетике десорбции урана из смолы с разной степенью насыщения.

Таблица 4 – Данные по кинетике десорбции урана из смолы с разной степенью насыщения

	C(U) мг/л (десорбат)			
T	**C(U в см)=22,78 г/л**	**C(U в см)=20,11 г/л**	**C(U в см)=18,45 г/л**	**C(U в см)=12,46 г/л**
0	0	0	0	0
0,5	20,6	16,5	16,6	13,2
1	2360,0	38,7	38,6	22,1
1,5	13 920,0	2600,0	1400,0	616,6
2	11 680,0	14 800,0	12 000,0	4260,0
2,5	5200,0	13 120,0	14 300,0	9400,0
3	2480,0	2960,0	9200,0	13 650,0
4	450,5	900,0	1500,0	4320,0
4,5	216,7	350,6	780,0	1220,0
5	138,4	184,6	624,8	587,9
5,5	84,0	96,8	449,2	326,8
6	54,2	63,8	264,2	215,6
6,5	21,3	41,3	58,7	68,2
7	12,6	15,6	35,9	42,6

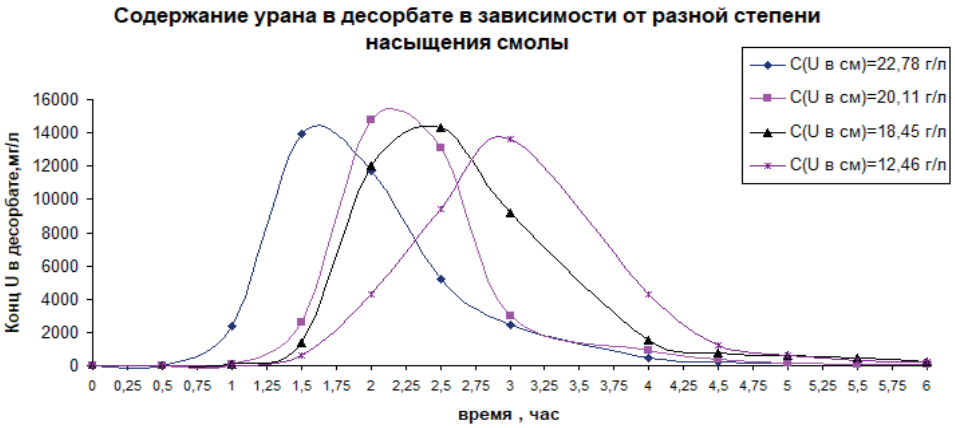


Диаграмма 7 – Содержание урана в десорбате в зависимости от разной степени насыщения смолы

1. Начало десорбции с понижением концентрации урана в смоле смещается на более длинный срок по времени.
2. Максимальная концентрация урана в десорбате остается практически постоянной.
3. Угол наклона кривой десорбции с уменьшением концентрации урана в смоле изменяется и становится более пологим.

Все эти данные согласуются с упрощенной теоретической моделью десорбции.

Для расчета удельного расхода нитрата на десорбцию смолы с разной степенью насыщения по урану приводятся данные в таблице 5 и диаграмме 8.

Таблица 5 – Данные для расчета удельного расхода нитрата на десорбцию смолы с разной степенью насыщения

T	$C(NO_3)$ г/л (десорбат)			
	C(U в см)=22,78 г/л	C(U в см)=20,11 г/л	C(U в см)=18,45 г/л	C(U в см)=12,46 г/л
0,5	1,12	0	0	0
1	1,72	1,3	1,42	1,68
1,5	12,4	2,23	1,82	2,72
2	43,5	21,8	10,6	7,32
2,5	49,2	47,1	34,4	25,3
3	50,6	51,3	52	50,1
4	49,7	52,6	52,8	50,2
4,5	48,3	51,9	52,1	51,3
5	49,4	52,4	53,1	53,3
5,5	50,4	53,4	52,9	52,3
6	49,8	52,8	53,4	53,4
6,5	50,9	53,4	53,1	53,2
7	53,9	52,9	52,8	53,1

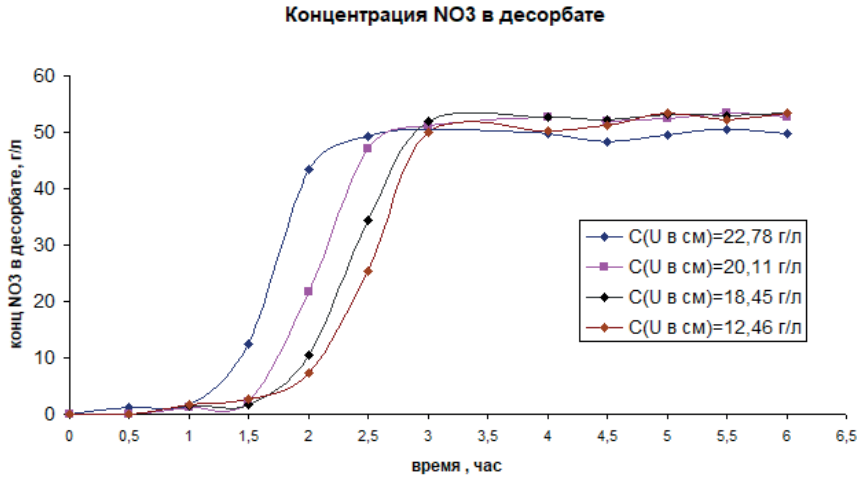


Диаграмма 8 – Концентрация NO3 в десорбате

Наблюдение по таблице 5. и диаграмме 8.

1. Начало проскока нитратов с повышением концентрации урана в смоле происходит быстрее, чем у менее насыщенных смол, т.е. время десорбции укорачивается с повышением концентрации урана в смоле (желтым помечены ячейки в таблице 5, где можно считать, что практически закончилась десорбция урана).

Расчет удельного расхода нитратов в зависимости от разной степени насыщения смолы представлен в таблице

Уд расход NO_3= C(NO_3)*t дес /C(U в смоле)

Таблица 6 – Удельный расход нитратов с повышением степени насыщения смолы

	t час, время десорбции	удельный расход NO_3
C(U в см)=22,78 г/л	**2,0**	**4,70**
C(U в см)=20,11 г/л	**2,5**	**6,65**
C(U в см)=18,45 г/л	**3**	**8,70**
C(U в см)=12,46 г/л	**3**	**12,88**

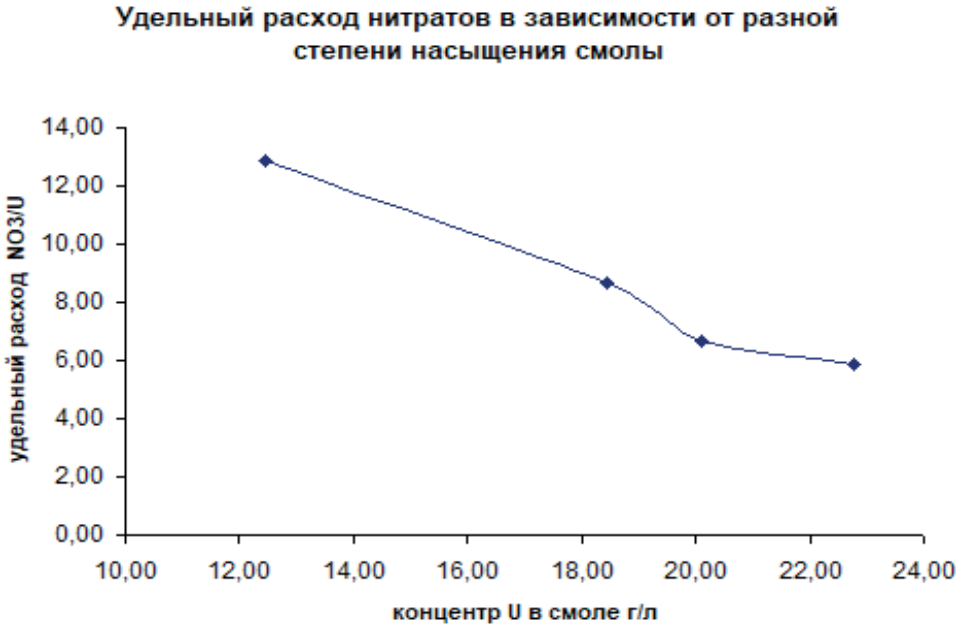


Диаграмма 9 – Удельный расход нитратов в зависимости от разной степени насыщения смолы

Наблюдение по таблице 6 и диаграмме 9

1. Согласно данным таблицы 6 и диаграммы 9, наблюдается понижение удельного расхода нитратов с повышением степени насыщения смолы.

2. Уменьшение удельного расхода нитрата с повышением концентрации урана в смоле согласуется с представленной теоретической моделью десорбции.

Вывод

Результаты этого исследование помогут:

- уменьшить время на выгрузке смолы;
- уменьшить расход нитрата;
- снизить потери смолы;
- уменьшить износ материалов и оборудования.

Снижение сорбционной нагрузки смолы по урану приводит к накоплению в смоле посторонних солей. В порах насыщенного ионита после сорбционных процессов в секции 200 содержатся не только уранил сульфатные ионы, но также из ПР проникают и другие ионы солей. Поэтому при десорбции в секции 300 нитрат-ионы тратятся не только на замещение уранил сульфатных ионов, но и на вытеснение ионов других соединений. В результате была определена следующая зависимость, что при снижении степени насыщения смолы ураном увеличивается удельный расход нитратов.

МИКРОСТРУКТУРА РАСТВОРОВ: ПРОБЛЕМЫ КОРРОЗИИ

Мырзаханов М.М., Утелбаева А.Б., Утелбаев Б.Т., Сулейменов Э.Н.
Казахстанско-Британский технический университет, г. Алматы, Казахстан
«ЮКГУ им. М. Ауезова», г. Шымкент, Казахстан
Институт химических наук имени А.Б. Бектурова, г. Алматы, Казахстан

Механизм растворения металлов и их соединений в неорганических водных растворах, формирование их микроструктуры в современной науке объясняются с точки зрения самопроизвольной электролитической диссоциации при фазовом переходе первого рода. Исследования реакций на границе металл/раствор тормозятся отсутствием четко обоснованных понятий о многих химических системах и агрегатных состояниях веществ. Если исследования твердых веществ развиты достаточно широко, то исследования физико-химических свойств растворов базируются в основном на косвенных данных, полученных в результате различных экспериментов. Физико-химические свойства концентрированных и многокомпонентных растворов изучены недостаточно полно. Этот класс неорганических водных растворов представляет большой практический интерес, поскольку он чаще всего используется в различных технологиях. Современный уровень теории строения неорганических водных растворов не позволяет получать численные данные по свойствам растворов расчетным путем и предсказывать их микростроение в зависимости от концентрации и температуры. Нами установлено, что процессы на границе металл/раствор осложнены изменениями микроструктуры неорганических водных растворов и строения металлов и сплавов в ходе прохождения физико-химических процессов. Рассмотрены эксперименты по организации химических реакций на границе металл/раствор для различных металлов и сплавов. В частности, по растворению металлического молибдена в растворе щелочи, растворению металлического алюминия в растворах щелочи и др. Состояние поверхности металла, которая подвергается электрохимическому воздействию, помимо обычных физико-химических факторов может зависеть от конфигурации электродов, транспорта потока электронов по исследуемой системе и частотных характеристик электрического сигнала. Электрический ток промышленной частоты и амплитуды при концентрации щелочи в растворе до 1,0 моль/л не способствует растворению металлов в неорганическом водном растворе щелочи. На электрохимическую реакцию на границе раздела фаз металл/неорганический водный раствор оказывают влияние все параметры эксперимента, начиная от концентрации выщелачивающего агента и заканчивая формой электродов. Частота электрического тока может неоднозначно влиять на растворимость металла в щелочном растворе при различной температуре из-за изменений микроструктуры неорганического водного раствора под действием электрического тока. Отдельные элементы микроструктуры металла могут растворяться в щелочи быстрее, чем основная масса металла (питтинговая коррозия), что может приводить к разрушению структуры металла.

В научно-технической литературе существует достаточно большое количество точек зрения на механизм реакций между металлами и жидкими системами. Однако микромеханизм этих реакций рассматривается недостаточно полно. Но знание этого механизма необходимо для создания эффективных способов защиты трубопроводов от коррозии. Анализ современного состояния науки о коррозии показывает, что в ней превалируют электрохимический и химический подходы к проблеме внедрения атомов кислорода и других составляющих жидкой фазы в стабильную и зачастую химически очень устойчивую структуру металлов и сплавов. В мировой литературе существует огромное количество экспериментальных данных об окислительно-восстановительных процессах, рассмотрение которых приводит к выводу о необходимости несколько переосмыслить механизм внедрения кислорода в стабильные структуры. Кроме того, назрела необходимость за теоретическую основу исследований в этом научном направлении взять обобщающие выводы из работ М. Фарадея, которые в настоящее время начинают играть решающую роль в развитии представлений о природе химической связи и практического применения электрохимических процессов. В XX веке накоплен огромный экспериментальный материал, который подтверждает правильность взглядов М. Фарадея о воздействии электрического тока на химические реакции. Ключевые моменты и основные тезисы работ М. Фарадея:

1. Идентичность энергетических проявлений при взаимодействии материальных объектов.
2. Дискретный характер электрического тока.

Есть основание считать, что необходимо иметь представление об особенностях микроструктуры

жидкости на транспорт электрического тока в системе. Также очевидна необходимость более детального исследования микроструктуры сплавов и других твердых объектов для повышения эффективности технических решений по защите металлов от коррозии.

Под термином «механизм коррозии» подразумевается совокупность факторов, имеющих как химическую природу (механизм коррозии в «классическом» понимании – углекислотный, сероводородный, смешанный и т.п.), так и связанных с технологическими особенностями эксплуатации трубопровода (скорость и структура потока, различные возмущения в характеристиках потока связанные с какими-либо технологическими операциями на сопряженных объектах). «Механизм коррозии» определяет причины, скорость коррозии трубопровода, локализацию и характер коррозионных повреждений.

Совместное рассмотрение классификации видов коррозии и факторов, необходимых для определения способов защиты от коррозии, приводят к следующему выводу: формулировка понятия «механизм коррозии», классификация видов коррозии и факторов, влияющих на процесс коррозии, не относятся к анализу механизма химической реакции, приводящей к внедрению атомов кислорода и других химических элементов в микроструктуру металла. То есть фактически рассматриваются результаты коррозионного разрушения металла и технологические факторы, влияющие на скорость разрушения. Механизм физико-химических процессов не рассматривается ввиду сложности учета влияния на скорость этих процессов особенностей микроструктуры конденсированных систем, как твердых, так и жидких.

Анализ наших исследований химических процессов на границе раздела фаз многокомпонентных систем показал, что в ряде случаев влияние на начало химических реакций оказывают трибоэлектрические эффекты, возникающие при перемещении отдельных участков системы относительно друг друга. В работе (А.В. Зубов, К.В. Зубов, В.А. Зубов. Институт информатики, факультет компьютерной науки, университет им. Гумбольда, д-12489 Берлин, Рудовершоссе 25, дом III, 3-й коридор, дом Ёохана фон Ноймана, тел.: 004930 20933181, zubow@informatik.hu-berlin.de) показано, что имеет место формирование сгустков молекул в серной кислоте и ее водных растворах: «Понимание дальнего порядка в «хлебе» химической промышленности – серной кислоте позволит получить представление о новых возможностях применения, оптимизирования известных технологических решений, рационального использования этого химического реагента, развития.

Практически во всех случаях коррозия металлов зависела от частоты импульсного тока, подаваемого на электроды. В ряде случаев колебания очень низких частот (ниже 17 Гц) приводили к повышению скорости коррозии. В других случаях внедрение атомов газа в структуру металла происходило с повышенными скоростями при частотах выше 150 000 Гц. (Проведенные нами эксперименты находятся в полном соответствии со сформулированным в 1805 году постулатом Г. Деви о полной взаимосвязи химических и электрических процессов). Поскольку даже деление капли воды на части вызывает электризацию системы, то деление процессов коррозии на химические и электрохимические представляется неоправданным. Картины коррозии металлов под влиянием импульсного электрического тока дают основание говорить о тесной взаимосвязи этих причин коррозии.

Вышеуказанное говорит о сложности электрохимических процессов на границе раздела фаз металл/окружающая среда, однако в доступной нам литературе недостаточно данных по влиянию физико-химических особенностей окружающей среды (общий химический состав среды, микроструктура, межмолекулярные связи др.). Поэтому в настоящее время существуют достаточно простые способы защиты от питтинговой коррозии: использование коррозионно-стойких сталей и сплавов, легированных хромом и молибденом, в том числе с пониженным содержанием серы; добавление ингибиторов коррозии в реакционную среду; катодная или анодная защита, при которой искусственно создается пассивное состояние поверхности металла. Все эти способы имеют ограничения к применению и не всегда обеспечивают требуемую защиту в течение необходимого времени эксплуатации изделия. Электрохимические воздействия в этих способах играют пассивную роль и не всегда оправданы с точки зрения электрохимической природы составляющих системы. Этот недостаток компенсируется созданием многофункциональных трехслойных металлических материалов для протекторной защиты. Здесь учитывается электрохимический потенциал компонентов протекторной защиты. Сущность этого приема состоит в следующем. Вместо монометалла или биметалла используют многослойный материал, который имеет по крайней мере три слоя. Состав слоев выбирают в зависимости от состава среды и электрохимических потенциалов металлов, составляющих слои. Принципиально новым является расположение протектора между защищаемыми слоями. В качестве материала первого слоя выбирается

тот материал, который имеет достаточно высокую коррозионную стойкость и проявляет пассивность в данной среде.

По стехиометрии реакции, описывающие коррозию металлов, довольно просты, однако по механизму они относятся к сложным гетерогенным процессам. Механизм коррозии определяется прежде всего типом агрессивной среды. Электрохимическая коррозия приводит к быстрому разрушению более активных металлов, которые в различных механизмах и устройствах контактируют с менее активными металлами, расположенными в электрохимическом ряду напряжений правее. Считается, что одной из причин возникновения электрохимической коррозии являются блуждающие токи, которые появляются вследствие утечки части тока из электрических цепей в почву или водные растворы, где они попадают на металлические конструкции. Эти токи могут достигать несколько ампер, что приводит к большим коррозионным разрушениям. Например, прохождение тока силой в 1 А в течение одного года вызовет растворение 9,1 кг железа, 10,7 кг цинка, 33,4 кг свинца.

Однако каждый материальный объект способен производить заряды положительные или отрицательные, которые характеризуются по **трибоэлектрической шкале**. Когда система находится в обычном состоянии, баланс отрицательно и положительно заряженных частиц в нем соблюдается. Если же он нарушается, образуется электрозаряд с тем или иным знаком, возникает поляризация – заряды приходят в движение. На молекулярном уровне возникновение статического электричества происходит вследствие сложных процессов, когда электроны и ионы со сталкивающихся неоднородных поверхностей с разными атомарными связями поверхностного притягивания начинают перераспределяться. Чем быстрее материалы или жидкости перемещаются друг относительно друга, ниже их удельное сопротивление, больше площади, вступающие в контакт и усилия взаимодействия, тем выше будут степень электризации и электрический потенциал. Общеизвестно, что электрический разряд происходит на острых гранях, выступах, в том числе на выступах различных датчиков верхней части баков емкостей и резервуаров.

Другими словами, «блуждающие токи» по большей части являются результатом трибоэлектрических эффектов, что необходимо учитывать при создании технологий защиты металлов от коррозии.

УЛУЧШЕНИЕ ПРОЦЕССА ДЕНИТРАЦИИ В КИ-2000 ФИЛИАЛА «ИРКОЛЬ

Салкынбаев М.Б., Калымбетов Ж.Ж., Сейдахметова Н.М., Машрапин Т.Ж.
Филиал «Ирколь» ТОО «Семизбай-U», г. Астана, Казахстан

Особо важная роль в эффективности сорбционного извлечения урана принадлежит используемому способу десорбции урана с насыщенных анионитов. Способ десорбции определяет степень очистки урана от сопутствующих примесей, степень его концентрирования и технологию последующей переработки урановых регенератов с целью получения химического концентрата природного урана ХКПУ (U_3O_8). Для десорбции урана применяют растворы серной, азотной, соляной кислот или их смеси с хлоридами, нитратами, сульфатами натрия или аммония.

Наибольшее повсеместное распространение получил способ нитратной десорбции урана с насыщенной ионообменной смолы. Преимущества способа - высокая эффективность десорбции урана обуславливается высокой селективностью поглощения нитрат - ионов ионитами. По сравнению с сернокислой в 1,5 - 2,0 раза снижается продолжительность десорбции, в 2 - 4 раза уменьшается объем товарного десорбата и, соответственно, во столько же раз повышается содержание урана в нём, возможность осаждения химического концентрата с высоким содержанием в нем урана.

Десорбция урана проводится в сорбционно-десорбционной контурной колонне СДК- 1500/2000 нитратно-сульфатными растворами (C_{NO3-}=100-110 г/л, C_{SO42-} =23-25 г/л). Ионит после десорбции содержит до 1 кг/т урана и 80–120 кг /т NO^{3-}/т [1,2].

После окончания десорбции урана требуется перевод анионита в рабочую сульфатную ионную форму. Целью операции денитрации является уменьшение содержания нитрат-иона на отдесорбированном сорбенте, полученные нитратсодержащие растворы с целью уменьшения расхода аммиачной селитры используются для приготовления растворов для десорбции урана - они направляются из колонны ДНК-2М в ёмкости для приготовления исходного десорбирующего раствора.

Денитрация проводится десорбционной напорной колонны ДНК. Конструкция десорбционной напорной колонны ДНК аналогична конструкции сорбционных напорных колонн типа СНК (рисунок 1). Она также состоит из цилиндрического корпуса - обечайки, верхнего дренажного устройства - кассет, сборника десорбата - «кармана» со сливным патрубком, устройства ввода исходного десорбирующего раствора с дренажным устройством в виде кассеты, устройства для выгрузки отдесорбированной ионообменной смолы, напорного бункера для загрузки насыщенной ураном смолы. В рабочем состоянии весь объём колонны заполнен ионитом и раствор фильтруется снизу вверх через плотный слой ионита. Уплотнение и зажатие рабочего слоя ионита обеспечивается установкой дренажных устройств в верхней части корпуса колонны и наличием обезвоженного слоя ионита выше дренажных устройств, включая загрузочный бункер [3,4]. В процессе работы в десорбционной колонне обеспечивается противоток ионита и раствора путём фильтрации растворов снизу вверх и перемещения ионита сверху вниз. При этом по направлению движения фаз концентрация урана в растворах увеличивается, а в ионите - снижается, достигая соответственно максимального и минимального значений после завершения операции. Практической задачей десорбции урана с ионита в напорных колоннах является получение заданной минимальной остаточной концентрации его в ионообменной смоле после десорбции при достижении максимально возможной концентрации урана в десорбатах. В основу алгоритма управления технологическим процессом нитратной десорбции должен быть заложен баланс урана в потоках ионит-раствор при одновременном соблюдении и баланса по нитрат-ионам в указанных потоках. Поэтому в основу контроля и управления процессом денитрации ионообменной смолы должен быть положен баланс нитрат-ионов в потоках ионит-раствор при одновременном соблюдении и баланса по сульфат-ионам в данных потоках.

Процесс конверсии сорбента из нитратной формы в сульфатную описывается следующим уравнением реакции:

$$2[(R_4N)^{2+}\text{-}2(N0_3)^-] + SO_4^{2-} = 2[(R_4N)^{2+}\text{-}(S0_4)^{2-}] + 2NO_3^- \quad (1).$$

Растворы для денитрации сорбента приготавливаются в емкости, на основе промывочных вод, поступающих из отмывочной колонны и маточника фильтрации доукреплением их серной кислотой [5].

Из этой колонны нитратно-сульфатный раствор после доукрепления аммиачной селитрой возвращается на десорбцию.

Как видно из выше представленного процесс денитрации является одним из ключевых узлов в процессе десорбции. Так как эффективное проведение денитрации позволяет максимально вернуть в процесс затраченные нитрат ионы в процессе десорбции, тем самым снижает удельную норму аммиачной селитры. В сегодняшних реалиях при высоких ценах на химреактивы снижение удельной нормы является приоритетной задачей для предприятия.

На филиале Ирколь в ЦППР в колоннах ДНК подача денитрирующего раствора проводиться с нижней и верхней части колонны. Содержание нитратов в возвратных растворах низкое. Также существуют ряд недостатков в процессе денитрации:

1. Сильный поток раствора при подаче денитрирующего раствора, что возможно приводит к растеканию раствора по колонне по пути наименьшего сопротивления, т.е. неравномерно;

2. При остановке подачи раствора, из-за всасывания насосов линия забивается смолой, приходится останавливать колонну и чистит. Потери времени, рабочей силы;

3. Высокая удельная норма аммиачной селитры;

4. Из-за подачи раствора с нижней и верхней части колонны идет перерасход электроэнергии.

Проведены поисковые работы и в результате проведенных работ авторы предложили следующее (рисунок 1):

1. Усовершенствовать систему подачи денитрирующего раствора - изменить линию подачи раствора, установить под грибок;

2. На окончании линии подачи денитрирующего раствора установить дренажную кассету.

Преимущества данного новшество:

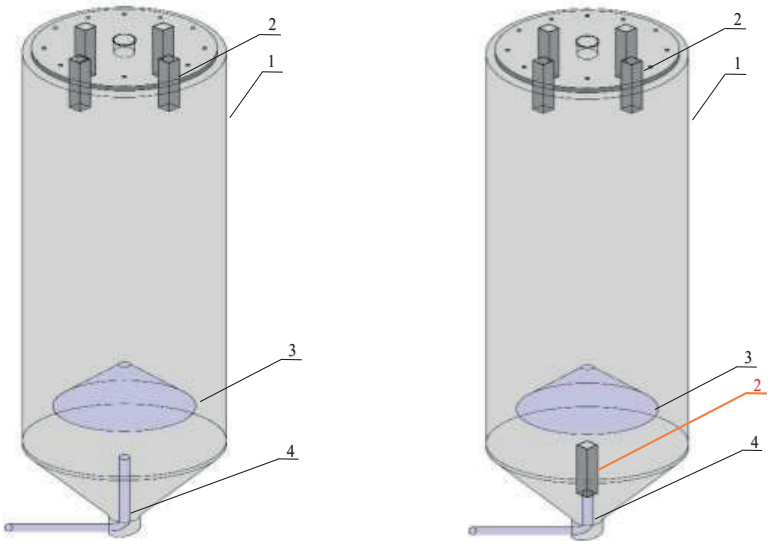
1. За счет дренажной кассеты будет ослаблена сила потока раствора;

2. При остановке подачи раствора, из-за всасывания насосов за счет дренажной кассеты линия не будет забиваться смолой;

3. Распределение раствора более равномерное по колонне за счет промежуточных пространств на дренажной кассете и самого грибка. Равномерное распределение обеспечивает более плотный контакт ионита и денитрирующего раствора, за счет этого возможно увеличит концентрацию возвратных нитратов в десорбирующем растворе;

4. Экономия электроэнергии за счет подачи раствора только с нижней части колонны;

5. Удельная норма аммиачной селитры снижена до 2,39 при плане 2,55 кг/кг.



1- цилиндрический корпус – обечайка, 2 - дренажное устройство – кассета, 3 – грибок, 4 – линия подачи денитрирующего раствора.

Рисунок 1 - Конструкция колонны ДНК -2М

В результаты проведенных работ в процессе денитрации замечены следующие улучшения: содержание остаточных нитратов в смоле после денитрации снизилось и если ранее остаточное содержание нитратов было не равномерное, после изменения конструкции ДНК-2М стало более равномерное. На рисунках 2,3 представлены концентрации нитрат ионов в остаточной смоле после денитрации до и после изменения конструкции ДНК-2М.

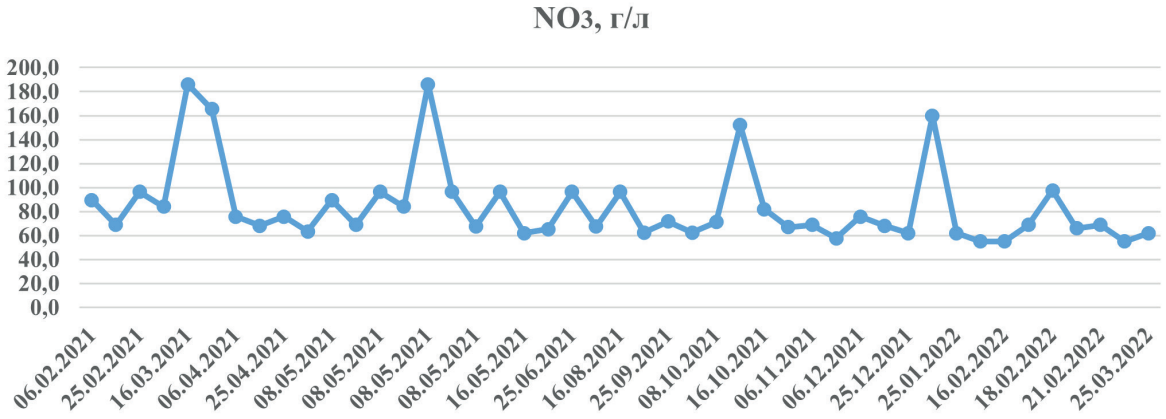


Рисунок 2 – Концентрация нитратов в смоле до изменения конструкции ДНК-2М

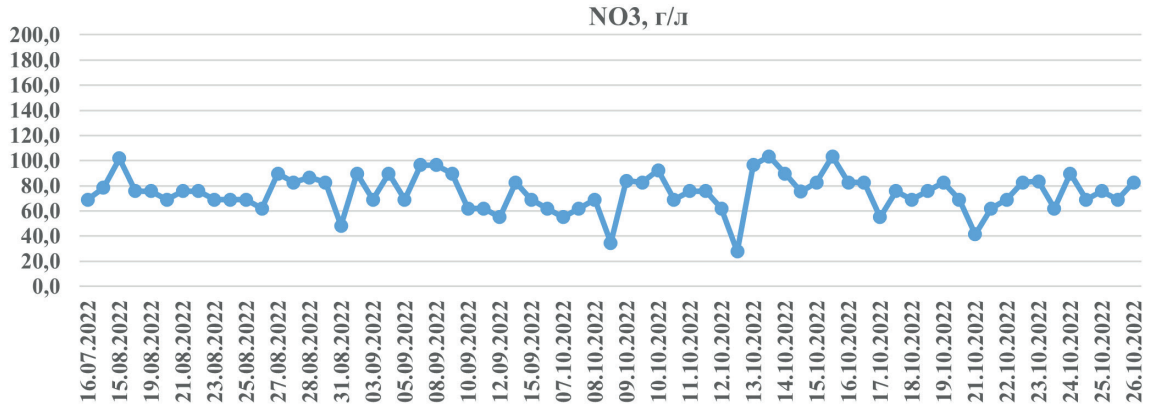


Рисунок 3 – Концентрация нитратов в смоле после изменения конструкции ДНК-2М

Содержание возвратных нитратов в растворе наоборот повысилось. На рисунках 4,5 представлены концентрации возвратных нитрат ионов в растворе после денитрации до и после изменения конструкции ДНК-2М.

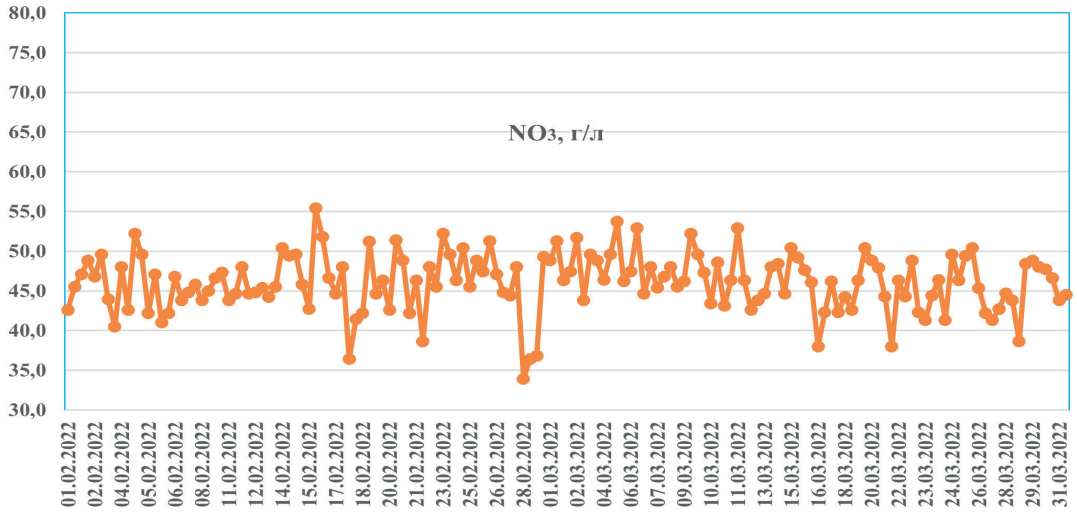


Рисунок 4 – Концентрация возвратных нитрат ионов в растворе после денитрации до изменения конструкции ДНК-2М

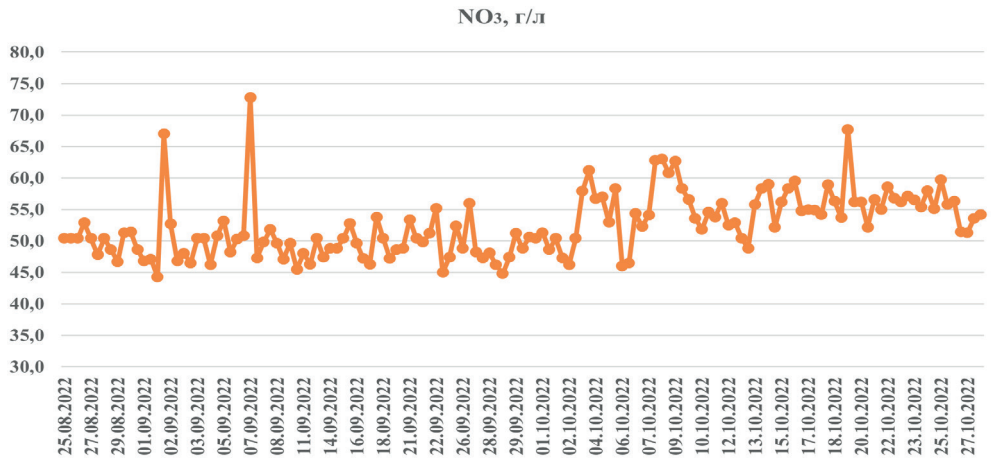
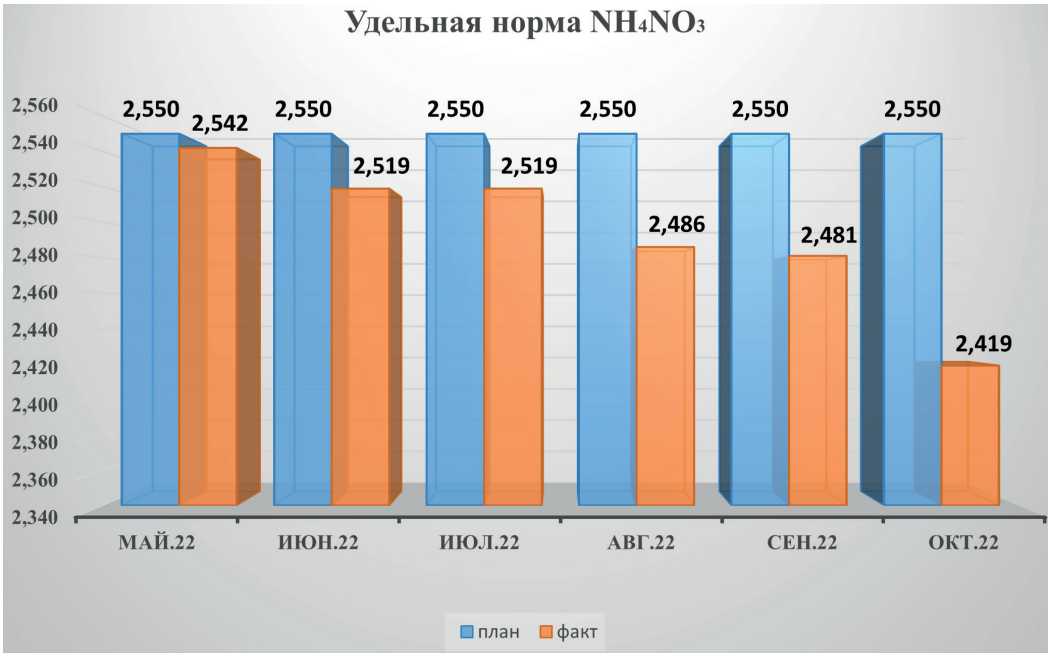


Рисунок 5 – Концентрация возвратных нитрат ионов в растворе после денитрации после изменения конструкции ДНК-2М

Таким образом в результате проведенных работ удалось снизит удельную аммиачной селитры с планового 2,55 кг/кг до 2,419 кг/кг (рисунок 6).



Экспериментальные работы по улучшению процесс и снижению удельной нормы аммиачной селитры будут продолжаться.

Список использованных источников

1. Язиков В.Г., Рогов Е.И., Забазнов В.Л., Рогов А.Е. Геотехнология металлов // Алматы, 2005.- 394 с.
2. Бугенов Е.С., Василевский О.В. Физико-химические основы и технология получения химических концентратов природного урана // Алматы, КазНТУ, 2006.- 438 с.
3. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии Учебник для вузов - 10-е изд. - М.: ООО ТИД «Альянс», 2004. — 753 с.
4. Ионообменное оборудование атомной промышленности // Е. И. Захаров, Б. Е. Рябчиков, В. С. Дьяков; Под ред. Е. И. Захарова. - М. : Энергоатомиздат, 1987. – С. 245
5. Тураев Н.С., Жерин И.И. Химия и технология урана Учебное пособие для вузов. – Москва, ЦНИИАТОМИНФОРМ, 2005. - 407 с.

ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ ИОНООБМЕННЫЕ СМОЛЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СОЕДИНЕНИЙ УРАНА ИЗ РАСТВОРОВ

[1]Кондруцкий Д.А., [2]Чистов Д.Л., [3]Шарипова А.А.,[4]Искалиев Д.В. [4]Пискунов И.В., [5]Панкин А.А.
[1]ОАО «Аксион – Редкие и Драгоценные металлы», г. Москва, Россия
[2]ОАО «Красцветмет», г. Красноярск, Россия
[3]ТОО «Samruk-Kazyna Ondeu», г. Астана, Казахстан
[4]ООО «Хетенг Инжиниринг-РУС», г. Москва, Россия
[5]«Хетенг Инжиниринг-БЕЛ», г. Новополоцк, Россия

Современные технологии добычи урана, основанные как на переработке ураносодержащих руд, так и на их подземном выщелачивании, включают в себя важный этап – концентрирование урана с применением сорбционных методов. В их основе лежит избирательная сорбция ионов урана из раствора или пульпы при помощи ионообменных материалов (ионообменных смол, ионитов), с последующей десорбцией и регенерацией сорбента. Требования к современным ионитам достаточно жесткие: высокая селективность и объемная емкость по урану, химическая стойкость, устойчивость к действию примесей, механическая прочность при повышенном давлении и температуре. В состав ионообменных смол входят полимерная матрица и связанные ионогенные группы (катионные, анионные, амфотерные). Именно за счет удачно подобранного сочетания этих элементов можно получить высококачественный и высокоэффективный продукт.

В настоящее время на рынке ионитов для сорбции соединений урана в Казахстане известны несколько марок продуктов (Purolite, Ambersep, Benjion, Cybber), производимых компаниями Purolite International LTD (США), Hebei Lijiang Biotechnology Co. (Китай), DuPont de Nemours (Франция), Benjion DWCV (Китай), Jiangsu Technology Co. (Китай) и др. В их основе традиционно используется сшитая полистирольная матрица, а в качестве функциональной группы – четвертичный аммоний.

Среди новых разработок в этом направлении следует выделить ионообменную смолу AXIONIT U-Sorb, полученную компанией «Аксион – Редкие и Драгоценные Металлы». Благодаря уникальной химической формуле этот ионит имеет улучшенные технико-экономические характеристики – прежде всего в 2-3 раза более высокую объёмную емкость по урану. Проведенные ранее в РФ лабораторные и опытно-промышленные испытания на образцах продуктивных растворов показали, что замена смол аналогов на AXINOT U-Sorb позволяет сократить расходные нормы реагентов на осаждения уранат аммония до 2 раз (серная кислота, углеаммонийная соль, аммиачная селитра), снизить расходы на транспортировку смолы с локальных сорбционных установок, а при выборе стратегии по увеличению производительности – повысить выработку урана в 2 раза на существующих мощностях.

С учетом лидирующей позиции Казахстана в мировой добыче урана (40% добычи), важной задачей стоит импортозамещение и создание собственного производства ионообменных смол в стране. В настоящее время потребность в этом продукте покрывается только за счет импортных поставок. Вместе с тем любой известный сорбент, соответственно и технологию его производства, при локализации в Казахстане нужно адаптировать к местным условиям. Известно, что эффективность действия ионообменных смол в значительной степени зависит от условий их применения – концентрации соединений урана в продуктивных растворах, наличии примесей (Si и других) и их концентрации, особенностей технологического режима сорбции/десорбции и др. В соответствии с этим, для выбора технологии при создании нового производство сорбентов в Республике Казахстан необходимо провести полный комплекс исследования продукта в условиях, приближенным к реальным – лабораторных и опытно-промышленных испытаний с последующим масштабированием технологии до промышленного уровня. Проведение полного набора исследований позволит полностью удостоверится в эффективности выбранного продукта/технологии, а при необходимости – провести его доработку для использования в конкретных условиях эксплуатации на объектах АО «НАК «Казатомпром» в Казахстане.

МЕМБРАННАЯ НАНОФИЛЬТРАЦИЯ ТОВАРНОГО УРОНОВОГО ДЕСОРБАТА

Букенов А.
ТОО «СП КАТКО», Астана, Казахстан

Цель: внедрение мембранной нанофильтрационной установки для концентрирования товарного уранового десорбата на участке Моинкум ТОО СП «Катко»

Аннотация

Специалистами ТОО СП КАТКО совместно с компанией Chimerical Technology (ЮАР), ORANO Mining (Франция) и ТОО ИВТ разработана и внедрена технология нанофильтрации товарного десорбата.

В основе разработанной технологии лежит патент (PCT /IB2011/051683, WO 2011/132138 2011.10.27) “Промышленная экстракция урана карбонатом аммония с применением мембранного разделения”, выданный Евразийским Патентным Ведомством. Владельцем патента является ORANO Mining.

Целесообразность внедрения мембранной установки нанофильтрации десорбата обоснована необходимостью сократить стоимость операционных затрат в производственном цикле компании и соответственно уменьшить себестоимость готовой продукции.

Ввод установки в эксплуатацию на руднике осуществлен в марте 2022 года.

Abstract

JV LLP KATCO in cooperation with Chimerical Technology (South Africa), ORANO Group (France) implemented membrane unit for nanofiltration based on a patent owned by Orano Mining (PCT /IB2011/051683, WO 2011/132138 2011.10.27).

The feasibility of the invented nanofiltrating unit is justified by necessity to reduce the operating costs in the production cycle of the company and, accordingly, reduce the cost of manufactured uranium.

Commissioning of the membrane unit on site is done in March 2022.

Введение

Мембранные технологии применяются для разделения ионов и молекул по их размерам за счет прохождения через полупроницаемую мембрану, способную пропускать молекулы или ионы не больше определенных размеров. Как правило, для интенсификации процесс проводится под высоким давлением (до 40 бар). На сегодняшний день применяются 4 вида фильтрации с помощью мембранных технологий (рис.1). К отдельному виду мембранных процессов относится электродиализ, когда перенос через мембрану происходит под действием электрического поля (только для заряженных ионов).

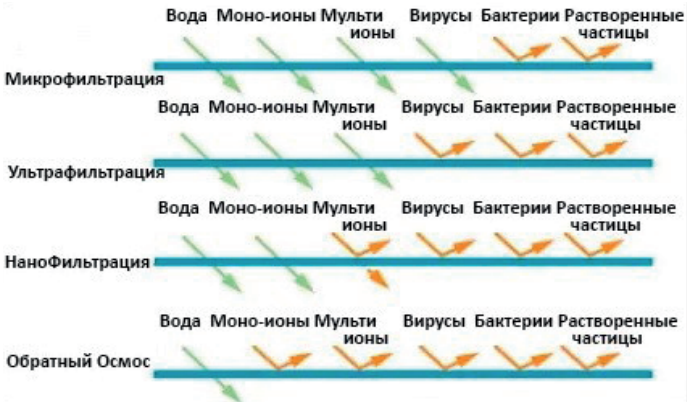


Рисунок 1 – Виды мембранных процессов фильтрации и соответствующие задерживаемые элементы

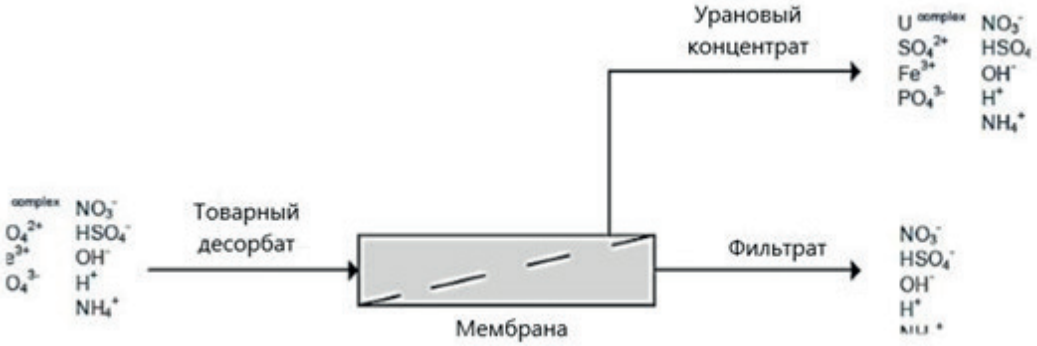


Рисунок 2 – Схема процесса нанофильтрации ионов

Применяемая мембранная технология основана на процессах высоконапорной нанофильтрации через мембрану с заряженной активной поверхностью. Нанофильтрация обеспечивает прохождение через мембрану раствора одновалентных молекул, называемого Фильтратом, и задержание раствора двухвалентных и многовалентных молекул, называемого Концентратом, как это показано на рисунке 2.

В разработанной технологии нанофильтрации исходным раствором для процесса служит товарный урановый десорбат. Интересующий нас конечный урановый продукт после нанофильтрации отводится в поток Концентрата. Разделение нанофильтрацией изменяет концентрацию частиц в выходящих потоках, т.е. повышает концентрацию урана в растворе концентрата и соответственно снижает объем концентрата. Поток фильтрата содержит многовалентные ионы в низких концентрациях и одновалентные ионы в такой же концентрации, что и у исходного материала, что обеспечивает возможность повторного использования кислоты, нитратов и сульфатов. Одновалентные ионы свободно проходят в поток фильтрата или концентрата, обуславливая практически одинаковые концентрации одновалентных ионов в обоих потоках. Степень концентрации продукта в потоке концентрата определяется рабочими параметрами мембраны, на которые влияют такие свойства подаваемого материала, как показатель pH, температура, давление и общее содержание растворенных твердых веществ.

Рабочие параметры мембраны зависят от характеристик материала мембраны. Основными рабочими параметрами мембран нанофильтрации являются проницаемость и коэффициент задержания двухвалентных ионов. Однако в данной области применения интерес также представляет прохождение одновалентных ионов вследствие присутствия серной кислоты в виде свободной кислоты и бисульфата. Проницаемость мембраны – это скорость диффузии определенных молекул в растворе через активный слой мембраны. Проницаемость определяется расходом фильтрата и площадью активной поверхности мембраны. Задержание двухвалентных молекул зависит от ионного заряда молекул, заряда поверхности мембраны и границы отсечки по молекулярному весу задерживаемых компонентов мембранных пор. Диапазон границ отсечки по молекулярному весу задерживаемых компонентов для нанофильтрации составляет 100-1000 Да.

Регенерация представляет собой объемное соотношение потока фильтрата и потока подаваемого раствора. Это показатель объема потока подаваемого раствора, который может быть извлечен в виде фильтрата. Этот параметр является индивидуальным для каждой области применения и существенно влияет на эффективность системы. Как правило, диапазон регенерации посредством мембранной системы в промышленных областях составляет 50-85%. Более высокие показатели регенерации обычно приводят к более низкому качеству фильтрата.

Основная часть

Предпосылки для создания мембранной установки

Технологическая схема перерабатывающего комплекса ТОО СП «Катко» включает в себя:

1. переработку продуктивных растворов и получение товарного десорбата на участке № 1 «Южный» (Мойынкум);
2. переработку продуктивных растворов и получение товарного десорбата на участке № 2 «Торткудук»;
3. транспортировку товарного десорбата с участка № 1 «Южный» (Мойынкум) с помощью машин-десорбатовозов на участок № 2 «Торткудук»;
4. переработку товарного десорбата с обоих участков на аффинажном переделе участка № 2 «Торткудук».

Концентрирование товарного десорбата позволит сократить объемы раствора и уменьшить число перевозок с участка № 1 «Южный» (Мойынкум) на участок № 2 «Торткудук».

Кроме того, есть возможность использовать растворы фильтрата, обогащённого по нитратам и кислоте, для повторного использования при приготовлении десорбирующих растворов или для выщелачивания на ГТП.

Технология мембранной нанофильтрации товарного уранового десорбата и разработанная на ее основе установка введена в эксплуатацию на участке № 1 «Южный» (Мойынкум) в марте 2022 г.

Результаты эксплуатации

После эксплуатации установки в течение первых 7 месяцев были получены следующие результаты.

Таблица 1 – Концентрация ионов в растворах

Ион	Ед.изм.	Концентрация в элюате	Концентрация в фильтрате	Концентрация в концентрате
U	г/л	44,9	4,6 (1,3 в последние 2 месяца после замены мембран)	67,1
H_2SO_4	г/л	62,4	47,3	70,9
NO_3	г/л	10,8	12,3	9,7
PO_4	мг/л	108,3	25,7	149,9
SO_4	г/л	104,3	57,7	131,4

Согласно данным, представленным в таблице 1, было достигнуто увеличение концентрации ионов урана в концентрате в 1,5 раза по сравнению с исходным товарным десорбатом. Как следствие при работе мембранной установки происходило уменьшение объема раствора на 35%, при более чем 97%-ном извлечении урана (после замены мембран) в концентрат из товарного десорбата (рис. 3).

Рисунок 3 – Степень извлечения U при нанофильтрации

Экономическая эффективность

Экономическая эффективность внедрения описанной технологической установки нанофильтрации десорбата очевидна, так как только одно уменьшение на 35% объемов транспортировки, которая является довольно дорогостоящей услугой, существенно уменьшит себестоимость готовой продукции (за время эксплуатации мембранной установки, объем перевозимого десорбата между участками № 1 «Южный» (Мойынкум) и № 2 «Торткудук» был уменьшен на 2434 м3, что соответствует 122 рейсам десорбатовозов). Ниже подробно представлены экономические показатели внедрения установки.

1. Потребление аммиачной воды (25%) было уменьшено на 160 тонн.
2. Увеличение концентрации урана в 1,5 раза привело к уменьшению объема раствора и соответственно сокращению числа транспортировок на 35%
3. Кислый раствор фильтрата был использован для приготовления раствора ВР, что уменьшило расход серной кислоты (100%) для ГТП на 115 тонн.
4. Ожидается уменьшение расхода аммиачной селитры на 1% при использовании фильтрата в десорбции

Заключение

Внедренная в ТОО СП КАТКО технология концентрирования уранового десорбата при помощи мембранной нанофильтрационной установки показала следующие результаты:

• Объем перевозимого товарного десорбата между участками № 1 «Южный» (Мойынкум) и № 2 «Торткудук» - уменьшен на 35%.

• Потребление аммиачной воды (25%) – сэкономлено 160 тонн.

• Потребление серной кислоты (100%) для ГТП - сэкономлено 115 тонн.

Экономический эффект за 7 месяцев промышленной опытной эксплуатации составил приблизительно 10 миллионов тенге.

СТАТУС РЕАЛИЗАЦИИ ДОЛГОСРОЧНОГО ПЛАНА ОПТИМИЗАЦИИ РЕМОНТНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ НА СКВАЖИНАХ ПСВ ТОО «РУ-6»

Алдабергенов Н.Н.
ТОО «РУ-6», Казахстан

Как известно, одна из основных актуальных проблем в ТОО «РУ-6» это ежегодные большие затраты на проведение ремонтно-восстановительных работ (далее – РВР). Согласно проведенного бенчмаркинга было определено, что в ТОО «РУ-6» проводится наибольшее количество РВР среди дочерних организаций АО «НАК «Казатомпром», соответственно наибольшие затраты на РВР.

Проблемы выражаются в значительной потребности скважин в РВР. Вместе с тем, средняя стоимость РВР довольно низкая среди ДЗО.

Очевидно было, что сложившаяся ситуация требует изменений и совершенствования на постоянной основе применяемых методов и техники РВР.

Однако данные направления имеют определенные ограничения – рост парка, и соответственно затрат. А качественных скачков в РВР все меньше. Поэтому в ТОО «РУ-6» был проведен комплексный анализ всей структуры РВР с целью выявления заделов для оптимизации.

Сначала необходимо было определить первопричину высоких затрат на РВР. Для определения этого параметра использовался один из основных известных инструментов для изучения причинно-следственных связей, лежащих в основе той или иной проблемы – «5 WHY» (5 почему) (рис.1). Основной задачей инструмента является поиск первопричины возникновения дефекта или проблемы с помощью повторения одного вопроса «Почему?».

Рис.1. Применение инструмента «5 почему»

В результате была определена основная причина – «сложные геологические» условия месторождения, на которые мы не можем влиять и в любом случае требуется РВР в большом количестве. Тогда стало очевидно, что единственным решением снижения затрат является оптимизация РВР.

Проанализировав структуру РВР с целью выявления заделов для оптимизации были определены сильные и слабые стороны, просчитана эффективность 4 видов РВР: Пневмообработка, обработка серной кислотой, обработка с применением бифторида аммония и тяжелый комплексный ремонт с помощью буровых установок типа БА-15В (рис.2).

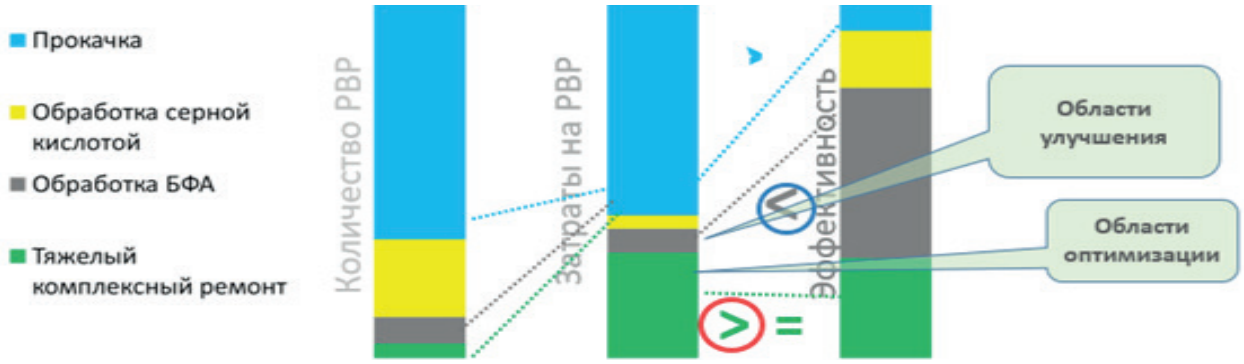


Рис.2 Соотношение количества, стоимости и эффективности затрат по видам РВР

Соотнося затраты на РВР с эффективностью были определены области оптимизации и улучшения.

Так к примеру, пневмообработка скважин составляет большую часть РВР по количеству и соответственно по стоимости. При этом характеризуется невысокой эффективностью.

Обработка технологических скважин серной кислотой характеризуется низкими затратами и низкой эффективностью.

Химическая обработка с применением БФА, где небольшое количество РВР с наименьшими затратами дает наилучшую эффективность. Соответственно данный вид РВР имеет потенциал повышения эффективности РВР.

Четвертый вид, тяжелый комплексный ремонт с помощью буровых установок. Данный вид РВР наиболее дорогостоящий, соответственно также имеет потенциал оптимизации.

В целом при оптимизации РВР необходимо увязывать соотношение эффективность - стоимость, учитывая при этом специфичность РВР и реальную потребность в них. В конечном итоге это позволит получить такое соотношение количества различных видов РВР, которое выполнило бы задачи производства при этом сократив излишние затраты.

В этой связи, учитывая объем предстоящей работы специалистами ТОО «РУ-6» был разработан Долгосрочный план оптимизации РВР.

Целью долгосрочного плана является заменить дорогостоящие виды РВР на более новые аналоги с наименьшими затратами.

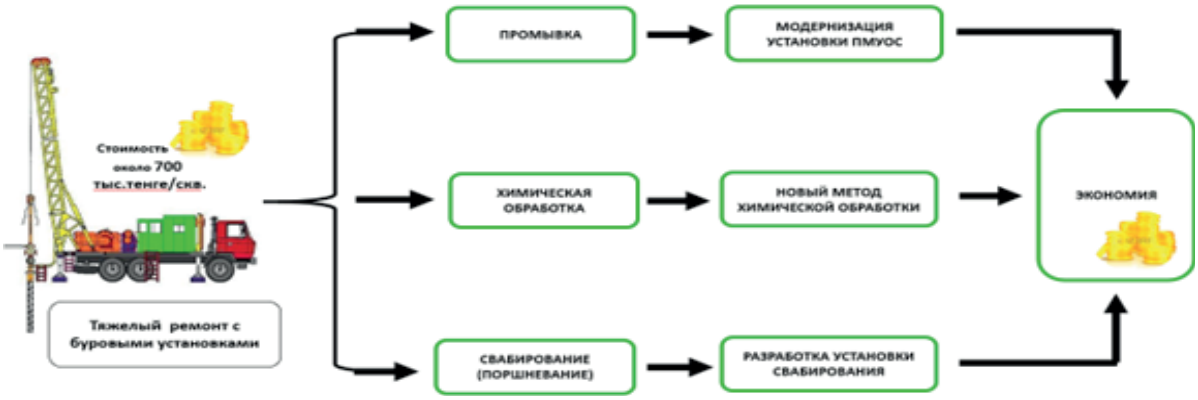


Рис.3. Составные части РВР с помощью установки БА-15В

Из всех перечисленных видов РВР самым эффективным, но в то же время и самым дорогостоящим видом РВР является «Тяжелый комплексный ремонт», который производится с помощью буровых установок УРБ-3А3.13 и 1БА-15В. В комплекс тяжелого ремонта входит «Промывка», «Химическая обработка», «Свабирование» (рис.3). Каждый цикл операции занимает 24 часа. Монтажно-демонтажные работы и перевозка занимают от 5 до 7 часов. Стоимость комплексного РВР самая высокая среди остальных видов РВР. При этом не все скважины требуют полного комплексного ремонта. По итогам проведенного углубленного анализа, в целях снижения себестоимости было решено разработать установку на каждый цикл работ тяжелого комплексного ремонта, что в итоге позволит получить некую экономию.

В 2010 г была разработана передвижная модульная установка для очистки технологических скважин

(далее – ПМУОС). Установка предназначена именно для промывки технологических скважин. ПМУОС до сегодняшнего дня проводило РВР на скважинах рудника «Карамурун».

В 2017 г в рамках НИР была разработана установка УП (рис.4), для проведения химической обработки непосредственно фильтровой части технологических скважин с применением бифторида аммония. В процессе эксплуатации УП показала себя с положительной стороны как с точки зрения качества обработки и так в стоимостном выражении.

Рисунок 4 – Установка для проведения химической обработки скважин

Данный вид РВР позволил заменить цикл химической обработки тяжелого комплексного ремонта технологических скважин. За смену может самостоятельно обработать 2 скважины не привлекая тяжелого комплексного ремонта, что сокращает время на обработку и соответственно затраты. Внедрение данного вида РВР позволило нам отказаться от эксплуатации одной единицы буровой установки (тяжелый комплексный ремонт) с экономическим эффектом порядка 50 млн.тенге в год и 12,5 млн.тенге в год за счет снижения расхода реагента бифторида аммония.

В 2021-2022 г проводились работы по модернизации установки ПМУОС в рамках НИР.

Рисунок 5 – Мобильная установка промывки скважин

Цель модернизации – получение установки для разбурки кольматированных песчаных пробок скважин (МУПС) (рис.5), т.е. проходка по кольматированной колонне скважины с гидродинамическим устройством без привлечения буровой установки. Таким образом дорогая в эксплуатации установка типа УРБ-3А3, 1БА-15В была заменена на более современную, модернизированную, и самое главное дешевую и более безопасном установку. Модернизация и внедрение установки МУПС в производство позволило отказаться второй буровой установки (тяжелый комплексный ремонт) с экономическим эффектом порядка 50 млн. тенге в год.

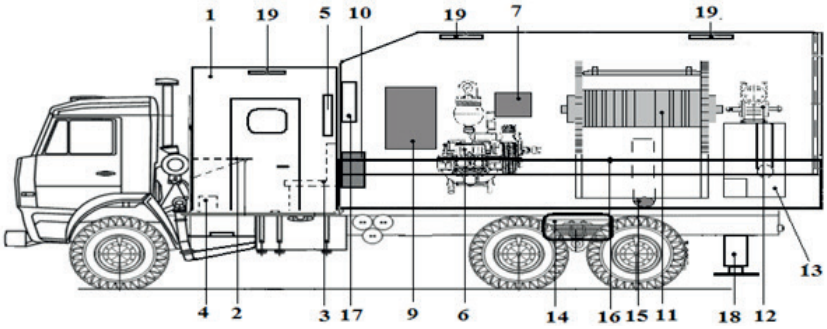


Рисунок 6 – Схематичная компоновка МУПС

Условные обозначения: 1 - кунг (отдельная комната отдыха); 2 - стол откидной; 3 - места сидячие с сундуком; 4 - отопитель; 5 - частотный преобразователь электродвигателя барабана-лебедки; 6 - буровой насос НБ-32; 7 - гидромотор; 8 - клиноременная передача; 9 - гидронасос; 10 - пульт управления барабана-лебедки; 11 - барабан-лебедка; 12 - редуктор червячный; 13 - электродвигатель барабана-лебедки; 14 - генератор; 15 - ролик направляющий (выдвижной); 16 - борт откидной; 17 - щит силовой; 18 - механические опоры (домкраты); 19 – освещение.

В целом от реализации долгосрочного плана оптимизации РВР ожидается экономия порядка 112,5 млн. тенге в год. Кроме того, внедрение в производство более безопасных видов РВР позволит сбалансировать социальную стабильность среди работников Товарищества и стремление к концепции нулевого травматизма Vision Zero.

Следующим этапом снижения затрат на РВР является оптимизация цикла свабирования технологических скважин, который входит в комплекс тяжелого комплексного ремонта. По данному направлению были проделаны множество работ по поиску альтернативного вида установки, был изучен опыт отечественных и зарубежных производителей. Однако, подходящей к условиям уранового производства альтернативы не нашлось. В настоящее время проводятся работы по разработке установки свабирования. Данная идея была вынесена на Специализированный научно-технический совет по приоритетному направлению научно-технологической деятельности АО «НАК «Казатомпром» по теме «Разработка мобильной установки свабирования скважин (МУС-С-1)» и получило положительное решение. Данный проект является долгосрочным и панируется к реализации с 2025 года.

ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕВООРУЖЕНИЕ КОТЕЛЬНЫХ УСТАНОВОК ВАХТОВОГО ПОСЕЛКА ТОО «КАРАТАУ»

Ахатаев Е.А.
ТОО «Каратау», Туркестанская область, Казахстан

Объектом исследования являются сжиженный углеводородный газ (СУГ) и дизельное топливо с точки зрения использования их в качестве топлива для котельных.

Цель работы – сравнение этих видов топлива с технического, экологического и экономического аспектов.

В процессе исследования проведены сравнения использования СУГ и дизельного топлива в различных климатических условиях применительно к условиям ТОО «Каратау».

Приведены методы подхода по выбору как самого топлива, так и оборудования для его использования, приведена методика определения эколого-экономических расчетов с целью снижения экологической нагрузки загрязняющих веществ в атмосферу.

Проведен анализ работы всех котельных установок, работающих в ТОО «Каратау» на всех участках производственной зоны и зоны вахтового лагеря (общежитие, коттеджи, гостинично-бытового и спортивного комплексов).

Произведены укрупненные расчеты выбросов в окружающую среду загрязняющих веществ при использовании того или иного видов топлива.

Проведет укрупненный экономический расчет затрат ТОО «Каратау» (по предоставленным данным) и экономический эффект при переводе работы существующего котельного оборудования на сжиженный углеводородный газ, взамен дизельному топливу. Подсчитан срок окупаемости проектных затрат и СМР реализации проекта перевода котельных с дизельного топлива на СУГ.

Перспектива развития направления по улучшению экономических и экологических показателей технологических процессов в энергетике тесно связана с газификацией. Повышение использования теплоэнергетических объектов, соответствующих ряду показателей, таких как экономичность, надежность в эксплуатации, соответствующий уровень экологических показателей, позволит решить ряд проблем, связанных с газификацией и улучшением теплоэнергетического.

Эколого-экономические аспекты применения сжатого природного газа. Не использованные по прямому назначению природные ресурсы и продукты их переработки рано или поздно попадают в окружающую среду и становятся отходами и загрязнителями.

Сжиженный углеводородный газ (СУГ) широко используется за рубежом в качестве резервного топлива для котельных, работающих на других видах топлива. Преимущества СУГ перед такими традиционными источниками питания, как уголь, дизельное топливо или мазут, сделали его использование типовым решением при поиске альтернативного топлива во многих развитых странах.

Использовать СУГ выгоднее и экономичнее, чем мазуты или дизтоплива: во-первых, ниже сама цена сжиженного углеводородного газа; во-вторых, меньше эксплуатационные расходы, так как парк хранения СУГ зимой не нуждается в обогреве. Переход с, допустим, дизельного топлива на смесь воздуха и паровой фазы СУГ при использовании специальных смесительных систем, универсальных горелок происходит мгновенно и практически незаметно для потребителя. Кроме того, СУГ значительно экологичнее других видов топлива. Немаловажным в условиях СНГ и РК в частности является и тот факт, что СУГ сложно украсть.

Почему же, несмотря на ряд явных преимуществ, использование СУГ в РК не находит широкого применения? Одним из главных объяснений этого факта является недостаток практики применения смесительных систем. Несмотря на достаточно большое количество теоретической информации о смесительном оборудовании (в советских и российских учебниках по тепло- и газоснабжению можно найти подробное описания его принципов работы), в советское время оно практически не выпускалось и, соответственно, не использовалось.

В последние годы, как упоминается в статье Зубкова С.В. и Карякина Е.А. для журнала «Газ России», группой компаний «Газовик» было спроектировано, построено и запущено в эксплуатацию более 20 крупных объектов, в которых СУГ применяется в качестве резервного топлива. Среди этих проектов - резервный источник газоснабжение факела Олимпийского огня на Олимпиаде в Сочи– 2014 (резервуарный парк хранения СУГ V = 400 м^3, смесительная система мощностью 2830 м3/ч по природному газу),

реконструкция системы теплоснабжения поселка Несветай-ГРЭС и четыре микрорайона г. Красный Сулин Ростовской области (котельная мощностью 19,3 МВт, резервуарный парк хранения СУГ V = 225 м^3, смесительная система мощностью 708 м^3/ч по пропану) и др. Экономика затрат на строительство и эксплуатацию позволяет увидеть перспективность применения СУГ в России.

Стоит упомянуть действующую на сегодняшний момент нормативную базу.

Резервное топливо для котельных предназначено для использования при ограничении или отсутствии того или иного топлива в течение длительного периода времени, что связано с сезонной неравномерностью поставок во время пиковых нагрузок, остановок НПЗ на ППР.

Согласно **СН РК 4.02-05-2013** «Котельные установки», виды основного, резервного и аварийного топлива, а также необходимость резервного или аварийного топлива для котельных устанавливаются с учетом категории котельной, исходя из местных условий эксплуатации и по согласованию с топливоснабжающими организациями.

На самом деле резервирование топлива применяется обычно не везде, главным образом, в котельных объектов с особыми требованиями нормативов и санитарных правил к системам отопления и горячего водоснабжения, таких как школы, больницы, дошкольные учреждения и т.д.

Наиболее часто в качестве резервного топлива применяются жидкие углеводороды (мазут, дизельное топливо), сжиженные углеводородные газы, самым редким является применение твердого топлива: каменного угля, торфа, дров. Рассмотрим концепцию применения СУГ в сравнении с наиболее часто применяемым дизельным топливом.

В котельных большой мощности и с большим аварийным запасом хранилище дизельного топлива устраивается в специальных подземных или наземных емкостях. К горелкам топливо подается с помощью насосов. В наземных емкостях часто присутствуют нагревательные элементы для подогрева топлива в холодное время года. В котельных небольшой мощности бак для хранения топлива обычно монтируется в дополнительном отсеке, изолированном от основного.

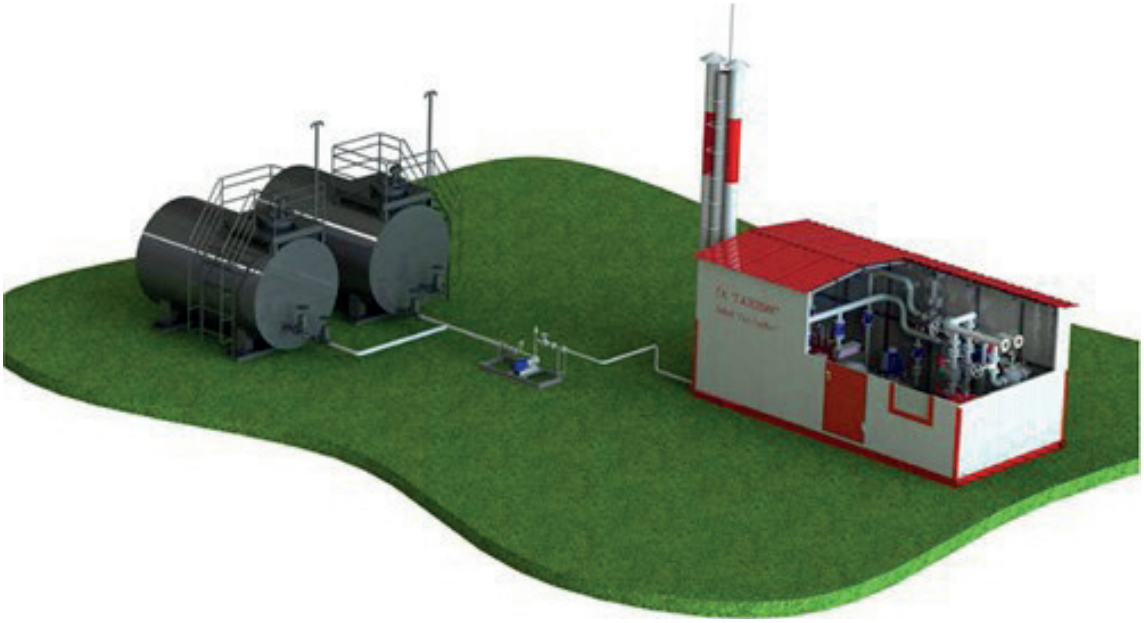


Рисунок 9-1 – Схема котельной с резервным дизельным топливом

В котельных установках, использующих СУГ, емкости для хранения топлива расположены ниже уровня поверхности земли. Обязательными элементами оборудования котельной в случае использования СУГ являются технологическая обвязка емкостей, насосная группа, испарительная и смесительная системы, часто объединенные в один блок. Паровая фаза СУГ к горелкам котельной подается по термоизолированным трубопроводам.

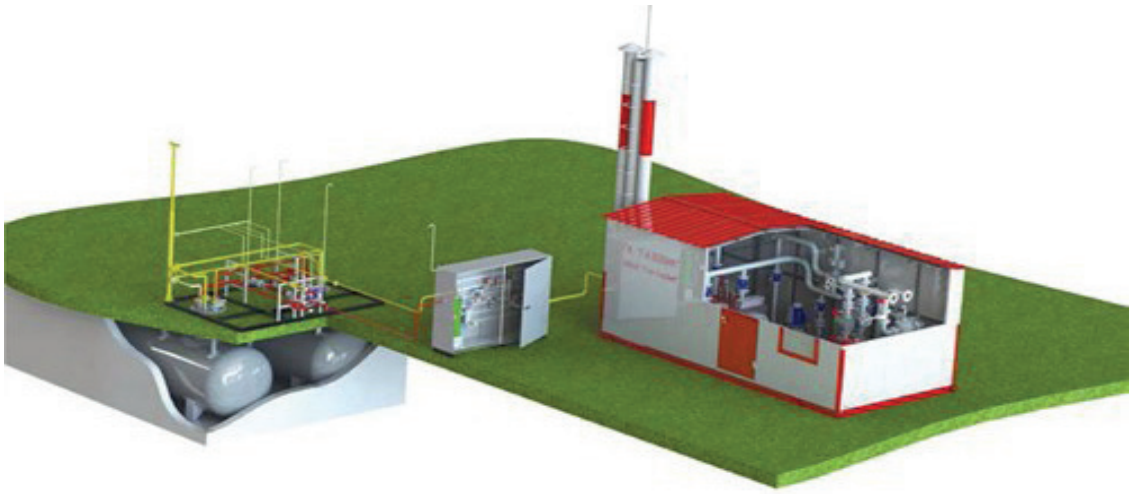


Рисунок 9-2 – Схема котельной с резервом топлива СУГ

Рассмотрим дизельное топливо и СУГ с точки зрения объема и стоимости суточного потребления при максимальной загрузке котлов в расчете на 1 МВт, условно приняв равными КПД котлов, стоимость оборудования, монтажа и эксплуатации котельных одинаковой мощности с резервом в виде дизтоплива и СУГ. В качестве СУГ будем рассматривать пропан-бутановую смесь марки ПБТ с содержанием пропана не более 60% по ГОСТ 52087.

Существует несколько подходов и методов экономической и экологической оценки перехода котельных с дизельного топлива на СУГ, которые включают в себя исходные данные по качеству топлива, стоимостные характеристики топлива, КПД котлоагрегатов и т.д. Для примера приведем один из них:

Суточное потребление топлива рассчитывается по следующей формуле:

$$V_{т.с.} = \frac{P_н \times 24}{КПДк \times Q_в}, \text{ где} \qquad (9\text{-}1)$$

$V_{т.с.}$ – суточный объем потребления топлива (л; м^3);

$P_н$ – номинальная мощность котельной (кВт);

КПДк – коэффициент полезного действия котлов;

$Q_в$ – удельная теплота сгорания топлива на расчетную единицу (л; м^3).

При КПД$_к$ = 0,95, удельной теплоте сгорания дизтоплива 11,9 кВт/л, удельной теплоте сгорания смеси СУГ равной 12,5 кВт/кг, соотношении «масса/объем» 1,76 (коэффициент плотности СУГ марки ПБТ = 0,568, температура = 0ºС) получаем результаты, приведенные в таблице ниже в условных единицах.

Вид топлива	$V_{т.с.}$, л	Среднерыночная оптовая стоимость, у.е./л	Стоимость потребления топлива, у.е./сут.
Дизельное топливо	2123	31,61	67106,50
СУГ	3557	11,10	39483,00

Данные таблицы говорят о том, что при равных условиях использование СУГ в качестве топлива котельной выгоднее в 1,7 раз, и чем больше объем использования топлива, тем выше экономия. При этом не учитывается стоимость подогрева емкостей с запасом дизельного топлива, которая может быть весьма высокой. Впрочем, в холодное время чаще всего такой подогрев вовсе не осуществляется, из-за чего запуск резервной системы питания в холодное время фактически невозможен.

Кроме цены, СУГ обладает и рядом других преимуществ в сравнении с дизельным топливом.

Кроме того, в сравнении с дизтопливом СУГ имеет ряд других преимуществ:

• жидкая фаза СУГ, имея те же основные физические свойства жидкости, что и дизтопливо, тем не менее не подвержена существенному повышению вязкости в условиях низких температур (что негативно сказывается на транспортировке дизтоплива от внешнего хранилища к горелкам), так как в котельную подается ее паровая фаза

• обеспечивается возможность автоматического перехода с основного топлива на резервное, отсутствует необходимость применения более дорогих комбинированных горелок в котлах для возможности сжигания как газообразного, так жидкого топлива

• уменьшается стоимость строительства модуля за счет отсутствия вспомогательного помещения (что бывает необходимо в случае размещения емкостей хранения дизтоплива внутри помещения котельной)

Не стоит также забывать и про экологию. Сжигание дизельного топлива влечет за собой несоизмеримо большие выбросы сажи, окислов серы и окислов азота, нежели сжигание СУГ.

Также нужно учитывать, к сожалению, типичную для СНГ ситуацию с воровством солярки. Дизтопливо списывается и продается, а вырученные деньги – присваиваются. Украсть и реализовать на черном рынке СУГ значительно сложнее.

Не менее важным является аспект, связанный с возможностью более рационального управления лимитами потребления сетевого природного газа. СУГ позволяет более гибко применять в течение отопительного периода так называемую «броню газопотребления», то есть минимальный объем потребления газа, необходимый для безаварийной работы технологического оборудования, при условии максимального использования резервных видов топлива.

Наиболее перспективным применение СУГ в качестве резерва видится в следующих случаях:

• при модернизации существующих котельных коммунально-бытовых объектов для создания резервного или аварийного запаса топлива

• при строительстве новых объектов в условиях ограниченных лимитов на природный газ, а также при гарантированной перспективе роста потребления тепла и горячей воды в будущем

Устойчивое повышение цен на жидкие углеводороды на внутреннем рынке, их зависимость от ситуации на мировых торговых площадках, а также прогнозируемый к 2020 году двукратный по отношению к сегодняшнему дню рост рынка внутреннего потребления делают концепцию применения СУГ в качестве резервного топлива наиболее перспективной.

В первую очередь, жидкая фаза СУГ при схожих с дизельным топливом физических свойствах в условиях низких температур не становится более вязкой, так как в котельную подается ее паровая фаза.

Во-вторых, как уже упоминалась, благодаря идентичности свойств топлив, обеспечивается возможность автоматического перехода на резервное топливо с основного.

Также не требуется использование дорогих комбинированных горелок, как в случае, когда нужна возможность сжигания как газообразного, так и жидкого топлива.

За счет отсутствия необходимости строительства вспомогательного помещения уменьшается стоимость модуля котельной.

Дизельное топливо при сгорании выбрасывает большое количество окислов серы и азота, сажи. При сжигании SNG вредных веществ в атмосферу выбрасывается куда меньше, что делает его применение намного более экологичным. Что снижает выплаты за выбросы вредных веществ, пример расчета ниже:

2. Расчет эколого-экономических показателей использования СУГ в качестве топлива

Ущерб от воздействия атмосферных загрязнений на состояние окружающей среды и экономики регионов, а также отдельных природопользователей проявляется в повышении заболеваемости населения, в негативных последствиях загрязнения водных ресурсов и почв атмосферными выпадениями, снижении урожайности сельскохозяйственных культур, снижении биопродуктивности природных комплексов, преждевременном износе основных фондов и покрытий, влекущем дополнительные затраты на их ремонт, а также дополнительных затратах на очистку территорий, стирку одежды и т.д.

Предотвращенный экологический ущерб от выбросов загрязняющих веществ в атмосферу представляет собой оценку в денежной форме возможных отрицательных последствий от выбросов загрязняющих веществ, которых в рассматриваемый период времени удалось избежать в результате деятельности природоохранных органов, проведения комплекса воздухоохранных мероприятий, реализации природоохранных программ.

Укрупненная оценка величины предотвращенного ущерба от выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух может проводиться как для одного крупного источника или группы оцениваемых источников, так и для региона в целом.

При укрупненных оценках предотвращенного ущерба (либо оценке прогнозируемой величины предотвращенного ущерба) для территории в целом в качестве оцениваемой группы источников могут рассматриваться все источники в данном городе, регионе, рассматриваемые как единый «приведенный» источник. В этих случаях для определения величины предотвращенного ущерба предлагается использовать усредненные расчетные значения экономической оценки ущерба на единицу приведенной массы атмосферных загрязнений (удельные ущербы) для основных экономических районов РК.

Приведенная масса загрязняющих веществ

Оценка величины эколого-экономического ущерба от загрязнения окружающей среды проводится по следующей формуле:

У = У уд * å Мп * Кэ , (10-1)

Где:

Ууд – показатель удельного ущерба атмосферному воздуху или водным ресурсам, наносимого единицей приведенной массы загрязняющих веществ в рассматриваемом регионе (***Ууд = 53,2 руб./усл.т.*** региона);

Кэ – коэффициент экологической ситуации (для РК ***Кэ = 1,6*** для атмосферного воздуха);

Мп – приведенная масса загрязняющих веществ, т.

Приведенная масса загрязняющих веществ рассчитывается по следующей формуле:

i

М = å ***mi kэi ,*** (10-2)

1

Где:

mi – масса ***i***-го загрязняющего вещества, т;

kэi – коэффициент эколого-экономической опасности для ***i***-го загрязняющего вещества.

Расчет приведенной массы загрязняющих веществ приведен в табл. 2.

У1 = 53,2 * 0,3798499 * 3,6 * 1,6 = 581,991 тыс. р.;

У2 = 53,2 * 0,1486245 * 3,6 * 1,6 = 45,5433 тыс.

Предотвращенный ущерб рассчитывается по следующей формуле:

Упр = У1 – У2, (10-3)

Где:

У1 – эколого-экономический ущерб до внедрения ПОМ;

У2 – остаточный эколого-экономический ущерб.

Упр = 581,991 – 45,5433 = 536,4477 тыс. р.

Еще СУГ труднее реализовать на черном рынке, чем дизельное топливо, так что его применение уменьшит хищение топлива недобросовестными работниками, и, соответственно, увеличит экономию.

Не менее важным является аспект, связанный с возможностью более рационального управления лимитами потребления сетевого природного газа. СУГ позволяет более гибко применять в течение отопительного периода так называемую «броню газопотребления», то есть минимальный объем потребления газа, необходимый для безаварийной работы технологического оборудования, при условии максимального использования резервных видов топлива.

Наиболее перспективным применение СУГ будет:

• при модернизации котельных коммунально-бытовых объектов для создания резервного или аварийного запаса топлива;

• при строительстве новых объектов в условиях ограниченных лимитов на природный газ, а также при гарантированной перспективе роста потребления тепла и горячей воды в будущем.

Зависимость цен на жидкие углеводороды от ситуации на мировых торговых площадках; их рост на внутреннем рынке; прогнозируемый на 2020 год двукратный рост рынка внутреннего потребления - все это явно указывает на перспективность использования СУГ в качестве резервного топлива.

Конкретные расчеты эколого-экономической оценки котельных ТОО «Каратау» с дизельного топлива на СУГ приводятся ниже и основываются на исходных данных полученных от ТОО «Каратау».

3. Котельные ТОО «Каратау»

№	Виды	Характеристика		
Котельная №4 (общежитие)				
1	Наименование котла	Viessmann, 150 кВт		
2	Количество котлов	2 ед.		
3	Вид котла (паровый/водогрейный)	Водогрейный		
4	Вид топлива	Дизельное топливо		
5	Объем топливной емкости	1х5м3		
	Среднегодовой расход диз топлива (литры)	2013 г	2014 г	2015 г
		89 497	109 714	96 090

Котельная №5 (гостинично-бытовой комплекс)				
1	Наименование котла	Viessmann, 500 кВт		
2	Количество котлов	2 ед.		
3	Вид котла (паровый/водогрейный)	Водогрейный		
4	Вид топлива	Дизельное топливо		
5	Объем топливной емкости	2х5м3		
	Среднегодовой расход диз топлива (литры)	2013 г	2014 г	2015 г
		115 845	149 705	133 086
Котельная №6 (спортивный комплекс и коттеджи)				
1	Наименование котла	Viessmann, 780 кВт		
2	Количество котлов	2 ед.		
3	Вид котла (паровый/водогрейный)	Водогрейный		
4	Вид топлива	Дизельное топливо		
5	Объем топливной емкости	2х10м3		
	Среднегодовой расход диз топлива (литры)	2013 г	2014 г	2015 г
		159 138	198 448	157 395
Котельная №1 (цех по переработке продуктивных растворов)				
1	Наименование котла	Viessmann, 1350 кВт		
2	Количество котлов	1 ед.		
3	Вид котла (паровый/водогрейный)	Водогрейный		
4	Вид топлива	Дизельное топливо		
5	Объем топливной емкости	1х25м3		
	Среднегодовой расход диз топлива (литры)	2013 г	2014 г	2015 г
		275 647	278041	255 667
Котельная №2 (аффинажное производство)				
1	Наименование котла	Viessmann, 2000 кВт		
2	Количество котлов	2 ед.		
3	Вид котла (паровый/водогрейный)	Водогрейный		
4	Вид топлива	Дизельное топливо		
5	Объем топливной емкости	2х10м3		
	Среднегодовой расход диз топлива (литры)	2013 г	2014 г	2015 г
		224 831	217 036	195 585
Котельная №3 (физико-химическая лаборатория и хоз.бытовой комплекс)				
1	Наименование котла	Viessmann, 1120 кВт		
2	Количество котлов	2 ед.		
3	Вид котла (паровый/водогрейный)	Водогрейный		
4	Вид топлива	Дизельное топливо		
5	Объем топливной емкости	2х10м3		
	Среднегодовой расход диз топлива (литры)	**2013 г**	**2014 г**	**2015 г**
		209 597	238 073	198 596

Сравнение технико-экономических показателей работы котельных при использовании СУГ и дизельного топлива.

Условие, при котором будет вестись расчет – отопительный сезон полгода (180 суток).

Рассмотрим сравнение технико-экономических показателей работы котельной мощностью 2,2 МВт при использовании различных видов топлива (дизельное топливо, СУГ).

· Количество котлоагрегатов – тринадцать, суммарная теплопроизводительностью 11,57 МВт. Среднегодовой расход ДТ – 931,291 тонн/год (Данные Заказчика таблица I (актуальные данные)) При этом в соответствии с таблицей II расход ДТ – 797 тонн/год.

· Общая мощность котельных: ***11 570 кВт = 9 948 406 ккал/час.***

Расчетные данные расхода по различным видам топлива.

Вариант 1 – жидкое (дизельное) топливо

Теплота сгорания – 10 180 ккал/кг, КПД ***= 95%.***

Часовой расход топлива с учетом КПД составит:

9 948 406 / (10180 * 95%) = 1028 кг/ч.

Суточный расход:

1028 * 24 = 24688 кг/сут.

Расход топлива на отопительный сезон:
24 688 * 180 = 4 443 840 кг/сезон.(5 290 286 литров, при плотности 0,84)
Вариант 2 – СУГ
Теплота сгорания: 23 000 ккал/м3, КПД= ***95%.***
Вес 1 м3 паровой фазы – 2,18 кг; вес 1 м3 жидкой фазы – 550 кг.
В 1 м3 жидкой фазы содержится 252 м3 паровой фазы.
Часовой расход п.ф. с учетом КПД составит:
9 948 406 / (23 000 * 95%) = 455,3 м3/ч.
Суточный расход п.ф.:
455,3 * 24 = 10 927 м3/сут.
Расход п.ф. на отопительный сезон:
10927 м3/сут * 180 = 1 966 916 м3.
Расход жидкой фазы за сезон:
1 966 916 / 252 * 550 = 4 292 872 кг/сезон (7805 куб. метров жидк. фазы)

Расчет затрат на топливо тринадцати котлов водогрейных мощностью 11,57 МВт, в зависимости от различных видов топлива.

Вывод: экономия от использования СУГ – в 1,65 раза за счет высоких потребительских свойств и теплотворной способности пропан-бутановой смеси.

Величины сравнения технико-экономических показателей

Вид топлива	Ед. изм.	Расход топлива за сезон	Цена топлива, тенге/единицу	Итого затраты на топливо, тыс. тенге за сезон
Диз.топливо	литры	5290286	143,5*	759 156,0
СУГ	м3 ж.ф.	7805	59 000**	460 508
Разница				**298 648**

* - средневзвешенная отпускная цена летнего и зимнего дизельного топлива на текущий момент. (данные ТОО «Каратау»)

** текущая отпускная цена за куб. метр жидкой фазы СУГ.

Кроме того, ниже приводятся таблицы расчета экономии по экологической составляющей.

Расчет выброса загрязняющих веществ при сжигании топлива в котлах производительностью до 30 т/ч.

Название объекта: котельная на дизельном топливе.

При годовом расходе дизельного топлива – 4 443 840 кг/сезон.

МРП по РК на 2017 год – 2269 тенге.

Выброс источника

Наименование выброса	Валовой выброс, т / год
Азота диоксид	0,04216
Азот (II) оксид (Азота оксид)	0,003205
Углерод черный (Сажа)	0,0077636
Серы диоксид	0,002347
Углерода оксид	0,5866
Бенз/а/пирен (3, 4-Бензпирен)	0,000000000251

Расчет платы за выбросы загрязняющих веществ

Наименование выброса	Валовой выброс, т / год	Норматив платы за выброс 1 т в ПДВ тнг.	Плата от стационарных источников, тнг.
Азота диоксид	0,04216	20 МРП	1913,2
Азот (II) оксид (азота оксид)	0,003205	20 МРП	145,4
Углерод черный (сажа)	0,0077636	24 МРП	423,5
Серы диоксид	0,002347	20МРП	106,5
Углерода оксид	0,5866	0,32 МРП	425,9
Бенз/а/пирен (3, 4-бензпирен)	0,000000000251	???	???
Итого	-	-	3014,5

Расчет выброса загрязняющих веществ при сжигании топлива в котлах производительностью до 30 т/ч.

Название объекта: котельная на СУГ.

При годовом расходе СУГ – 4 292 872 кг/сезон.

Выброс источника

Наименование выброса	Валовой выброс, т / год
Азота диоксид	0,03169
Азот (II) оксид (Азота оксид)	0,002016
Углерода оксид	0,5305
Бенз/а/пирен (3, 4-Бензпирен)	0,0000000001845

Расчет платы за выбросы загрязняющих веществ

Наименование выброса	Валовой выброс (т/год)	Норматив платы за выброс 1 тн. в ПДВ тнг.	Плата от стационарных источников, тнг.
Азота диоксид	0,03169	20	1438,1
Азот (II) оксид (азота оксид)	0,002016	20	91,5
Углерода оксид	0,5305	0,32	385,2
Бенз/а/пирен (3, 4-бензпирен)	0,0000000001845	???	???
Итого	-	-	1914,8

Вывод: из вышеприведенных расчетов следует, что при сравнении двух видов топлива для котельной, наиболее экологичным является СУГ.

В ходе проведенного анализа и расчетов можно сказать, что использование резервуарных теплоэнергетических установок с применением сжиженного углеводородного газа в качестве топлива является одним из перспективных путей снижения количества затрат на производство тепловой энергии. Как уже было сказано, отличительной чертой данных котельных установок является отсутствие подходящего газопровода и использование резервуаров для хранения СУГ.

Итоговая экономия **298 648 тыс. тнг +** (3014,5 - 1914,8) = **298 649,1** тыс. тенге

Учитывая, что результата ПСД проекта газификации (сметная стоимость) еще нет, то, основываясь на предварительной оценке специалистов ТОО «Каратау» по затратам на проект в целом:

Кмвт = Соб + 0,1 С + (0,7) Соб + (0,1) Соб, тенге.

90+0,1*25+0,7*90+0,1*90=187 млн тенге.

Стоимость оборудования (Соб) определяется согласно договорным ценам;

Стоимость проектных работ С;

Стоимость строительно-монтажных работ (при реконструкции котельной) – 70% от стоимости основного оборудования;

Стоимость пуско-наладочных работ – 10% от стоимости оборудования.

Капиталовложения в проект (Кмвт)

Срок окупаемости реализованного проекта составит:

Срок = Кмвт / ААА , лет

187000000/298649100= **0,63** года, где:

Кмвт — капиталовложения в мероприятие, тенге;

ААА — разность в стоимости сжигаемого топлива за год плюс разность экологической составляющей тенге.

Заключение

Из вышеприведенного обзора использования дизельного топлива и сжиженного углеводородного газа (СУГ) в качестве топлива для котельных ТОО «Каратау» можно сделать выводы:

1. С точки зрения экологической составляющей использование СУГ в качестве топлива более экологичное и наносит меньший урон окружающей среде.
2. Валовый выброс вредных веществ при сжигании СУГ в 1,55 раза меньше, чем при сжигании

дизельного топлива. При этом в выбросах совершенно отсутствуют такие компоненты как сажа (углерод черный) и диоксид серы – наиболее вредные для человека и окружающей среды.

3. СУГ более технологичен и практичен с точки зрения его использования, не загрязняет площади и рабочие места.

4. СУГ имеет бÓльшую стабильность – это способность сохранять заложенные свойства в допустимых пределах, как при эксплуатации, так и при хранении топлива. Не подвергается физическим и химическим (окисление) процессам, не засоряется водой и механическими примесями, не требует подогрева в холодный период времени года.

5. СУГ характеризуется бÓльшей удельной теплотворной способность по сравнению с дизельным топливом.

6. Затраты при использовании СУГ в качестве топлива (расчет сделан без учета транспортных затрат на СУГ и дизельное топливо) на 298 млн. тенге меньше, чем на дизельное топливо.

7. СУГ для ТОО «Каратау» будет основным топливом, при этом дизельное топливо останется и должно остаться, но уже в качестве резервного топлива.

8. Снизятся выплаты в бюджет за выбросы в окружающую среду в 1,5 раза. Суммы хоть и не значительные, но главное – ущерб окружающей среде будет меньше.

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ПРОДУКТА ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ДО ПОЛУЧЕНИЯ ТОВАРНОГО ДЕСОРБАТА НА ОСНОВЕ РАСЧЕТОВ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ В ЦППР РУДНИКА «ХОРАСАН-1»

Айдуйсенов Б.А.
ТОО «СП «Хорасан-U» (Хорасан-У), г. Кызылорда, Казахстан

Одной из важных цифровых инициатив, поддерживающей направление по улучшению АСУТП, является полный и прозрачный контроль процессов, происходящих на каждом переделе переработки урансодержащих растворов в ЦППР рудника. Для реализации данной инициативы в 2021 году был разработан и внедрен программный продукт расчетов математического моделирования процессов в ЦППР.

До внедрения программного продукта технологический персонал рудника тратил свое время и **вручную производил расчеты в таблицах MS Excel**, данные с АСУТП вводились вручную, **отсутствовало оперативное реагирование** на нарушения технологических режимов в процессах колонн. Отсутствовала история по ключевым параметрам техпроцессов. Персонала **с опозданием** на возникновение нарушений техрежимов **без возможности прогнозирования** поведения технологического процесса.

Цель и актуальность:

В ТОО «СП Хорасан-U» (Хорасан-У)» работы направлены на улучшение АСУТП и оптимизацию производства путем цифровизации технологических процессов. Основная цель переработки урансодержащих растворов направлена на наиболее полное извлечение урана сорбционным насыщением на сильноосновных анионитах при максимальной экономической рентабельности.

Для увеличения коэффициента извлечения полезного компонента есть возможность в разработке программного обеспечения с использованием передовых технологии вкупе с теоретическими знаниями и математического моделирования технологического процесса. Такой продукт позволит проводить полный анализ протекающих процессов для определения узких мест, экономии химических реагентов и электроэнергии, оптимизации труда рабочего персонала.

Задачи: Обеспечение решения следующих задач:

- Составление расчетов проходящих процессов на разных переделах переработки продуктивных растворов.
- Систематизация работы ЦППР.
- Проведение мониторинга данных производственных процессов переработки урана до готовой продукции.
- Прогнозирование выхода готовой продукции на базе входных данных.
- Автоматизирование отчетности.

Характеристика объекта:

Объект автоматизации: технологический процесс переработки ПР в ЦППР с его переделами (сорбция, промывка, донасыщение, десорбция, денитрация).

Вход: Объемы продуктивных растворов, данные химических анализов.

Выход: товарный десорбат.

Функции: расчет предполагаемых «действий» технолога или мастера смены ЦППР для получения требуемого количества и/или качества конечного продукта (ТД).

В результате внедрения программного продукта Товарищество получило возможность вести посуточный контроль незавершённого производства в колоннах. Неотъемлемой частью программного комплекса является моделирование процессов, происходящих в колоннах. Моделирование процессов помогает оператору наиболее точно и оперативно управлять технологическим процессом для выделения наибольшего количества металла из смолы. Мнемосхемы позволяют отслеживать, как текущие показатели, так и исторические производственные показатели для проведения аналитики.

Все параметры колонн ЦППР выведены на общий экран в Web портале программного продукта. Если существует нарушение технологического режима в колонне, то она подсвечивается «красным» цветом. Кроме того, у каждой колонны подсвечиваются ключевые параметры. Если параметр в норме, то он «зеленого» цвета. При клике на колонну, отображается экран с параметрами по выделенной колонне и результат математического моделирования ключевых параметров колонн. **Если какой-либо**

из параметров или все параметры выходят за нормативные диапазоны, то программный продукт выводит заданные риски и рекомендации.

Под выражением «действия» подразумевается, например, корректировка подачи объёма продуктивного раствора в СНК, время подачи, определение давлении подачи ПР на СНК, объем и время загружаемой отрегенированной смолы и выгружаемой насыщенной смолы с колонны СНК, определить общее время работы одного цикла, далее определить конкретную колонную СДК, куда будет загружаться насыщенная смола. Для этого в программном продукте при неблагоприятном прогнозе выводятся риски возникновения нештатной ситуации на 30 часов вперед и рекомендации по устранению проблем по ключевым параметрам колонн. У каждой колонны выведены 9 ключевых параметров.

Ручной ввод данных неавтоматизированных технологических объектов и качества

Мониторинг технологических процессов ЦППР рудника Данная функция реализована в составе подсистемы представления данных. Мониторинг технологических процессов в реальном масштабе времени осуществляет следующее функции: − оперативную визуализацию состояния технологического процесса в режиме реального времени; − возможность оперативного анализа любых показателей технологического процесса в форме мнемосхем и трендов производственных участков, технологами и руководством; − мониторинг поступления сырья на технологический объект: мгновенное значение, интегральное за сутки и месяц. Накопительные значения поступают из АСУТП или рассчитываются в БДРВ; − мониторинг вырабатываемой продукции на каждом технологическом объекте (мгновенное значение, интегральное сутки, месяц); − посуточные значения НЗП; − выдача рекомендация и рисков по производственным процессам для оператора;

Данная Система обеспечит:

 Единый прозрачный алгоритм формирования агрегированных и согласованных показателей работы ЦППР по измеренным данным

 Получение сбалансированных показаний расходов материальных потоков с учетом текущего метрологического обеспечения и модернизации измерительной системы

 Расчет не измеряемых материальных потоков

 Единый достоверный набор данных для формирования оперативной отчетности, все службы рудника данные получают из единого источника. Исключаются конфликты между подразделениями рудника.

 Простой, оперативный и «тонкий» Web-доступ к измеряемым и расчетным параметрам по колонам ЦППР для всех заинтересованных специалистов и руководства рудника: суточные НЗП, отклонение суточного НЗП от контрольного замера НЗП, пересчет из объемных в массовых показателей суточные и с начала месяца (СНК - металл в ПР, металл в ВР; СДК – расход ДР, выпуск ТД, расход МД, ДНК – подача ДН и выход МД), подсчет количества запусков процесса в колоннах СНК, СДК, выход металла на смоле в СНК за сутки и сначала месяца, пересчет уровней продукта в колоннах в объем, вывод концентрации, pH по ёмкостям с реагентами и т.д.

 Результаты математического моделирования поведения ключевых параметров колонн на 30 часов вперед от текущего времени

 Web-представление результатов расчета математического моделирование в колонне: вывод сообщений по рискам и рекомендациям контроля технологического режима и основных параметров колонны

Анализ технологических параметров:

Разработанная система позволяет отображать информацию за любые прошедшие сутки, с момента запуска системы, что позволяет быстро и своевременно производить анализ данных через Web-представление. Дополнительным инструментом для анализа данных является вывод любых технологических параметров представленных в системе на исторических тренд, который позволяет производить сравнение технологических параметров между собой и анализировать занижения за любой выбранный временной отрезок.

Анализ рисков в ведении технологического процесса:

Система будет оперативно сигнализировать о выходе за установленные нормы технологических параметров, что свидетельствует о нарушении ведения технологического процесса. На общей мнемосхеме ведется контроль за технологическим процессом, при регистрации выхода технологического параметра за норму, соответствующая колонна подаст сигнал (цвет колонны изменится на красны). Оператор в Web-представлении может зайти в колонну и увидеть рекомендации и риски по технологическому процессу, а так же поведение (прогноз) технологических параметров. На примере видно, что ведущий параметр –

Подача ПР вышел за нормы технологических границ, система построила прогноз на зависящие параметры от Подачи ПР, а именно на Концентрацию ПР и НЗП, два нижних тренда показывают, как будет развиваться процесс в колонне.

Преимущества математического моделирования:

• Возможность исследования объекта без модификации установки или аппарата;

• возможность исследования каждого фактора в отдельности, в то время, как в реальности они действуют одновременно;

• возможность исследования нереализуемых на практике процессов.

В состав программного продукта входит:

1. Инфраструктура:

a) центральный вычислительный сервер;

b) модуль вычислений на базе математической модели;

c) программное обеспечение для вычислительного сервера, основанное на клиент-серверной технологии (Веб-сервисов);

d) база данных для хранения исторической информации;

e) система безопасности (авторизованный доступ к информации, шифрование трафика);

f) предоставление отчетов по локальной сети для пользователей в соответствии с их уровнем доступа;

2. Эксплуатация:

a) ввод лабораторных данных на различных этапах производства готовой продукции;

b) снятие показаний ПР, ВР, десорбирующего и денитрирующего раствора, объём технической воды для промывки, объем серной кислоты и аммиачной селитры;

c) расчет оптимальных объемов технологических растворов, химических реагентов и расходных материалов, необходимых для увеличения выпуска готовой продукции;

3. ЦППР: данные по переработке (сорбция/ десорбция/ донасыщения/ денитрации/ отмывка) до выпуска готовой продукции.

4. Отчетность:

a) часовая, ежедневная, еженедельная, месячная, квартальная и годовая для всех вышеперечисленных подразделений предприятия и руководства;

b) рекомендации для операторов и аппаратчиков.

Результат внедрения программного продукта позволяет:

1. Проводить расчеты химических процессов, протекающих во всех переделах переработки урансодержащего раствора (с определением объемов и масс каждого активного элемента в химических реагентах);

2. устранить или оптимизировать человеческое присутствие в различных расчетах технологического процесса;

3. проводить расчет расходов химических реагентов и материалов для получения качественного продукта;

4. получать рекомендации по снижению норм расходов химических реагентов в процессе получения товарного десорбата;

5. вести электронную базу данных с актуальными данными;

6. выгружать все формы отчетностей за требуемый период времени;

7. создать интуитивно понятный интерфейс, удобный для работы конечным пользователем;

8. иметь возможность интеграции с другими производственными базами данных;

9. интегрировать с WinCC;

10. создать разно уровневый доступ по подразделениям предприятия и по организационной структуре предприятия.

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ОТХОДОВ УРАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ОТРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ КАРЬЕРОВ

[1]Нуранбаева Б.М., [2]Берикболов С.Б.
[1]Caspian University, г. Алматы, Казахстан
[2] АО «Волковгеология», г. Алматы, Казахстан

Казахстан является одной из ведущих стран по добыче и переработке урана.

Известен способ разработки хвостохранилищ, включающий определение минимального размера гранул и плотности руды, поверхностное натяжение выщелачивающего раствора и краевой угол смачивания. Недостатком аналога является низкая эффективность, обусловленная формированием гранул определенных размеров. На практике формировать гранулы только определенных размеров весьма сложно. В результате этого сформированная куча из материалов хвостохранилища не достигает параметров, позволяющих эффективно ее выщелачивать, а приведенный способ относится к горной промышленности, а именно к выщелачиванию забалансовых и труднообогатимых руд из отвалов, а также хвостохранилищ [1].

Также предложен способ переработки руд, включающий отсыпку руды в кучу, определение высоты и пористости кучи, коэффициента, учитывающего динамику процесса, плотности выщелачивающего раствора и ее содержание в капиллярных порах, содержания фракции 0-1 мм в руде и ее максимальную молекулярную влагоемкость, определение высоты кольматационного слоя и содержания в ней фракции 0-1 мм, а также плотности руды [2].

Недостатком этого способа является низкая эффективность из-за отсутствия способа интенсификации процесса выщелачивания. Выщелачиваемая руда обволакивается раствором и из-за этого температура руды и раствора приобретают значение, соответствующее условиям выщелачивания. Это обстоятельство ухудшает теплообмен в руде и растворе, что приводит к ухудшению процесса окисления руды и тем самым снижению эффективтивности выщелачивания. Кроме того, формирование кучи в открытом пространстве создает проблему захоронения отходов выщелаченной руды.

Цель данной работы является повышение эффективности выщелачивания и захоронения отходов выщелачивания и переработки ядерной технологии.

В предлагаемом способе переработки руды, включающем определение высоты и пористости кучи, плотности и минимального размера гранул руды, коэффициента, учитывающего динамику процесса, содержания фракции 0-1 мм в руде и ее максимальную молекулярную влагоемкость, высоты кольматационного слоя и фракции 0-1 мм, поверхностного натяжения выщелачивающего раствора и краевого угла смачивания, отличающийся тем, что с целью повышения эффективности выщелачивания руды и захоронения отходов выщелачивания и переработки атомной промышленности, кучи формируют в пространстве отработанных карьеров, путем перемешивания объема руды ($V_р$) с объемом радиоактивных отходов урановой промышленности (породы, пульпы и т.д.) ($V_{ро}$) в соотношении $\frac{V_p}{V_{po}}$ =3, с последующим покрытием всех сторон поверхности кучи радиоактивными отходами урановой промышленности.

В отличие от приведенных способов, в предлагаемом способе осуществляется перемешивание выщелачиваемой руды с радиоактивными отходами (порода, пульпа и т.д.), что позволит повысить температуру и теплообмен между раствором и выщелачиваемой рудой, что в свою очередь приводит к интенсивному окислению руды, а, следовательно, к увеличению выхода в раствор полезных компонентов. Для увеличения теплообмена в куче ее поверхность так же покрывается радиоактивными отходами атомной промышленности. Все это приводит к повышению эффективности выщелачивания. Кроме того, для исключения появления новых отходов выщелачивания предлагается формировать кучи в отработанных карьерах для последующего их захоронения.

Предлагаемый способ выщелачивания осуществляется следующим образом. Способ выщелачивания реализовывался на моделях в лабораторных условиях. Для этого необходимо провести гранулометрический анализ подвергаемой руды предлагаемому способу выщелачивания. Гранулометрический анализ осуществляется весовым методом с определенным объемом руды. Объем руды обосновывается методом выборки для обеспечения репрезентативности модели. Гранулометрический состав выщелачиваемой руды представлен в таблице1.

Таблица 1 – Гранулометрический состав выщелачиваемой руды

№ п/п	V, м³ объем	Гранулометрический состав руды, %				
		0-0,20 м	0,21-0,40 м	0,41-0,60 м	0,61-0,80 м	0,81 м
1	7,7	50,2	21,5	13,4	12,6	2,2
2	8,1	53,1	22,2	12,7	10,4	1,5
3	9,0	55,5	21,5	12,5	8,7	1,7
4	7,0	56,6	21,7	11,7	7,6	2,3
5	10,2	57,4	20,6	13,4	7,3	1,2
6	9,5	47,4	19,4	15,9	15,0	2,2
7	8,5	52,5	21,0	12,3	11,7	2,4

Как видно из таблицы 1, основную долю составляет фракция 0-0,20м. Эту фракцию следует подвергнуть более детальному гранулометрическому анализу на ситах весовым методом. Результаты гранулометрического анализа фракции 0-0,20 м представлены в таблице 2. Причем эту фракцию берем, как сто процентов и определяем остальные фракции.

Таблица 2 – Гранулометрический состав руды фракции 0-0,20 м

Номер фракции	Интервал фракции, мм	1	2	3	4	5	6	7
		φ	φ	φ	φ	φ	φ	φ
1	0-1,0	4,5	4,3	5,2	5,0	3,7	3,5	4,1
2	1,0-2,5	6,0	5,8	6,5	6,1	7,0	6,9	6,0
3	2,5-5,0	7,3	7,5	6,9	8,0	7,2	7,5	7,2
4	5,0-7,5	6,4	6,6	7,9	8,5	7,5	8,5	6,9
5	7,5-10,0	7,7	7,3	9,2	8,7	9,3	9,4	7,3
6	10,0-12,5	9,4	9,0	9,6	9,3	9,6	10,4	9,0
7	12,5-15,0	8,9	9,2	10,7	9,5	10,2	9,1	9,2
8	15,0-17,5	9,9	10,0	7,2	8,5	11,0	7,7	9,4
9	17,5-20,0	7,3	6,7	6,5	4,8	4,1	4,5	9,8
10	20,0-30,0	6,5	7,5	7,0	8,5	6,8	6,9	6,7
11	30,0-40,0	5,9	5,5	5,1	4,5	5,3	6,6	7,5
12	40,0-50,0	6,0	5,8	4,9	4,4	5,9	6,8	5,5
13	50,0-100	5,4	5,6	5,1	4,0	4,5	4,0	5,8
14	100-150	4,8	5,0	4,5	5,3	4,7	5,2	3,6
15	150-200	4,0	4,2	3,8	4,5	3,2	3,0	2,0

Для того чтобы создать физическую модель выщелачиваемого объема руды, представим его как несвязную среду с неоднородной пористостью. Представим реальный объем выщелачиваемой руды, состоящий из N фракции. Из этих $N=N–N_1$, крупные фракции, составляющие основной скелет выщелачиваемого объема руды, а N_1 фракции являются заполнителем. Рассматривая соотношение объемов заполнителя, скелета и реального объекта получена взаимосвязь между пористостью заполнителя и реального объекта [1]:

$$m_{N_1} = \frac{m_p}{\varphi_{N_1}} - \sum_{i=1}^{N_1} \varphi_i^{/} \qquad (1)$$

где m_{N_1} - пористость заполнителя, отн. ед.;

m_p - пористость реального объекта, отн. ед.;

$\sum_{i=1}^{N_1} \varphi_i^{/}$- сумма отношений объемов каждой доли фракции заполнителя, которая относится ко всему объему реального объекта, которая следует определять как соотношение:

$$\sum_{i=1}^{N_1} \varphi_i^{/} = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \varphi_i}{\varphi_{N_1}} \qquad (2)$$

здесь φ_1- доля объема каждой фракции заполнителя отнесенная ко всему объему заполнителя, отн.ед.;
φ_N- доля всего объема заполнителя, отнесенная ко всему объему реального объекта, отн.ед.;

Для выбора модели пористость заполнителя вычисляется по формуле (1) используя таблицы 1 и 2. Если пористость заполнителя будет меньше пористости реального объекта, то из выделенной N_1 фракции заполнителя переводим одну или часть одной, или несколько наиболее крупных фракций к скелету реального объекта и продолжаем вычисление до тех пор, пока пористость заполнителя не окажется равной пористости реального объекта $(m_{N_1} = m_p)$. Количество фракции, N_1 при котором $m_{N_1} = m_p$ следует выбрать как модель реального объекта.

В некоторых случаях значение пористости заполнителя N_1 может оказаться больше пористости реального объекта, то в этом случае, добавляя из скелета реального объекта одну или часть одной, или несколько наиболее мелких фракций в предварительно выделенный заполнитель N_1 производим вычисление до тех пор, пока пористость заполнителя не окажется равной пористости реального объекта, т.е. $m_{N_1} = m_p$. Количество фракции N_1 при котором $m_{N_1} = m_p$ следует выбрать в качестве модели для лабораторных исследований.

По этому же принципу подбиралась пористость радиоактивных отходов, с которыми перемешивалась выщелачиваемая руда.

Результаты вычисления пористости модели выщелачиваемой руды и радиоактивных отходов были подвергнуты экспериментальной проверке.

Вычисленная и экспериментальная пористости выщелачиваемого объема вместе с радиоактивными отходами совпадали с относительной погрешностью до 15 %. Можно сделать вывод о том, что таким образом выбранная модель адекватна реальному объекту. Результаты вычисления сведены в таблицу 3.

Как видно из таблицы 3 для руды под номером 10 (по горизонтали) пористость модели (заполнителя) совпадает с пористостью реального объекта. В качестве модели берутся

Таблица 3 – Значение параметров реального объекта и его модели

№ п/п	m_p,м³/м³	$\sum_{i=1}^{10}\varphi_{10}^{/}$	$\sum_{i=1}^{9}\varphi_{i}^{/}$	$\sum_{i=1}^{8}\varphi_{i}^{/}$	$\sum_{i=1}^{7}\varphi_{i}^{/}$	φ_{10}	φ_9	φ_8	φ_1	m_{10}	m_9	m_8	m_7
1	0,26	-	-	0,601	-	-	-	0,300	-	-	-	0,26	-
2	0,27	-	-	0,597	-	-	-	0,320	-	-	-	0,25	-
3	0,25	-	-	0,632	0,560	-	-	0,350	0,310	-	-	0,08	0,25
4	0,25	-	-	0,636	0,551	-	-	0,360	0,310	-	-	0,06	0,26
5	0,25	-	-	0,655	0,545	-	-	0,380	0,310	-	-	0,02	0,26
6	0,27	-	-	0,630	-	-	-	0,300	-	-	-	0,27	-
7	0,26	-	-	0,601	-	-	-	0,310	-	-	-	0,24	-
8	0,24	-	-	0,590	0,513	-	-	0,360	0,320	-	-	0,08	0,24
9	0,29	-	0,697	0,624	-	-	0,290	0,260	-	-	0,30	0,49	-
10	0,25	0,718	-	0,594	-	0,260	-	0,220	-	0,24	-	0,54	-
11	0,24	-	-	0,617	0,519	-	-	0,370	0,310	-	-	0,03	0,25
12	0,24	-	-	0,611	0,512	-	-	0,370	0,310	-	-	0,04	0,26
13	0,26	-	-	0,595	-	-	-	0,310	-	-	-	0,24	-

фракции включительно по десятую в тех же процентных соотношениях, которые приведены в таблице 2, т.е. следующие фракции 0-1,0; 1,0-2,5; 2,5-5,0; 5,0-7,5; 7,5-10,0; 10,0-12,5; 12,5-15,0; 15,0-17,5; 17,5-20,0; 20,0-30,0 (интервалы в мм).

Для руд под номером 9 для лабораторных экспериментов берется 9 фракция из таблицы №2 с пористостью из таблицы №2 m_3=0,30. Для руд под номерами 1, 2, 6, 7 и 13 для лабораторных экспериментов берутся первые 8 фракций с пористостью соответственно из таблицы №2 - 0,26, 0,25, 0,27, 0,24 и 0,24. Для руд под номерами 3, 4, 5, 8, 11 и 12 для лабораторных экспериментов берутся первые 7 фракций с пористостью соответственно из таблицы 3 – 0,25, 0,26, 0,26, 0,24, 0,25 и 0,26.

Таким образом, модель формируется на бетонной плите с отверстием для стока, выщелачиваемого раствора. Бетонная плита является вогнутой, так чтобы раствор вытекал из отверстия.

Модельная куча формировалась таким образом, чтобы отношение объемов руды V_p с объемом радиоактивных отходов V_{po} соответствовало $\frac{V_p}{V_{po}} = 3$, а также поверхность ее покрывалась радиоактивными отходами.

Модельная куча орошалась 2 % раствором серной кислоты. Продуктивный раствор подвергался анализу для выявления в нем содержания полезных компонентов.

Выщелачивание золотосодержащей руды с перемешиванием радиоактивными отходами в объемах с соотношением $\frac{V_p}{V_{po}} = 3$ и с покрытием поверхности радиоактивными отходами позволили увеличение

выхода золота в продуктивный раствор в среднем на 20. Результаты выщелачивания золотосодержащей руды на моделях в лабораторных условиях приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты выщелачивания золотосодержащей руды на моделях в лабораторных условиях

№	Тип руды и радиоактивного отхода	Извлечение *Au* в продуктивный раствор	
		Прототип	Предлагаемый способ
1	Сульфидная руда месторождения Акбакай с содержанием золота 1,6 г/т	75-78	80-85
2	Руда с содержанием золота 2,0 г/т	87-96	93-97

Таким образом, предлагаемый способ выщелачивания руды позволяет повысить эффективность выщелачивания, а также снизить экологическую нагрузку на окружающую среду, за счет одновременного захоронения отходов выщелачивания и атомной промышленности в отработанных карьерах.

Для извлечения золота из продуктивных растворов после выщелачивания руды обычно используют сорбционные технологии, при этом в качестве сорбенты используют дорогосостоящие, вводимые из-за рубежа сорбенты (смола, уголь и др.). Для уменьшения стоимости получения золота из растворов выщелачивания предлагается использовать в сорбционных технологиях отечественные редоксиониты [3].

В связи с этим проведено исследование сорбционной способности новых редокс-полимеров по отношению к ионам золота. Уникальная способность этих соединений к регенерации, обеспечивающая многократное их использование и компенсацию затрат на их получение, делает этот класс высокомолекулярных соединений перспективным.

На основе проведенных исследований нами предлагается следующие технологические схемы извлечения золота (рис. 1).

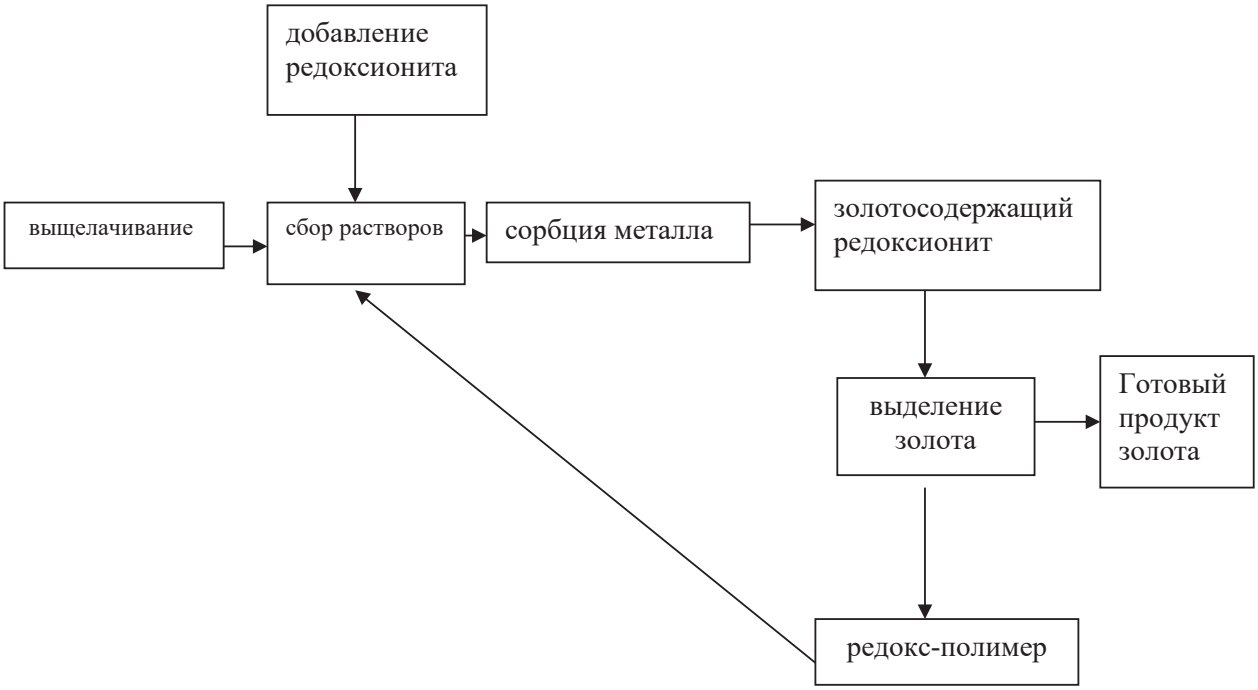


Рисунок 1 – Инновационная технологическая схема сбора растворов с извлечением золота

Перспективность предлагаемой научно-технической работы состоит в разработке отечественных наукоемких технологий по извлечению золота, урана и других металлов из отходов горнодобывающей промышленности, что позволяет решать ряд природоохранных проблем по утилизации отходов, снизить техногенную экологическую нагрузку в районах разработки и переработки полезных ископаемых.

Список использованных источников

1. Инновационный патент. № 23532. Опубл. 05.11.2010г. Способ выщелачивания руды./ Авторы: Ахмеджанов Т.К., Бермухаметов В.А., Аскарова Г.Ш., Берикболов С.Б., Нуранбаева Б.М..

2. Инновационный патент №23531. Опубл. 05.11.2010г. Способ кучного выщелачивания забалансовых и труднообогатимых руд. /Авторы: Ахмеджанов Т.К., Бермухаметов В.А., Аскарова Г.Ш., Берикболов С.Б., Нуранбаева Б.М..

3. Nuranbaeva B.M., Ahmedzhanov T.K. Innovative metod of heap leaching of gold with the use of uranium industty wastes and polymers for sorption of gold ions/ International Journal of Biology and Chemistry 7, №1, 42(2014). P.42- 45.

ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ АКТИВАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНА

Бахир В.М.[1], Бучихин Е.П.[2], Карпенко В.Ю.[3], Козлов И.В.[1], Копбаева М.П.[3], Милютин В.В.[4], Нуралиев Г.О.[5], Принзин Н.А.[3], Сагандыков С.А.[5], Тимаков А.С.[3]

[1]ООО «Институт электрохимических систем и технологий Витольда Бахира», г. Москва, Россия

[2]ОАО ВНИИХТ, г. Москва, Россия

[3]ТОО «Институт высоких вехнологий», г. Алматы, Казахстан

[4]Институт физической химии и электрохимии им. А.Н. Фрумкина Российской академии наук, г. Москва, Россия

[5]ТОО ДП «ОРТАЛЫК» «НАК «Казатомпром», г. Шымкент, Казахстан

Электрохимическая активация – это не только высокоэффективная технология очистки, кондиционирования и безреагентного преобразования воды в функционально полезные растворы различного назначения, но также новая философия сохранения природы и здоровья человека

Доктор технических наук, профессор ТОМИЛОВ А.П. [1]

В представленной цитате Андрея Петровича Томилова емко и лаконично описана сущность и универсальность технологии электрохимической активации. Возможности и потенциал этой технологии, в соответствии с концепцией научно-технического развития Кондратьева Н.Д., можно смело отнести к циклам пятого и шестого технологических укладов, т.е. циклам развития прорывных направлений и становления инновационных ресурсосберегающих производств.

Технология электрохимической активации (ЭХА) является одним из научно-технических направлений прикладной электрохимии, официально признанным ВАК СССР в 1986 году. Сущность технологии ЭХА состоит в электрохимическом синтезе и последующем использовании электрохимически активированных (метастабильных) веществ в различных технологических процессах вместо традиционных химических реагентов. Основным рабочим инструментом этой технологии является диафрагменный электрохимический реактор. В России созданы, разработаны и серийно производятся запатентованные во многих странах универсальные проточные электрохимические модульные реакторы с керамической ультрафильтрационной диафрагмой – элементы МБ (Модули Бахира). Важнейшая деталь диафрагменных реакторов – диафрагма является исключительно химически и механически стойкой, практически «вечной», что позволяет обеспечить ее использование в течение многих лет непрерывной работы без замены, с возможной химической очисткой без разборки реактора. С 1991 по 2021 год было изготовлено более двух с половиной миллионов оригинальных элементов МБ.

В период 1991 – 2010 в России были произведены выше 60 000 электрохимических установок типа «СТЭЛ» для синтеза из воды с небольшим добавлением поваренной соли (менее 5 грамм на литр) экологически чистого высокоэффективного моющего, дезинфицирующего и стерилизующего раствора – Анолита АНК. Лечебные учреждения Москвы, С-Петербурга, многих городов России и зарубежных стран до настоящего времени используют эти установки, хотя на смену им в 2016 году разработаны и производятся в ООО «Институт электрохимических систем и технологий Витольда Бахира» аппараты нового поколения, позволяющие синтезировать включенный в реестр профильной продукции – Анолит АНК СУПЕР, фактически являющийся пресной водой (общая минерализация менее 0,9 г/дм^3 при концентрации полностью превращающихся в пресную воду активно действующих веществ 0,7 г/дм^3). Активно действующие вещества в Анолите АНК СУПЕР представлены смесью оксидантов, вырабатываемых фагоцитами человека и любых организмов, имеющих иммунную систему – пероксидом водорода, хлорноватистой кислотой, озоном и синглетным кислородом. Этот раствор не имеет запаха, является некоррозионным, сертифицирован на уничтожение возбудителей особо опасных инфекций, а также как лечебный препарат. Не позволяет микроорганизмам выработать резистентность, при испарении не оставляет следов на гладких поверхностях. Установки «СТЭЛ-АНК-СУПЕР» производительностью от 250 до 1000 литров в час в настоящее время работают в нескольких лечебных, фармацевтических и некоторых других предприятиях России. Анолит АНК СУПЕР (себестоимость 1 литра 0,1 рубль) способен заменить до 90 процентов зарубежных химических средств для дезинфекции в медицине, пищевой промышленности, агробизнесе, ЖКХ и других областях.

Модульные установки «АКВАХЛОР» и «ЭКОХЛОР», разработанные в России, позволяют синтезировать газообразный хлор и концентрированный раствор каустической соды из соли и воды. Технология синтеза является уникальной и основана на использовании реакторов, снабженных электрохимическими модулями МБ. Установки «АКВАХЛОР» производительностью 500 граммов хлора в час в виде раствора

оксидантов (аналога хлорной воды) в период 2003 – 2015 года поставлялись в различные города России и в зарубежные страны. В частности, в городе Балаково с 2005 года работают несколько десятков установок «АКВАХЛОР», обеспечивая обеззараживание всей городской питьевой воды. В городе Красноармейск близ Москвы одна установка «АКВАХЛОР» обеззараживает в сутки 10 000 кубометров сточной воды города. Установки «ЭКОХЛОР», вырабатывающие только газообразный хлор, используются на ряде металлургических и химических предприятий в процессах изготовления платиновых катализаторов, выщелачивания драгоценных металлов и редкоземельных элементов, очистки радиоактивных сточных вод. Новое поколение модульных установок данного типа с единичной производительностью 1,5 – 10,0 килограммов хлора в час позволит отказаться от существующей централизованной схемы производства жидкого хлора на хлорных заводах, отменив за ненадобностью все аспекты транспортировки и хранения жидкого хлора на предприятиях. Ростехнадзором, а также немецким сертификационным органом TUV, установки «АКВАХЛОР» и «ЭКОХЛОР» признаны безопасными системами. Хлор в любой технологии применяется в газообразном состоянии, поэтому наличие необходимого числа модульных установок обеспечит потребности любого предприятия в абсолютно безопасном хлоре.

Благодаря уникальным конструктивным, физико-химическим и технологическим особенностям элементов МБ, установки «ИЗУМРУД» для очистки и кондиционирования воды являются надежным и безотказным производителем чистой питьевой воды из любого источника пресной воды – поверхностного или подземного. В период с 1991 по 2015 годы было изготовлено в России более 300 000 бытовых установок «ИЗУМРУД» производительностью 50 – 60 литров в час.

В 2016 реализовано принципиально новое практическое решение электрохимической очистки воды, которое дало возможность увеличить производительность единичного аппарата до 10000 литров в час и одновременно повысить качество очистки воды.

Компактность, низкое энергопотребление (20 – 30 ватт на 1 кубометр очищенной воды), высокая производительность позволят существенно облегчить и улучшить условия жизни людей в малых городах и поселках, дать чистую и обеззараженную воду на отдельные предприятия, обеспечить водой население в период чрезвычайных ситуаций (ЧС), не прибегая к транспортировке чистой воды и емкостей с жидким хлором, которые используются для обеззараживания воды при ЧС.

Электрохимическая активация, являясь универсальной технологией, применяется во многих сферах и отраслях человеческой деятельности, включая химическую, нефтехимическую, пищевую, гидрометаллургическую, агропромышленный комплекс, и многие другие. В результате существенно или кратно повышается эффективность различных технологических процессов и при этом в той же пропорции снижаются затраты (CAPEX, OPEX).

Интерес к технологии получения метастабильных водных растворов, подвергнутых электрохимическому воздействию, в мировом сообществе неуклонно растет из года в год. За последние пять лет количество интернет-ссылок на слова «Electrochemical activation» увеличилось с 3 – 5 до 35 – 40 миллионов.

В стадии исследования находятся электрохимические системы для регенерации растворов подземного скважинного выщелачивания урана, добычи золота, других благородных и редких металлов из руды и отвалов горно-химических комбинатов, для использования в технологиях переработки жидких радиоактивных отходов на атомных электростанциях, выращивания кристаллов для лазерной техники, металлизации порохов, закалки сталей и для применения во многих других «неожиданных» областях [2-6].

Одним из направлений исследований являются вопросы утилизации жидких радиоактивных отходов (ЖРО). В процессе получения и использования радиоактивных веществ в различных областях науки и техники происходит образование ЖРО различного химического состава и уровня активности. В составе ЖРО, кроме неорганических, часто присутствуют органические соединения, в частности, органические комплексообразующие и поверхностно-активные вещества. Основными источниками попадания органических компонентов в ЖРО являются растворы после дезактивации радиационно-загрязненного оборудования, воды спецпрачечных и санпропускников. Присутствие органических веществ оказывает негативное влияние на все стадии переработки ЖРО, в частности на сорбционные, мембранные, осадительные методы очистки.

Для удаления органических веществ из растворов наиболее часто используют методы, основанные на их окислительной деструкции с образованием газообразных или низкомолекулярных продуктов реакции. В настоящее время для разрушения органических веществ в составе ЖРО наиболее широко используется метод озонирования. Однако, наряду с достоинствами метод озонирования обладает рядом недостатков, связанных, в первую очередь, с высокой токсичностью озона.

Одним из перспективных способов деструкции органических веществ в водных растворах является метод электрохимического окисления, основанный на анодном окислении вещества, как непосредственно на поверхности анода, так и за счет протекания вторичных электродных реакций. Хотя данный метод

достаточно широко используется для очистки техногенных сточных вод, применительно к переработке ЖРО он ранее практически не применялся.

Полученные результаты показали, что с помощью техники и технологии ЭХА возможно осуществлять эффективное (свыше 95 %) окисление различных комплексообразующих веществ. Введение в исходные растворы хлорид-ионов в количестве до 1 г/дм^3 значительно увеличивает скорость ЭХО комплексонов.

Для оценки влияния анодного электрохимического воздействия на протекание сорбционных процессов очистки растворов от различных радионуклидов были проведены эксперименты по сорбционной обработке оборотных жидкостей от радионуклида ^{137}Cs на ферроцианидном сорбенте ФНС и от ^{152}Eu на сульфокатионите Токем 308 с использованием исходных и подвергнутых электрохимической активации растворов. Полученные экспериментальные данные приведены в таблицах 1 и 2.

Результаты исследований показали, что электрохимическая обработка растворов, содержащих комплексоны и хлорид-ионы, повышает эффективность сорбционной очистки растворов от радионуклидов ^{137}Cs на ферроцианидном сорбенте ФНС на 1–2 порядка (таблица 1) и от ^{152}Eu на сульфокатионите на 4–5 порядков (таблица 2).

Метод ЭХА также был использован для удаления из растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ). Как показано на рисунке 1, в присутствии 1 г/дм^3 хлорид-ионов удаляется более 99% неионогенных ПАВ (ОП-10) и около 85% анионогенных ПАВ (додецилбензолсульфонат натрия). В отсутствии хлоридов степень разложения ПАВ не превышает 40%.

Таблица 1 – Значения коэффициентов распределения (K_d) ^{137}Cs на сорбенте ФНС при сорбции из исходных и обработанных в течение 3 ч растворов комплексонов, содержащих различные концентрации хлорид- ионов

Комплексон	**Значения K_d, см^3/г**		
	Исходный раствор	**Обработанный (без Cl^-)**	**Обработанный (1.0 г/дм^3 Cl^-)**
НТА	9.2×10^3	1.8×10^4	6.0×10^5
ЭДТА	8.9×10^3	4.3×10^4	2.0×10^5
ДТПА	1.5×10^4	2.0×10^4	1.8×10^5

Таблица 2 – Значения коэффициентов распределения (K_d) ^{152}Eu на сульфокатионите «Токем 308» при сорбции из исходных и обработанных в течение 3 ч растворов комплексонов, содержащих различные концентрации хлорид- ионов

Компонент	**Значения K_d, см^3/г**		
	Исходный раствор	**Обработанный (без Cl^-)**	**Обработанный (1.0 г/дм^3 Cl^-)**
НТА	1.8	660	9.0×10^4
ЭДТА	<1	1.1×10^4	5.3×10^4
ДТПА	<1	2.1	1.20×10^5

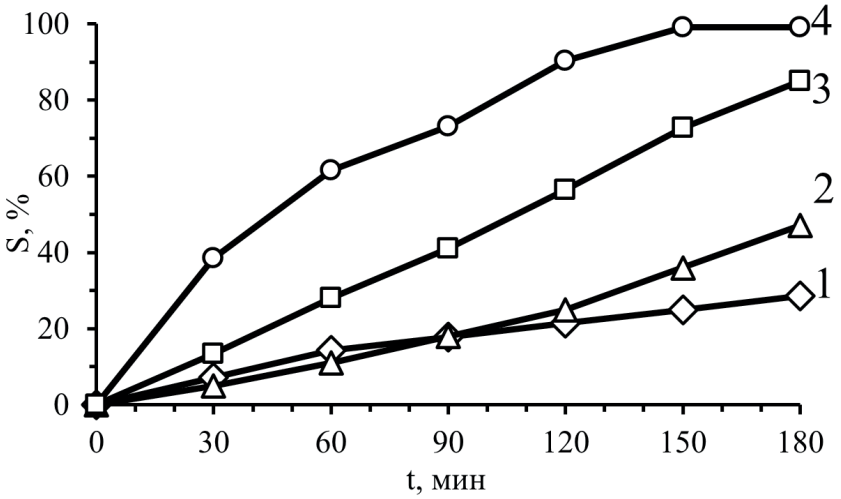


Рисунок 1 – Зависимость степени разложения (*S*) НПАВ (кр.1 и 4) и АПАВ (кр.2 и 3) от времени ЭХА (*t*) в отсутствие хлорид-ионов (кр.1 и 2 и в присутствии 1 г/дм^3 хлорид-ионов

Рассчитанный на основании полученных экспериментальных данных удельный расход электроэнергии для удаления 1 кг оксалат-ионов, ЭДТА, АПАВ и НПАВ составляет 3,0; 16; 39 и 26 кВт-ч соответственно.

Таким образом приведенные эксперименты показывают, что метод электрохимического окисления в элементах МБ является перспективным для удаления различных органических комплексообразующих и

поверхностно-активных веществ из водных растворов, в том числе из жидких радиоактивных отходов, а также способствует более эффективной очистки технологических растворов от радионуклидов [5].

Практические исследования интенсификации подземного скважинного выщелачивания урана методом ЭХА;

В масштабах реализованного, совместного (ТОО "ДП "ОРТАЛЫК", ООО "Институт Электрохимических Систем и Технологий Витольда Бахира" и ТОО "Институт высоких технологий") научного проекта исследован метод электрохимической активации оборотных растворов участка сорбционной переработки, с целью интенсификации процесса подземного скважинного выщелачивания урана.

Работа была направлена на разработку изготовление и последующие натурные испытания модульной конструкции системы для электрохимической активации выщелачивающих растворов позволяющей получать полный спектр технологических решений – направленного изменения реакционной способности и свойств растворов, активации имеющихся в технологических жидкостях потенциалообразующих элементов (хлор, кислород, железо),

Электрохимическая активация позволяет четко и целенаправленно менять показатель концентрации ионов водорода pH, а также значение окислительно-восстановительного потенциала, причем за счет превращения уже существующих в технологических растворах таких потенциалообразующих элементов как железо и хлор в окислители – активный хлор и трехвалентное железо. По сути, использование электрохимической установки представляет собой безреагентный метод интенсификации процесса выщелачивания.

Вместе с тем данная технология дает возможность также нарабатывать дополнительно серную и надсерную кислоты за счет проведения электрохимических процессов образования кислорода и водорода. При этом кислород получается в качестве отдельного окислителя и может использоваться в процессе выщелачивания урана.

Таким образом, основными преимуществами применения электрохимического воздействия на выщелачивающие растворы являются:

− получение окислителей непосредственно на производстве;

− одновременное получение трех видов окислителей (трехвалентное железо, активный хлор, кислород и озон);

− получение дополнительного количества серной и надсерной кислот;

− получение попутного реагента – водорода, используемого (в дальнейшем) для получения электроэнергии.

Результатом первого этапа совместной работы стала разработка конструкции установки ЭХА выщелачивающих растворов "ОКСИТРОН - 2500 - Э", способная эффективно решать поставленные технологические задачи, ее приобретение и доставка на рудник "Центральный Мынкудук" ТОО "ДП" ОРТАЛЫК" для проведения следующего этапа работы, рисунок 2.

Разработанная техническая электрохимическая система (ТЭС) представлена гидравлически параллельно соединенными четырьмя реакторами РПЭ, каждый из которых состоит из шести проточных электрохимических модульных элементов МБ, подключенных также гидравлически параллельно к коллекторам, смонтированных на центральной продольной опоре реактора. Общее количество гидравлически параллельно включенных элементов МБ в электрохимическом реакторе установки составляет 24.

Гидравлическая схема ТЭС фактически выполнена в виде трех независимых систем протока различных жидкостей через электрохимические реакторы. Главная система предназначена для протока исходного раствора через анодные камеры электрохимических реакторов ТЭС. Также имеются системы протока католита через катодные камеры электрохимических реакторов и система для протока охлаждающей жидкости. Первые две системы электрохимической обработки, взаимодействуют между собой только через поверхность ультрафильтрационных диафрагм в элементах МБ из оксида алюминия в альфа-форме [5].

Таблица 3 – Характеристики ТЭС "ОКСИТРОН - 2500 - Э"

Наименование показателей	Значение
Производительность по регенерируемому раствору, дм^3/ч.	2500
Максимальная потребляемая электрическая мощность, кВт.	15
Электропитание, В/Гц.	3х380 ±10% /50
Давление растворов на входе в ТЭС, бар	3,0 - 6,0
Масса, кг,	200
Габаритные размеры (ВхШхГ), мм:	1940х570х1450

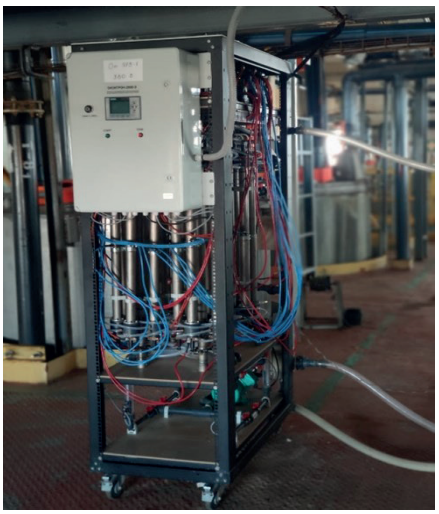


Рисунок 2 – Электрохимический реактор ТЭС электрохимического регулирования свойств выщелачивающих растворов, производительностью 2,5 м³/час – “ОКСИТРОН - 2500 - Э”.

Следующий этап работы включал проведение пилотных испытаний установки “ОКСИТРОН - 2500 - Э” на реальных производственных растворах рудника “Центральный Мынкудук”. Практические результаты, полученные за отчетный период приведены в таблицах 4 – 5 и на рисунках 3 – 4.

Таблица 4 – Рабочие показатели установки “ОКСИТРОН - 2500 – Э”

Тип раствора	Опыт №	$H_2SO_{4\ исх}$., г/дм³	Cl^- исх., г/дм³	V, м³/час	I, А	U, В	W, кВт час/м³
Католит – МС + H_2SO_4, анолит – МС + H_2SO_4 + NaCl.							
Анолит	1	1	5	0,6	1187,2	9,75	19,3
Католит		3,0	1,82	3,6			
Анолит	2	1,7	5	0,6	1235	9,75	20,06
Католит		3,0	1,82	3,6			

Таблица 5 – Физико-химический состав растворов после активации

Опыт №	Тип раствора	Кислотность, г/дм³	Eh, мВ	Fe^{2+}, г/дм³	Fe^{3+}, г/дм³	Cl^-, г/дм³	Темп-ра, °С
1	Анолит	4,12	1134	н/о	1,31	4,8	28,0
2	Анолит	4,9	1140	н/о	1,33	4,85	28,0

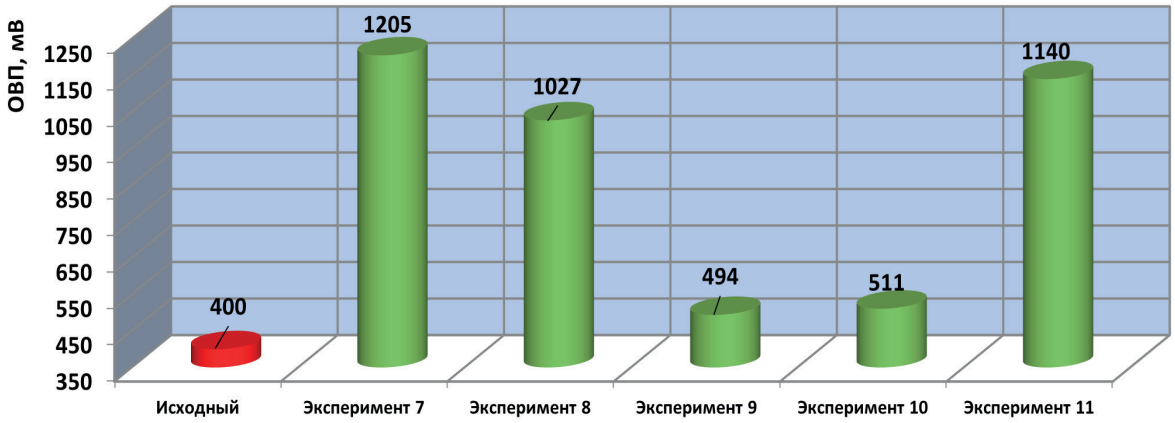


Рисунок 3 – Изменение значения ОВП в зависимости от условий эксперимента.

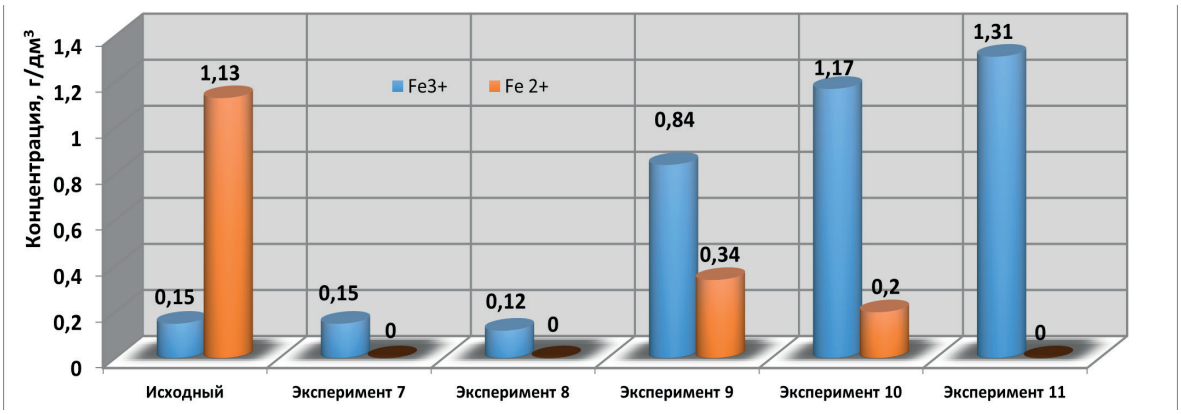


Рисунок 4 – Изменение концентрации ионов $Fe^{2+/3+}$ в зависимости от условий проведения опытов, в экспериментах 6 и 7 в качестве исходного раствора использовалась H_2O.

Полученные результаты ЭХА МС пилотной установкой характеризуются следующими данными:

1. Подтверждена (в опытно-промышленных условиях) практическая возможность электрохимической активации как оборотных производственных растворов – МС, так и технической воды;

2. Эффективность процесса ЭХА, определяется не только количеством расходуемого электричества, но и в существенной степени зависит от химического состава анолита и католита, а также режима работы установки, перепадом давления, скоростью протока, температурой рабочих растворов и т.д.;

3. Обработка производственных МС методом ЭХА приводит повышению электродного потенциала с 400 до 1140 – 1200 мВ за счёт полного окисления Fe^{2+} и способствует появлению в анолите активного хлора, т.е. получению активированных растворов, соответствующих заявленным показателям,

4. Анодная активация технологических растворов всегда сопровождается наработкой серной кислоты, концентрация которой тем выше, чем больше удельный расход электроэнергии, в самых результативных экспериментах кислотность в сравнении с исходными значениями увеличивалась в 2,5-4 раза с 1-1,7 до 3,5-5,5 г/дм³. В католите в этом случае происходит нейтрализация имеющейся кислоты и образование щелочи, скорость образования которой также определяется удельным расходом электричества и концентрацией соответствующих ионов;

Результаты испытаний технологии и пилотного образца доказали перспективность применения процессов ЭХА, направленных на электрохимическое окисление двухвалентного железа, корректировку окислительно-восстановительных свойств, значения pH и солевого состава ВР, а также сокращения фактического расхода серной кислоты.

Следующие опыты включали проведение операции выщелачивания урана из кернового материала с целью изучения принципиальной возможности ее интенсификации. Процесс выщелачивания осуществлялся в стандартной режиме, (разбавленным раствором серной кислоты), с использованием химического окислителя (раствор серной кислоты и H_2O_2) и анодно-активированным маточником сорбции.

В качестве керна использовался рудный материал одного из предприятий АО “НАК “Казатомпром” состава:

U ≈ 0,021 %; $Fe_{общ.}$ – 5,92 мг/г.

Колонка № 1 – выщелачивание по стандартной методике;

Колонка № 2 – выщелачивание с использованием окислителя – H_2O_2;

Колонка № 3 – выщелачивание активированным маточником сорбции.

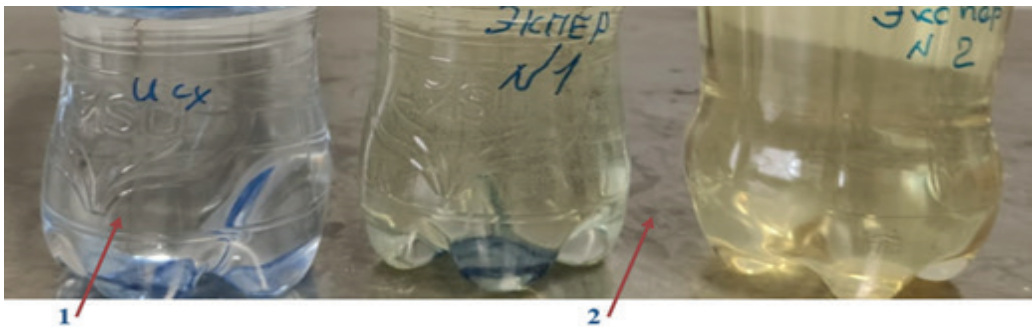


Рисунок 5 – Внешний вид исходного и анодно-активированного маточника сорбции
1 – исходный маточник сорбции, 2 – ЭХА активированные растворы

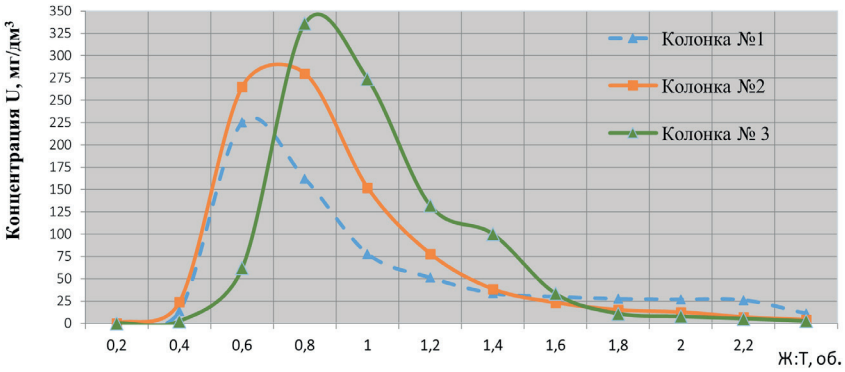


Рисунок 6 – Интегральные кривые извлечения урана из кернового материала

Полученные экспериментальные значения свидетельствуют о том, что использование реагента окислителя (H_2O_2) и анодно-активированного раствора дает возможность:

− поднять концентрацию металла в продуктивном растворе, на пике в 1,25 раза, 280 мг/дм^3 против 225 мг/дм^3 (с H_2O_2) и в 1,5 раза, до 336 мг/дм^3 (с анолитом);

− сократить время проведения процесса выщелачивания на 15-20 %. Выход на плато ПР с концентрацией урана менее 10 мг/дм^3 происходит уже после Ж:Т – 1,6 -1,8 об.;

− снизить удельную норму энерго- и трудозатрат на 10-20 %;

− поднять степень извлечения металла в 1,3 раза, в случае с пероксидом водорода, и 1,4 раза при использовании ЭХА растворов, т.е. величина прироста урана в сравнении со стандартным режимом составила 30,3 и 39,4 % соответственно;

− использование электрохимически активированных растворов позволяет существенным образом уменьшить количество потребляемой серной кислоты на 40-90 %.

Таким образом, выщелачивание урана активированным маточником сорбции способно значительным образом интенсифицировать процесс. Степени извлечения в 69,0 % (аналогичное реперному опыту, Ж:Т-2,2 об.) удается добиться уже при соотношении Ж:Т равному 1,0 об.

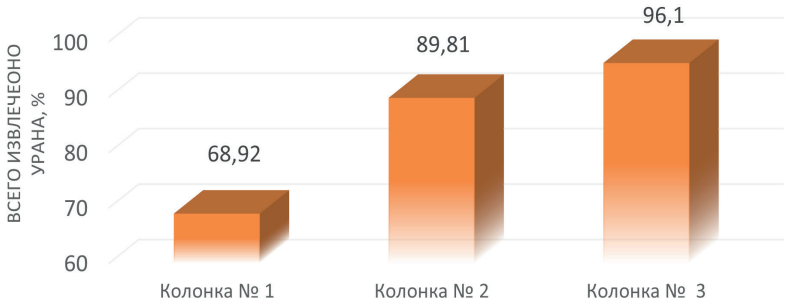


Рисунок 7 – Количество извлеченного урана за весь период выщелачивания

Расчет экономической эффективности применения технологии ЭХА ВР выполнен на основании данных полученных в результате испытаний эксплуатационных характеристик пилотного образца ТЭС и выщелачивания кернового материала в динамическом режиме.

Таблица 6 – Эксплуатационные затраты на электрохимическое окисление ионов двухвалентного железа

Результаты испытаний	W		Реагенты		Стоимость ресурсов			Затраты на окисление 1 кг Fe^{2+}, тг	Стоимость затрат на окисление 1 кг Fe^{2+} при использовании H_2O_2, тг.
	кВт ч/м^3	кВт ч/кг Fe^{2+}	Расход, кг/час		W, тг/кВт	H_2SO_4, тг/кг	NaCl, тг/кг		
			H_2SO_4	NaCl	17	30	15		
Прямой способ ЭХА									
Данные лабораторных испытаний	5,5	4,58	1,3	5,28	77,86	39	79,2	**196,06**	
Данные лабораторных испытаний с учетом 2 кратного разбавления анолита МС	5,5	2,3	1,3	5,28	39,1	39	79,2	**157,3**	
Данные опытных испытаний	19,0	15,8	0,4	3,17	286,6	12	47,55	**346,15**	

Данные опытных испытаний с учетом 2 кратного разбавления анолита МС	19,0	7,92	0,4	3,17	134,64	12	47,55	**194,19**	
Контактный способ ЭХА									
Данные лабораторных испытаний	0,15	0,125	5,0	1,3	2,15	150	19,5	**171,65**	
Данные опытных испытаний	11,65	9,7	2,05	6,4	164,9	61,5	96	**322,4**	**268**

Основной статьей расходов при организации технологии электрохимического окисления двухвалентного железа являются затраты на потребление электроэнергии, величина которых значительным образом зависит от часовой производительности анодной камеры электролизной установки. Наработанные статистические данные говорят о практической возможности как минимум двукратного снижения (более вероятно в 2,5-3,5 раза) электрической мощности, за счет, во-первых, повышения в 2 – 4 раза протока анолита, во-вторых путём организации работы установки в режиме минимального энергопотребления, в-третьих по средствам использования платинированных анодов, характеризующихся высокой эффективностью при меньшем энергопотреблении (в данном случае применялись аноды покрытые оксидом иридия) [7].

В целом, расход электроэнергии на окисление Fe^{2+} до Fe^{3+} будет снижен с 8 – 16 кВт час/кг (данные опытных испытаний) до 3-8 кВт ч/кг. При этом возможно сокращение нормы расхода или полный отказ от кислоты и поваренной соли на корректировку исходного состава растворов в силу стабилизации электротехнических (сила тока и напряжение) показателей процесса.

Итак, подтверждена практическая возможность электрохимической активации маточников сорбции, по средствам разработанной электрохимической системы и технологии получения растворов в предельно возможном метастабильном состоянии с аномальной активностью электронов.

На основании экспериментальных выводов, представляется целесообразным проведение дальнейших работ, а именно отработка в полупромышленных условиях технологических и аппаратурных схем электрохимической активации и получения выщелачивающих растворов с повышенными окислительными характеристиками для последующего внедрения активационного выщелачивания на месторождениях АО НАК “Казатомпром” с целью повышения технологической эффективности процесса, сокращения эксплуатационных затрат, а также роста экологической чистоты и безопасности на объектах урановой отрасли Республики Казахстан.

Список использованных источников

1. Томилов А.П. Электрохимическая активация - новое направление прикладной электрохимии. «Жизнь и безопасность», No3, 2002, с. 302 – 307;

2. Бахир В.М. “Электрохимическая активация. Изобретения, техника, технология”. М.: 2014, 512 с.;

3. Bakhir V.M., S. A Panicheva., V. I. Prilutsky, V. G. Panichev. Electrochemical activation: inventions, systems, technology. M.: 2021, 660 p.;

4. Милютин В.В., П.Г. Зеленин, В.М. Бахир, И.В. Козлов «Электрохимические методы в переработке жидких радиоактивных отходов». «Проблемы переработки и кондиционирования РАО». Санкт-Петербург: 2022, 5 с.;

5. Zelenin P.G., Milyutin V.V., Seliverstov A.F., Bakhir V. M. Electrochemical oxidation in aqueous solutions of organic complexing agents and surfactants // Radiochemistry. 2022. Vol. 64. No. 4. P. 514-519. DOI: 10.1134/S1066362222040063.

6. Бахир В. М., Е.П. Бучихин, К. Н. Нестеров, И. А. Пальваль. Переработка хвостов обогащения россыпных месторождений золота (чёрных шлихов) йод-йодидными растворами. ЗОЛОТОДОБЫЧА, №4 (233), 2018, с. 10-15.

7. ОТЧЕТ о научно-исследовательской и опытно-конструкторской работе по договору № 80 – ТОО – 19 от 11.04.2019 г. “Разработка установки электрохимического регулирования свойств выщелачивающих растворов для интенсификации процесса подземного выщелачивания урана” (этап 2). Алматы 2020 г., 143 с.

A NEW SCIENTIFIC COLLABORATION BETWEEN ORANO MINING AND KAZATOMPROM FOR TAKING OF THE NEXT CHALLENGES OF ISR TECHNOLOGY FOR URANIUM MINING

S. Hocquet, H. Toubon, Y. Bolat, D. Dorofeyev, A.K. Omirgali, B.B. Burkurmanov

Orano Mining and Kazatomprom are collaborating in the field of uranium mining with In Situ Recovery technology for already 25 years, mainly through their common subsidiary -Katco- that was created back in 1996. Today the partners have decided to strengthen their collaboration with a new long-term scientific cooperation agreement, with the aim to tackle the main challenges that ISR technology is facing and in order to prepare the ISR of the future.

The partners share a common vision for the main development to come for ISR in the coming decade and onward, based on a few key pillars: a scientific understanding of uranium resources and ISR mining processes, advances in digitalization and in data analysis, adaptation of new drilling technics, use of new technologies for uranium processing and, at last but not least, significant advancements in aquifer monitoring and aquifer remediation technics.

The first pillar - the scientific understanding of uranium resources and ISR mining processes - is the first step required before implementing most efficient technics for recovery of uranium, given the fact that ISR mining can be considered as invisible. The main idea here is to better characterize the uranium resources (with geological, geochemical and hydrogeochemical characterizations) and better visualize the invasion of production zones by the lixiviant in unconsolidated reservoirs. The completion of this technical program will allow a significant improvement of the reconciliation process for ISR, which is a critical issue that needs to be solved in order to implement ISR optimization tools for the well-field.

In parallel to this program, the 2nd pillar is dedicated to modeling and data analysis will enable the operators to benefit from recent advancements in modeling and in data analysis technics such as machine learning and artificial intelligence, applied to uranium recovery and processing.

The 3rd pillar of the collaboration is on adapting technologies - such as drilling technics developed for O&G industry - to ISR for uranium mining. This significant investment will allow both Orano Mining and Kazatomprom to benefit from these new technologies for their mining operations.

Eventually, the 4th pillar of this new collaboration is a strong program for new standards in environmental management of ISR mines, including but not limited to enhancement of monitored natural attenuation and possible alternative technics for optimizing the restoration of aquifers after the end of ISR mining.

In addition to the above pillars of cooperation, mutual work will also be extended to share best practices and knowledge in the fields of uranium exploration, mining and processing, and environmental management.

All in all, through this new collaboration, Orano Mining, Kazatomprom and Katco technical teams are bringing their unique experience and expertise in order to bring ISR technology for uranium recovery to the next level.

СПОСОБ БЕЗРЕАГЕНТНОГО СНИЖЕНИЯ КИСЛОТНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕРЕДЕЛАХ, С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ВОЗВРАТА КИСЛОТЫ В ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЦИКЛ ПРЕДПРИЯТИЙ

Кадирбеков К.А., Алтынбек А.Д., Айдарова С.Б., Газизов А.Д., Даулетбеков А.
АО «Институт химических наук им. А.Б.Бектурова»,
ТОО «Семизбай-U», АО КБТУ, КазНПУ им. Абая, г. Алматы, Казахстан

ВВЕДЕНИЕ. Процессы разделения кислот и их солей в концентрированных растворах широко распространены в химической, рудной и металлургической промышленности. Главной неприятной стороной этих процессов является необходимость применения значительных объемов сильнодействующих реагентов. В некоторых гидрометаллургических переделах, в частности, в производстве закиси-окиси урана, возникает необходимость снижения концентрации серной кислоты в крепких растворах товарных десорбатов (ТД) без введения посторонних примесей, загрязняющих раствор. Снижение концентрации кислоты без дорогостоящих процессов нейтрализации позволило бы значительно облегчить дальнейшую переработку технологических растворов для получения конечного продукта. Общепринятые методы нейтрализации позволяют снизить кислотность концентрированного раствора, однако получаются трудноотстаиваемые и труднофильтруемые объемные осадки, одновременно происходит осаждение металлов в процессе нейтрализации.

В настоящей работе предложен экологический чистый способ разделения кислот и их солей в концентрированных растворах ТД – сорбционный метод «удерживания кислоты» [1]. Метод «удерживания кислоты (Acid Retardation)» является интересной с теоретической и практической точек зрения [2-4]. Процессы на основе этого метода весьма просты, не требуют каких-либо реагентов помимо воды для регенерации сорбентов и осуществления повторяющихся рабочих циклов.

Удаление серной кислоты из технологических растворов может быть осуществлено сорбцией, экстракцией, диализом или электродиализом и с применением мембранных технологий. Перспективным оказался метод удерживания кислоты (Acid Retardation), суть которого состоит в следующем: при пропускании концентрированных смешанных растворов электролитов через определенные субмикропористые сорбционные и ионообменные материалы в условиях, исключающих ионный обмен или другие химические процессы, происходит разделение этих электролитов за счет различной физической сорбции ("задержки") молекул и гидратированных ионных пар, имеющих различные размеры, в нано-размерных порах. По сути, речь идет о необменной сорбции, которая малозначительна в случае разбавленных растворов, с которыми, как правило, работают при осуществлении обычных ионообменных процессов. В простейшем виде, эффект выглядит так: при пропускании смешанных концентрированных растворов солей и кислот с общим анионом (например, серная кислота и сульфат металла) через колонку со слоем анионита гелиевого типа в той же анионной (сульфатной) форме, наблюдается выход из колонки суммы солей и только спустя некоторое время наблюдается появление кислоты на выходе. Такой эффект был замечен давно [1] и был назван авторами методом "удерживания" (или запаздывания) кислоты. Заметим, что в приведенном примере речь идет о разделении ионов металла и водорода, но не на катионите, как это было бы в обычном ионообменном процессе, а на анионите в форме аниона, общего с анионом (или анионами) разделяемых компонентов. Поэтому первой стадией использования описываемого метода является подготовка рабочего слоя анионита, а именно, обработка его перерабатываемым раствором для перехода в равновесную форму соответствующего аниона или суммы анионов (с целью исключения в последующем процессов ионного обмена) с последующей отмывкой водой. Далее процесс разделения состоит из повторяющихся рабочих циклов, включающих пропускание перерабатываемого раствора через слой подготовленного указанным образом ионита и десорбцию, которая осуществляется просто водой. Важным преимуществом метода является то, что для обеспечения количественной десорбции чистой кислоты (или смеси кислот) из колонны не требуется использования каких-либо химических реагентов. Это делает метод удерживания кислоты привлекательным даже в условиях чрезвычайно коротких фильтроциклов (от одного до нескольких колоночных объемов), и при условии, что скорости пропускания растворов электролитов, как правило, меньше чем при обычном ионном обмене. Из-за чрезвычайно высоких концентраций электролитов, достигающих нескольких сотен граммов в литре, удельные нагрузки ионитов по массе переработанных веществ остаются высокими. Для предотвращения перемешивания различных жидкостей в колонне, более плотный исходный раствор пропускают через нее в направлении снизу вверх, а воду - в противоположном направлении.

Впервые практическое применение метод удерживания кислоты нашел, когда Канадская компания Eco-Tec создала специальные ионообменные колонны с верхним плавающим дренажом (для исключения перемешивания жидкостей вне слоя сорбента), а впоследствии - совершенно новую технологию организации массообменных процессов Recoflo с использованием коротких зажатых под большим давлением слоев калиброванных мелкодисперсных ионитов [9].

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. В данной работе для извлечения кислоты из модельных растворов и растворов товарного десорбата были использована ионообменная смола, под условным названием А555, которая синтезирована и любезно предоставлена специалистами компании «Purolite» (табл. 1).

Таблица 1. Характеристики специального сорбента А555

Оптический аспект		
• Идеальные смолы	%	98
• Разрушенные смолы	%	0
• Осколки	%	1
• Бесформенные	%	1
Гранулометрический состав		
• 150-250 микрон	%	90.6
• Коэффициент неоднородности	%	1.23
• Объем пор (Hg)	мл/сухой г	0.58
• Средний диаметр пор (Hg)	ангстрем	263
• Площадь поверхности (BET)	$м^2$/сухой г	1623

Для исследования удаления кислоты был приготовлен модельный раствор, характеристики которого представлены в таблице 2.

Таблица 2. Характеристики модельного раствора

Характеристики модельного раствора	
Кислотность, г/л	226,65
Металл, г/л	29,03

Эксперименты, предшествовавшие к данной работе, показали, что соотношение модельного раствора и ионообменной смолы А555 должно быть менее 1. Кроме того, следует, по возможности, максимально убирать межпорозную воду, которая снижает конечную концентрацию компонентов за счет разбавления. Для осуществления этих целей, под основную цель работы была разработана методика сорбции модельного раствора в динамических условиях «подача-отдувка», которая представлена ниже.

Ионообменная смола А555 объемом 25 мл была загружена в сорбционную колонку (внутренний диаметр 24 мм, внешний диаметр 30 мм, высота 130 мм) с использованием воды для утрамбовки смолы. Межпорозная вода была вытеснена с помощью сжатого воздуха. С помощью перистальтического насоса модельный раствор беспрерывно подавался в колонку снизу-вверх со скоростью 0,3 мл/мин, что равняется 0,72 О.С./час (по формуле X О.С./час = υ мл/мин * 60мин /Vсмолы). Общий объем модельного раствора вошедшего в колонку составил 25 мл, что равняется 1объему модельного раствора пропущенного через 1 объем смолы. Таким образом колонка наполнилась до 81%. Далее раствор выдерживался в колонке 1 час, по истечении которого раствор спускался из колонки вниз в пробоотборник с помощью сжатого воздуха.

Десорбция проводилась по такой же методике. В качестве десорбирующего агента использовалась дистиллированная вода объемом 25 мл.

Опыт продолжался 6 циклов. 7 и 8 циклы проводились по той же методике, с изменением объема модельного раствора, который уменьшили до 12,5 мл (0,5 объема раствора на 1 объем смолы).

ИЗУЧЕНИЕ УДАЛЕНИЯ КИСЛОТЫ ИЗ МОДЕЛЬНОГО РАСТВОРА В ДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ.

Результаты сорбции-десорбции при динамических условиях «подача-отдувка» представлены в таблице 3 и рисунках 1 и 2.

Как видно из таблицы 3 ионообменная смола А555 работает на снижение концентрации как кислоты, так

и металла. Ионообменная смола А555 при условиях с низким pH набухает и увеличивается ее влагоемкость. Это видно по объему проб на выходе: при сорбции объем ниже объема подаваемого раствора, и наоборот, при десорбции объем пробы на выходе выше или равно объему при подаче десорбирующего раствора.

В целом, по результатам 6 циклов с одинаковыми условиями (табл. 3 и рисунок 1), концентрации кислоты снижена на 20 - 40%, а металла на 13-31%. При десорбции извлечение кислоты и металла из смолы около 75-100% (табл. 3 и рисунок 2).

Таблица 3. Результаты сорбции-десорбции модельного раствора на ионообменной смоле А555 при динамических условиях «подача-отдувка»

При сорбции 1 объема раствора (25мл) на 1 объем смолы (25мл)							
Проба	Объем пробы на выходе, мл	Концен-трация кислоты, г/л	Степень удаления кислоты из раствора, %	Степень извлечения кислоты со смолы, %	Концен-трация металла, г/л	Степень удаления металла из раствора, %	Степень извлечения металла со смолы, %
Сорбция 1-го цикла	21,00	204,09	24,36		29,03	16,00	
Десорбция 1-го цикла	24,50	25,93		112,60	3,58		75,47
Сорбция 2-го цикла	20,00	192,08	32,20		27,00	25,59	
Десорбция 2-го цикла	27,00	38,42		120,00	5,31		77,11
Сорбция 3-го цикла	24,50	161,35	30,24		22,74	23,23	
Десорбция 3-го цикла	24,50	50,42		75,66	5,97		86,76
Сорбция 4-го цикла	23,50	168,57	30,09		25,12	18,66	
Десорбция 4-го цикла	26,00	52,50		94,00	5,26		100,92
Сорбция 5-го цикла	24,50	184,32	20,30		25,76	13,04	
Десорбция 5-го цикла	25,50	32,66		78,71	4,11		110,67
Сорбция 6-го цикла	22,00	151,07	41,34		22,75	31,04	
Десорбция 6-го цикла	27,00	49,58		70,85	6,01	77,64	72,04
Сорбция 1-го цикла	10,00	131,24	49,65		21,14	41,74	
Десорбция 1-го цикла	22,00	30,91		29,70	1,63		23,66
Сорбция 2-го цикла	10,00	136,49	47,63		19,92	45,11	
Десорбция 2-го цикла	23,50	32,66		35,47	1,75		25,11

При подаче половины объема модельного раствора на один объем смолы заметно увеличение степени удаления кислоты до 48-50%, однако степень удаления металла также увеличивается до 42-45% (табл. 2).

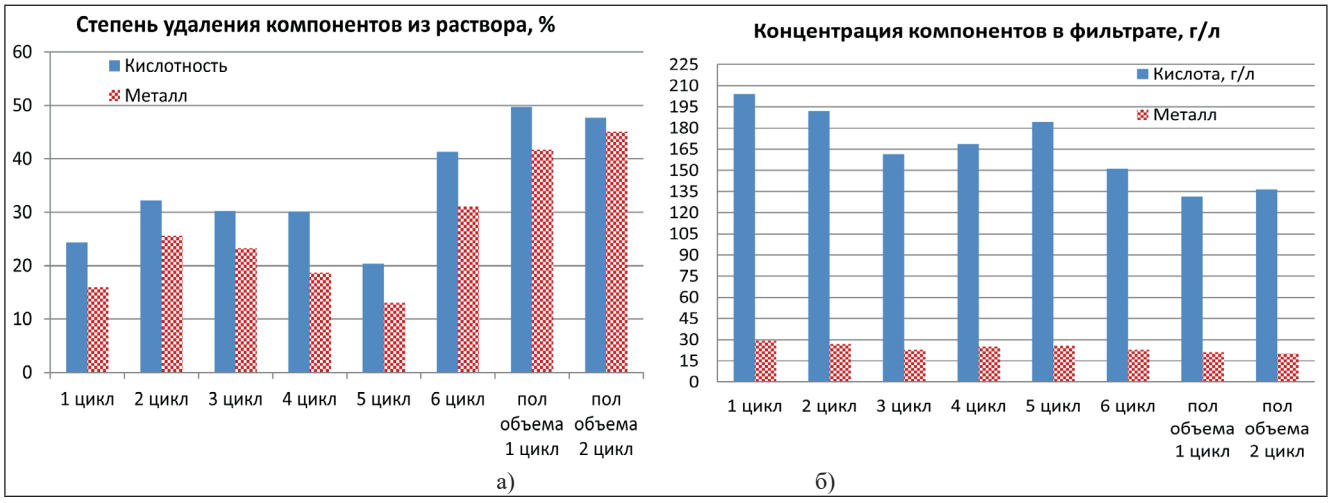


Рисунок 1 – Сравнение параметров в зависимости от циклов сорбции: а) степень удаления компонентов из модельного расвора; б) концентрация компонентов в фильтрате после сорбции

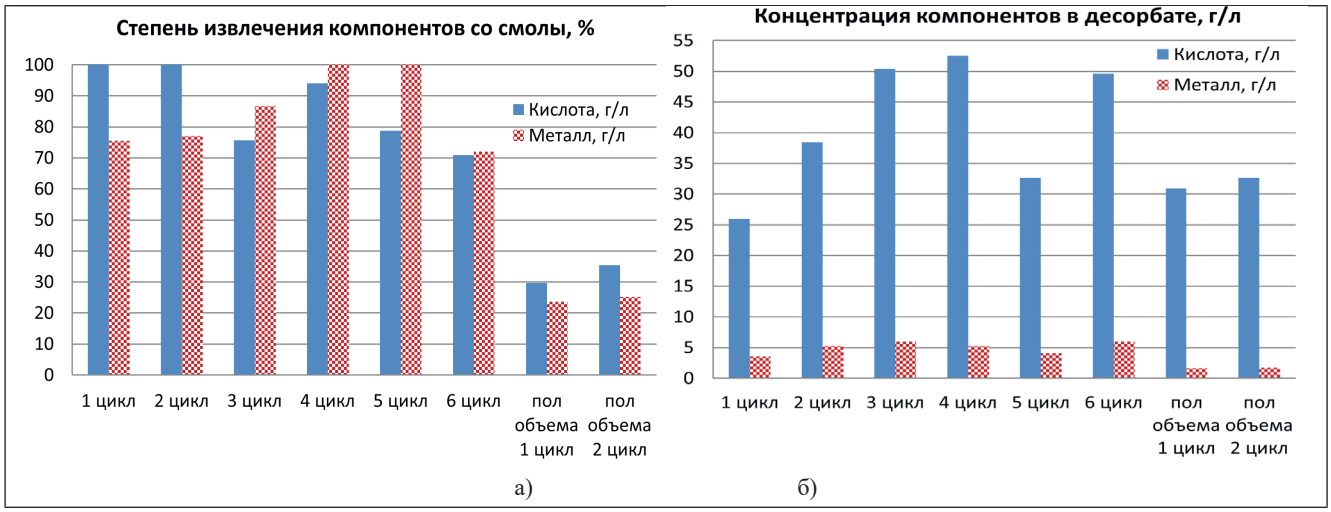


Рисунок 2 – Сравнение параметров в зависимости от циклов десорбции: а) степень извлечения компонентов из смолы; б) концентрация компонентов в десорбате после десорбции

ИЗУЧЕНИЕ УДАЛЕНИЯ КИСЛОТЫ ИЗ РЕАЛЬНОГО РАСТВОРА ТОВАРНОГО ДЕСОРБАТА

Были проведены исследования удаления кислоты из реального раствора ТД, характеристики которого представлены в таблице 4.

Таблица 4. Характеристики реального раствора ТД

Характеристики реального раствора ТД	
Кислотность, г/л	198,45
Металл, г/л	34,88
Хлор, г/л	3,41

Десорбция проводилась по такой же методике как и сорбция. В качестве десорбирующего агента использовалась дистиллированная вода объемом 25 мл.

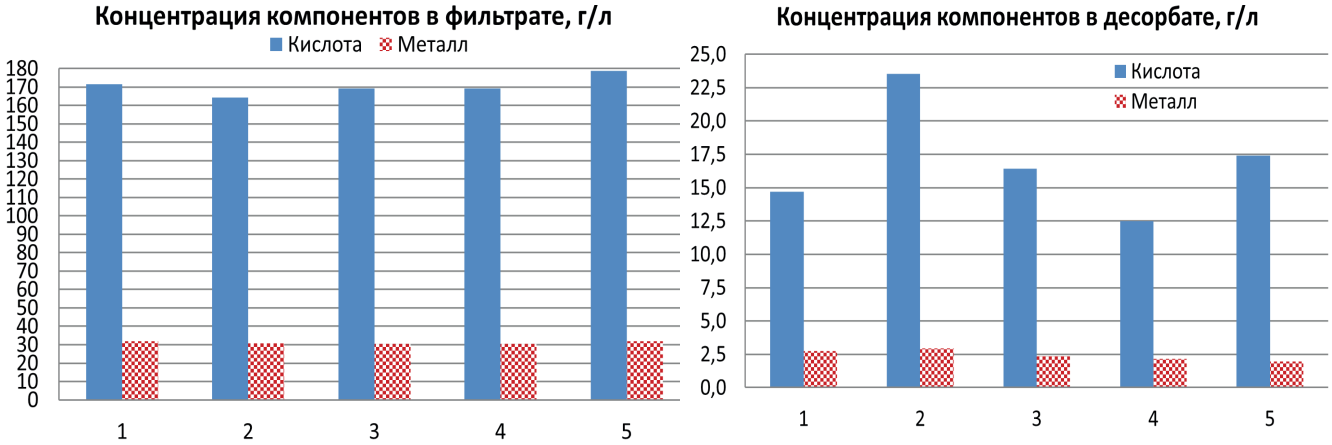
Опыт проводился в 5 циклов сорбции десорбции с уменьшением объема реального раствора на входе и заменой десорбирующего агента. Результаты исследования представлены в таблице 5.

Таблица 5. Результаты сорбции-десорбции реального раствора ТД на ионообменной смоле А555 в динамических условиях «подача-отдувка»

Сорбция								
Проба	**Объем на входе, мл**	**Объем на выходе, мл**	**U, г/л**	**Степень удаления металла, %**	**H_2SO_4, г/л**	**Степень удаления кислоты, %**	**Cl^-, г/л**	**Степень удаления хлора, %**
Цикл 1	24,5	24,5	31,92	8,49	171,50	13,58	2,60	23,75
Цикл 2	16,5	16,5	30,80	11,70	164,15	17,28	2,78	18,48
Цикл 3	12,0	12	30,40	12,84	169,05	14,81	2,87	15,84
Цикл 4	12,0	12	30,40	12,84	169,05	14,81	2,6	23,75
Цикл 5	12,0	11,5	32,00	12,08	178,85	14,22	2,65	22,29
Десорбция								
Цикл 1	Дистилли-рованная вода	24,8	2,74	93,70	14,70	55,21	0,63	78,43
Цикл 2	Дистилли-рованная вода	25,0	2,96	89,46	23,52	90,74	0,63	>100%
Цикл 3	Дистилли-рованная вода	25,0	2,34	108,82	16,42	116,35	0,90	>100%
Цикл 4	Техническая вода	25,0	2,14	99,52	12,50	88,58	0,97	>100%
Цикл 5	Выщелачива-ющий раствор*	24,0	1,98	93,99	17,40	128,64	0,92	>100%

*Выщелачивающий раствор Кислота = 4,61г/л, металл = 0,01г/л

**Степень Десорбции без учета оставшихся веществ в предыдущих циклах



а) **б)**

Рисунок 4 – Гистограммы концентрации компонентов в а) фильтрате; б) десорбате в циклах сорбции-десорбции

Из таблицы 4 и рисунка 3 видно, что после сорбции компонентов реального раствора ТД, в фильтратах средняя концентрация кислоты составляет 170,5 г/л, а металла 31,1 г/л, то есть снижение концентраций кислоты и металла в среднем равна 15% и 11,5% соответственно. Степень удаления хлор-ионов составляет в среднем около 21%.

Десорбция компонентов раствора из смолы проходит в среднем 100%-но. Неполная десорбция кислоты при первом цикле (55,2%) компенсируется десорбцией сверх меры при 3-ем (116,4%).

Также, стоит отметить, что степень десорбции компонентов не зависит от природы десорбирующих растворов, которые были использованы. То есть, в качестве десорбирующего агента может быть использована как дистиллированная так и техническая вода, что может снизить затраты при производстве.

Во 2-ом цикле общий объем реального раствора был увеличен до 70 мл (1,4 об/об$_{смолы}$). Десорбирующим агентом была взята техническая вода объемом 120 мл.

Результаты сорбции-десорбции реального раствора на ионообменной смоле А555 представлены в таблице 6.

Таблица 6 - Результаты сорбции-десорбции реального раствора на ионообменной смоле А555 в классических динамических условиях

Сорбция						
Проба	**Объем на входе, мл**	**Объем на выходе, мл**	**U, г/л**	**Степень удаления металла, %**	**H2SO4, г/л**	**Степень удаления кислоты, %**
Цикл 1 (прошедшая через смолу)	50,00	29,00	17,60	51,22	46,55	77,33
Цикл 1 (оставшаяся в смоле) спуск вниз		19,00	34,88	5,00	196,00	6,17
Цикл 2 (прошедшая через смолу)	70,00	49,00	25,84	25,92	127,40	35,80
Цикл 2 (оставшаяся в смоле) спуск вниз		21,00	34,88	0,00	198,45	0,00
Десорбция						
Цикл 1 (прошедшая через смолу)	50,00	28,00	15,84	82,75	100,45	61,10
Цикл 1 (оставшаяся в смоле) спуск вниз		23,00	1,80	7,72	12,01	6,00
Цикл 2 (прошедшая через смолу) 1 проба	120,00	50,00	10,08	113,78	49,00	70,37
Цикл 2 (прошедшая через смолу) 2 проба		51,00	0,64	7,37	8,43	12,35
Цикл 2 (оставшаяся в смоле) спуск вниз		18,00	0,00	0,00	0,01	0,01

Как видно из таблицы 6 после первого цикла сорбции, когда через колонку со смолой А555 был пропущен объем ТД равный 29 мл, снижение концентрации кислоты в фильтрате составило 77%, однако, также значительно снизилась и концентрация металла (51%). Возвращенный объем ТД был равен 19 мл, в котором концентрация металла не изменилась, а концентрация кислоты была равна 196 г/л.

Во втором цикле через колонку со смолой А555 был пропущен объем ТД равный 49 мл, в фильтрате концентрация кислоты снижена на 35,8%, концентрация металла снижена на 25,9% (табл. 6). Возвращенный объем равный 21 мл не изменил состав.

Десорбция компонентов раствора из смолы проходит схоже с предыдущими опытами, и компенсируется на протяжении циклов.

Исходя из вышеописанных результатов, можно предположить, что используя данную методику можно получить результаты схожие с результатами предыдущей методики.

Выводы

1. Синтезирован и предоставлен компанией «Purolite Ltd» специальный сорбент А555 для удаления избыточной кислотности и определены его основные физико - механические свойства.

2. Определены рабочие сорбционные емкости специального сорбента А555 для удаления избыточной кислотности из модельных растворов и реальных растворов ТД. Рабочая обменная емкость специального сорбента в динамических условиях равняется 155,9 мг/л. По предварительным результатам исследования, оптимальным объемом подачи ТД является 0,5 – 1 ОС, а воды – 2 ОС.

3. Оптимальным результатом является снижение концентрации кислоты до 175-180 г/л при снижении концентрации металла до 31-32 г/л.

Список использованных источников

1. Hatch M.J., Dillon J.A. Acid retardation. A simple physical method of separation of strong acids from their salts. //I&EC Process Design and Development. 1963. V.2. № 4. P.253-263.

2. Brown C.J., Fluid treatment method and apparatus, US Patent 4673507, June 16, 1987.

3. Ferapontov N.B., Parbuzina L.R., Gorshkov V.I., Strusovskaya N.L., Gagarin A.N. Interaction of cross-linked polyelectrolytes with solutions of low-molecular-weight electrolytes.// React. Funct. Polym. 2000.V.45. P.145-153.

4. Davankov V., Tsyurupa M., Blinnikova Z., Pavlova L. Self-concentration effects in preparative SEC of mineral electrolytes using nanoporous neutral polymeric sorbents. // J. Sep. Sci. 2009. V.32. No 1. P. 64-73.

5. Поворов А.А., Ерохина Л, В, Павлова В.Ф., Опыт использования комплексной мембранной технологии для очистки сточных вод и регенерации рабочих растворов линии никелирования.

6. Береза С. В. и др. Ионный обмен в гидрометаллургии и очистке сточных вод. Труды Казмеханобра, т. 10, Алма-Ата, 1972, стр. 72.

7. Kraus K. A., Ne1son F., Baxter J. F. J. Amer. Chem. Soc., 75, N 11, 2768 (1953).

8. Ghare N.Y., Wani K.S., Patil V.S., Recovery of acids from Spend Pickle Liquor of a steel industry by ion-exchange route. // Int. Journal of Emerging Trends in Engineering and Development. 2014. V.1. №4. P. 318-326/

9. Brown C.J., Fletcher C.J. The Recoflo Short Bed Ion Exchange Process, in Ion Exchange for Industry // ed.M. Streat,, Ellis Horwod Ltd., Chichester, England, 1979. P. 392-403

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ФОСФОРОРГАНИЧЕСКИЕ ЭКСТРАГЕНТЫ УРАНА И СОПУТСТВУЮЩИХ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ.

Бишимбаева Г.К.[1], Налибаева А.М.[1], Гусарова Н.К[2]., Верхотурова С.И[2]., Сайдуллаева С.[3], Болд А. , Жанабаева А.К,, Абдикалыков Е.Н.

[1]АО «Институт топлива, катализа и электрохимии им. Д.В. Сокольского», г. Алматы, Казахстан

[2] Иркутский институт химии им А.Е. Фаворского СО РАН, г. Иркутск, Россия

[3] ТОО «Институт высоких технологий». г. Алматы, Казахстан

Введение

Извлечение металлов в металлургии и технологии представляет значительный интерес для очистки и выделения тяжелых, редкоземельных [1], радиоактивных [2] и благородных [3] металлов. Экстракция растворителем является одним из наиболее эффективных методов разделения смесей ионов металлов в промышленных масштабах. Гибкость этого метода позволяет выделить из смеси практически любой химический элемент. На современном этапе развития металлургического комплекса Казахстана прослеживается тенденция в сторону интенсификации производственных процессов с целью повышения ресурсной продуктивности производства. Широкое внедрение экстракционных методов извлечения, концентрирования и разделения металлов, как наиболее продуктивных, влечет за собой необходимость поиска и создания новых эффективных экстрагентов металлов.

Из всех известных соединений пригодных для использования в качестве экстрагентов металлов наибольшее применение получили фосфорорганические соединения, имеющих в настоящее время промышленное и стратегическое значение, что объясняется их высокой экстрагирующей способностью. Среди этих соединений органические фосфиты и фосфаты занимают особое место, так как они позволяют проводить экстракционные процессы с хорошей избирательностью и эффективностью.

Так, например, трибутилфосфат (ТБФ) в большинстве стран, включая Казахстан и Россию, с момента внедрения в радиохимические производства (50-е годы 20 века) и до настоящего времени является основным реагентом для выделения урана из ядерного топлива, широко используется ТБФ, для определения и для выделения тяжелых металлов (урана, молибдена и скандия) [4-6]. Трибутилфосфат образует с солью уранила комплекс, который легко переходит в органическую фазу.

На современном этапе развития металлургического комплекса прослеживается тенденция в сторону интенсификации производственных процессов с целью повышения ресурсной продуктивности производства и сохранения окружающей среды. Применение селективных фосфорорганических экстрагентов в гидрометаллургии позволяет разрешить проблему экономически рентабельной добычи трансурановых, редких и редкоземельных элементов из бедных полиметаллических руд и отходов других производств, что обеспечивает адекватную сырьевую базу развития атомной энергетики и электроники.

Новые возможности для разделения РЗЭ открылись в связи с появлением фосфорорганических экстрагентов, включающих нейтральные или кислые эфиры ортофосфорной кислоты или ее производных, где радикалы могут быть соединены непосредственно с атомом фосфора [7-9]. Природа заместителей в эфирах фосфорной кислоты существенно влияет на экстракционную способность реагента. Общепринятым постулатом является также то, что введение в молекулу фосфорорганических соединений функциональных групп повышает как эффективность их экстракционной активности, так и некоторые другие практически полезные свойства экстрагентов. Например, наличие в молекуле экстрагентов фторалкильных групп способствует повышению их негорючести [10-12]. За последнее время среди фосфорорганических экстрагентов найдены новые, обладающие еще более высокой эффективностью, и можно полагать, что роль фосфорорганических экстрагентов в гидрометаллургии будет возрастать [13].

В этой связи возникает необходимость в новых более совершенных по техническим характеристикам фосфорорганических экстрагентов тяжелых металлов (урана и сопутствующих металлов). Цель настоящей работы - разработка удобных технологичных методов направленного синтеза новых функциональных ациклических и циклических фосфитов и фосфатов – перспективных экстрагентов тяжелых металлов, в первую очередь, - урана и сопутствующих металлов.

Экстракционные свойства синтезированных функциональных фосфитов и фосфатов по отношению к урану

Введение в молекулы фосфатов и фосфитов функциональных групп (полифторалкильных,

цианоэтильных, аллильных, пропаргильных и т.д.) повышает как эффективность их экстракционной активности, так и некоторые другие практически полезные свойства этих экстрагентов. Так, например, введение двойных и тройных связей (аллильные и пропаргильные заместители) в молекулы фосфитов и фосфатов предполагает повышение экстракционных свойств этих соединений за счет дополнительного образования сигма и π-комплексов, кроме этого аллильные и пропаргильные заместители являются реакционноспособными фрагментами, то есть строительными блоками для дальнейшего модифицирования и направленного синтеза новых экстрагентов (новых полифункциональных фосфитов и фосфатов).

Для фосфатов, содержащих цианогруппы следует ожидать синергизм действия экстракционных свойств самих фосфатов, а также известных экстрагентов – цианидов. Естественно предположить, что наличие в молекуле экстрагентов одновременно фосфатных, полифторалкильных, цианогрупп и усилит экстракционные свойства таких полифункциональных соединений и откроет удобный подход к созданию инновационных материалов [14-21].

Введение полифторалкильных групп способствует повышению их негорючести, а также меняет гидрофильно-гидрофобный баланс экстрагентов (повышает их липофильность и гидрофобность), что приведет к увеличению экстракционной активности за счет лучшей растворимости в углеводородных разбавителях.

Наработанные партии синтезированных функциональных фосфатов и фосфитов были испытаны в качестве экстрагентов в процессе экстракции урана из урансодержащих сернокислых и азотнокислых растворов.

Тестовые исследования экстракционных свойств новых экстрагентов в процессе экстракции урана проводили в двух режимах: на азотнокислом урансодержащем растворе, приготовленном из ЗОУ (закись-окись урана) и на урансодержащем растворе, приготовленном из ХКПУ (химический концентрат природного урана), раскисленном серной кислотой. В качестве исходного сырья использовали сернокислый раствор товарного десорбата уранового производства с концентрацией урана 15.0 г/дм^3, (концентрация серной кислоты в товарном десорбате 26.95 г/дм^3), а также азотнокислый раствор товарного десорбата с концентрацией урана 15.0 г/дм^3 (концентрация азотной кислоты в товарном десорбате 52.50 г/дм^3). Содержание в приготовленном растворе из ЗОУ (закись-окись урана): U – 10.3 г/дм^3; HNO_3 – 56.4 г/дм^3. Содержание в урансодержащем растворе, приготовленном из ХКПУ (химический концентрат природного урана): U – 10.6 г/дм^3; H_2SO_4 – 25.7 г/дм^3. Концентрацию урана определяли по стандартной методике для водных растворов и органической фазы - титрованием ванадатом аммония.

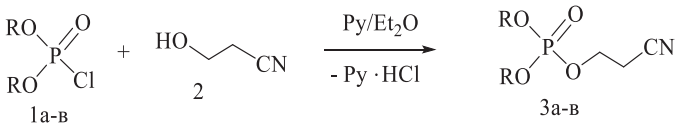
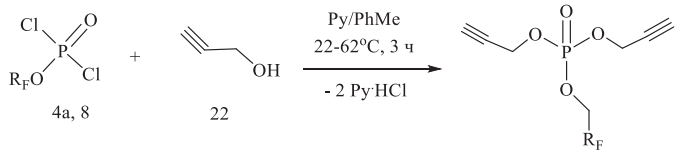
В таблице 1 приведены результаты испытания экстракционных свойств новых представителей фосфорорганических экстрагентов тяжелых металлов, синтезированных на основе доступных соединений в мягких экспериментальных условиях [14-21]:

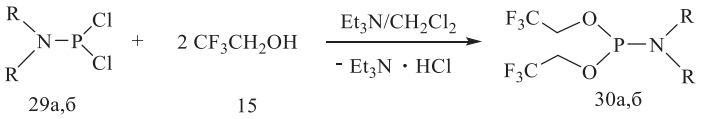
а) ациклических функциональных фосфатов с фторалкильными и цианоэтильными группами [14];

б) ациклических фосфатов с фторалкильными и пропаргильными группами, фосфитов с фторалкильными и аллильными группами[18];

в) ациклических амидофосфитов с фторалкильными и аллильными группами [19,21].

Таблица 1 – Результаты испытания экстракционных свойств синтезированных функциональных фосфатов и фосфитов

	Реакции синтеза функциональных фосфорорганических экстрагентов	Извлечение урана, %	
		серно-кислый р-р	азотно-кислый р-р
а)	 R = CF_3CH_2 (а), $HCF_2CF_2CH_2$ (б), Et (в)	12 - 18	15 - 21
б)	 R_F = CF_3CH_2 (а); $HCF_2CF_2CH_2$(б)	22-27	36-64

в)	 R = CH_2=$CHCH_2$ (30а, 60%), Ph (30б, 56%)	35-89	86-95

Таким образом, синтезированные функциональные фосфиты и фосфаты проявляют выраженные экстракционные свойства и являются перспективными для использования в качестве экстрагентов тяжелых металлов. Ациклические фосфаты с фторалкильными и цианоэтильными группам, экстрагенты группы а), позволяют извлекать из сернокислых технологических растворов в зависимости от структуры экстрагентов от 12 до 18 %, а из азотнокислых растворов - до 21 % урана. Ациклические фосфаты с фторалкильными и пропаргильными группами, экстрагенты группы б), позволяют извлекать из указанных технологических растворов от 22 до 27% и 36-64%урана, соответственно из сернокислых и азотнокислых растворов. Функциональные ациклические амидофосфиты, экстрагенты группы и, проявляют ярко выраженные экстракционные свойства. Амидофосфиты, содержащие фторалкильные группы, способны экстрагировать уран с высокой эффективностью как из азотнокислых (до 95%), так из сернокислых (до 89%) урансодержащих растворов товарного десорбата.

Наличие в молекулах синтезированных амифосфитов функциональных групп (полифторалкильных, аллильных, пропаргильных и амидных) повышает как эффективность их экстракционной активности, так и некоторые другие практически полезные свойства этих экстрагентов. К достоинствам этих экстрагентов необходимо отнести высокую избирательность, гидродинамическую стабильность, способность работать в кислых средах, что особенно важно для гидрометаллургической промышленности Казахстана, извлечение ценных компонентов проводится из серно-, и азотно- и хлорнокислых растворов, тогда как широко используемые коммерческие экстрагенты теряют свою активность по мере повышения кислотности технических растворов.

Таким образом, разработанные новые экстрагенты тяжелых металлов могут быть рекомендованы к использованию и найти широкое применение в экстракционных процессах извлечения, концентрирования и разделения металлов (урана и сопутствующих металлов) в гидрометаллургической промышленности не только Казахстана, но и других стран. Учитывая объемы добываемого минерального сырья в Казахстане, создание отечественных импортзамещающих экстрагентов тяжелых металлов с улучшенными техническими характеристиками приобретают высокую значимость в развитии металлургического комплекса.

Список использованных источников

1. Jha, M.K., Kumari, A., Panda, R., Kumar, J.R., Yoo, K., Lee, J.Y., 2016. Review on hydrometallurgical recovery of rare earth metals. Hydrometallurgy 165, 2–26. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.01.00.
2. Sun, T., Xu, C., Fu, J., Chen, Q., Chen, J., Shen, X., 2017. Extraction of U (VI) by the ionic liquid hexyltributylphosphonium bis(trifluoromethylsulfonyl)imides: an experimental and theoretical study. Sep. Purif. Technol. 188, 386–393. https://doi. org/10.1016/j. seppur.2017.07.055.
3. Park, H.S., Kim, Y.J. A novel process of extracting precious metals from waste printed circuit boards: utilization of gold concentrate as a fluxing material. J. Hazard. Mater., 2019. 365, 659–664. https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2018.11.051.
4. Douglas S. Flett. Solvent extraction in hydrometallurgy: the role of organophosphorus extractants // Journal of Organometallic Chemistry.2005. V. 690. P. 2426-2438
5. Free Michael L. Hydrometallurgy: Fundamentals and Applications.New York: John Wiley & Sons, Inc. 2013. 444p.
6. А. М. Розен, В. И. Волк, А. Ю. Бахрушин, Б. С. Захаркин, Н. А. Карташева, Б. В. Крупное, З. И. Николотова / Экстрагенты для глубокого извлечения ТПЭ из отходов радиохимических процессов // Радиохимия, 1999, том 41, вып. 3 с. 205-212
7. Rama R., Rout Alok, Venkatesan K.A., Antony M.P. Effect of alkyl chain length of tri-n-alkyl phosphate extractants on the electrochemical behaviour of U(VI) in ionic liquid medium. // Journal of Electroanalytical Chemistry. 2016. Vol. 771. P.87-93.
8. Zhu Y., Jiao R., Wang S., Fan S., Liu B., Zheng H. S. Z., Chen S. /An Extractant (TRPO) for the Removal and Recovery of Actinides from High Level Radioactive Liquid Waste// Proceeding of Intern. Conference ISEC'83, Aug 26 – Sep 2, 1983, Denver, CO, p. 9;
9. Чмутова М. К., Куляко Ю. М., Литвина М. Н., Маликов Д. А., Мясоедов Б. Ф./ Экстракция отсутствие растворителя // Радиохимия, 1998, том 40, вып. 3 с. 241- 247; 1
10. Yoon Jae-Gu, Doo Seok-Gwang, Hwang Seung-Sik, Park Kyu-Sung, Gusarova Nina K., Trofimov Boris A. Organic electrolytic solution and lithium battery using the same // Patent US 20070048622 (A1). 2007.
11. Chernyshov Denis V., Krachkovskiy SergeyA., Kapylou Andrei V., Bolshakov Ivan A., Shin Woo Cheol., Ue Makoto. Substituted Dioxaphosphinane as an Electrolyte Additive for High Voltage Lithium-Ion Cells with Overlithiated Layered Oxide// Journal of The Electrochemical Society. 2014.V. 161 (4), A633-A642.

12. Тимошенко Л.И., Малышева С.Ф., Самойлов В.Г., Маркосян С.М., Гусарова Н.К., Трофимов Б.А. Смесь трис(пропенил) фосфиноксидов – новый эффективный собиратель для флотации медно-никелевых руд // Химическая технология. 2008. № 4. С. 166-167.

13. Меньшиков В.И., Воронова И.Ю., Пройдакова О.А.,Малышева С.Ф., Иванова Н.И., Белогорлова Н.А.,Гусарова Н.К., Трофимов Б.А. Концентрирование золота, серебра,палладия, платины и рутения фосфорорганическими экстрагентами // Журнал прикладной химии. 2009. Т. 82. Вып. 2. С. 189-195.

14. Гусарова Н.К., Верхотурова С.И., Арбузова С.Н., Казанцева Т. И., Налибаева А.М., Бишимбаева Г.К. Синтез цианоэтилированных фторалкилфосфатов // Бутлеровские сообщения. – 2016. – Т.47, N 8 – С. 29–34.

15. Gusarova N.K., Verkhoturova S. I., Arbuzova S.N., Kazantseva T.I., Albanov A.I., Nalibaeva A.M., Bishimbaeva G.K., Apartsin K.A., Kireeva V.V., Trofimov B.A. Synthesis and Isomer Composition of 2-Polyfluoroalkoxy-1,3,2-dioxaphospholanes and –phosphinanes / Russian Journal of General Chemistry. – 2018. – V. 88. – P. 705–712. *DOI:* https://doi.org/10.1134/S107036321804014X

16. Verkhoturova S. I., Nalibaeva A.M., Arbuzova S.N., Kazantseva T.I., Zinchenko S.V., Mikhailenko V.L.,. Chernysheva N.A, Bishimbaeva G.K., Gusarova N.K., Trofimov B.A. Polyfluoroalkyl Phosphates Bearing Propargyl Substituents// Russian Journal of General Chemistry. – 2019. – V. 89, No. 4 – P. 708–712. DOI: https://doi.org/10.1134/S107036321904011X

17. Bishimbaeva G.K., Nalibaeva A.M., Polimbetova G.S., Borangazieva A.K., Ibraimova Zh.U., Zhanabaeva A.K. Catalytic Synthesis of Phosphorus-Containing Extractant: Tributyl Phosphate // Russian Journal of Applied Chemistry. – 2019. – V. 92, No. 4. – P. 504–509. DOI: https://doi.org/10.1134/S1070427219040104

1. Nalibayeva A. M., Bishimbayeva G. K., Saidullayeva S. A., Kopbayeva M. P., Verkhoturova S. I., Arbuzova S. N., Gusarova N. K. Bis(2,2,2-trifluoroethyl)(2-cyanoethyl) phosphate – a new uranium extragent // News of NAS RK. Series of Chemistry and Technology. – 2020. – №1. – P.109–115. DOI: https://doi.org/10.32014/2020.2518-1491.14 (в базе данных Web of Science)

18. Malysheva S.F., Gusarova N.K., Belogorlova N.A., Nalibayeva A.M., Yasko S.V., Chernysheva N.A., Verkhoturova S.I., Bishimbayeva G.K., Trofimov Boris A. Synthesis of Amido- and Diamidophosphites with Polyfluoroalkyl Substituents // Russian Journal of General Chemistry. – 2020. – V. 90. – P. 229–234. DOI**:** https://doi.org/10.1134/S1070363220020103

19. Gusarova, N.K.; Malysheva, S.F.; Belogorlova, N.A.; Verkhoturova, S.I.; Oparina, L.A.; Arbuzova, S.N.; Chernysheva, N.A.; Nalibayeva, A.M.; Bishimbayeva, G.K.; Yas'ko, S. V.; Trofimov, B.A. Synthesis of Non-Symmetric Functionalized Polyfluoroalkyl Phosphites // Russian Journal of General Chemistry. – 2020. – V. 90. – P. 839–844. DOI: https://doi.org/10.1134/S1070363220050138

20. Malysheva, S. F.; Gusarova, N.K.; Belogorlova, N.A.; Nalibayeva, A. M.; Yasko, S. V.; Chernysheva, N. A.; Verkhoturova, S.I.; Bishimbayeva, G.K.; Trofimov, B. A. Synthesis of Amido- and Diamidophosphites with Polyfluoroalkyl Substituents // Russian Journal of General Chemistry. – 2020. – V. 90. – P. 229–234**.** DOI**:** https://doi.org/10.1134/s1070363220020103

21. Bishimbayeva, G.K., Nalibayeva A.M., Saidullayeva S.A., Zhanabaeva A.K., Bold A., Abdikalykov Y.N. Synthesis and study of the extraction properties of new phosphorus-containing extractants of heavy metals // Izvestiya Vuzov-prikladnaya Khimiya I Biotekhnologiya. – 2020. - T. 11. № 3. – P. 340-348. (In Russ.) DOI: https://doi.org/10.21285/2227-2925-2021-11-3-340-348

22. Gusarova N.K., S. F. Malysheva S.F., Belogorlova N.A., Verkhoturova S.I., Arbuzova S.N., Chernysheva N.A., Volkov P.A., Nalibayeva A.M., Bishimbayeva G.K. & Trofimov B.A. Reaction of polyfluoroalkyl dichlorophosphites with propargyl alcohol: synthesis and isomerization of polyfluoroalkyl di(2-propynyl) phosphites // Russian Chemical Bulletin. – 2020. – V. 70. – P. 2195–2199. DOI: https://doi.org/10.1007/s11172-021-3332-y

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА С АНИОНИТА

Тимаков А.С., Копбаева М.П., Принзин Н.А., Кумарбекова А.Т., Буленова К.Ж.
ТОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан

Эффективность применения уранодобывающими предприятиями подземного скважинного выщелачивания (далее – ПСВ) для добычи и переработки урансодержащего сырья доказана на практике и подтверждена временем. Тем не менее, как и любой производственный процесс, технологическая схема реализации ПСВ урана (U) периодически рассматривается на предмет ее оптимизации и совершенсвования. В частности, объектом исследования в настоящей работе является один из ключевых технологических этапов ПСВ U – десорбция U с насыщенной ионообменной смолы (далее – ИОС), а именно, рассмотрение и подбор технологических параметров при использовании альтернативного десорбирующего раствора (далее – ДР) хлорида натрия NaCI в ПСВ урана.

В настоящее время уранодобывающие предприятия АО «НАК «Казатомпром» преимущественно используют нитратный способ десорбции U, который характеризуется весьма высокой эффективностью перевода урана с насыщенного анионита в раствор. При этом нитратный способ имеет ряд недостатков, в числе которых следует отметить высокий удельный расход нитратных солей и дороговизну реагентов (азотнокислых солей аммония), используемых при проведении регенерации десорбированного анионита, что приводит к увеличению себестоимости готовой продукции.

В связи с этим возникла необходимость поиска альтернативных реагентов, позволяющих эффективно десорбировать U с насыщенной смолы в процессе осуществления ПСВ. Наиболее привлекательным в этом отношении является доступный и дешевый хлорид натрия, примеры использования которого известны в мировой практике вытеснения U из структуры насыщенного анионита.

Цель работы – выбор оптимальных технологических параметров проведения десорбции с использованием альтернативного десорбирующего раствора хлорида натрия.

Для достижения поставленной цели, в рамках выполнения работы:

- проведен общий анализ мирового опыта применения ДР при выполнении ПСВ урана;
- определены оптимальные технологические параметры проведения процесса хлоридной десорбции урана с насыщенной смолы в статистических условиях;
- исследован процесс хлоридной десорбции урана в динамических условиях;
- осуществлен сравнительный анализ эффективности применения нитратного и хлоридного растворов для десорбции урана с насыщенного анионита;
- исследована возможность осаждения урана из товарного десорбата, полученного при хлоридной десорбции, различными реагентами-осадителями – NaOH, NH_4OH, H_2O_2.
- обоснован выбор раствора NaCI в качестве альтернативного ДР при реализации ПСВ U.

Для проведения технологического этапа десорбции при выполнении ПСВ урана используются различные реагенты, в числе которых следует отметить химические вещества, содержащие нитрат, хлорид, карбонат-ионы, а также сульфат-ионы [1-2]. О положительном опыте применения хлорида натрия для десорбции U с насыщенного сорбента свидетельствует ряд литературных источников, в том числе работы авторов [3-6]. Наряду с этим привлекательные характеристики хлорида натрия – его доступность и дешевизна, побудили провести более детальное изучение и определение технологических параметров процесса десорбции урана из фазы насыщенной смолы с использованием хлорида натрия.

Экспериментальная работа по хлоридной десорбции U проводилась с использованием двух образцов анионообменных смол: объекта исследований - насыщенной смолы рудника «Центральный Мынкудук» ТОО «ДП «Орталык» (р. «Ц. Мынкудук») и эталонного образца - смолы «Ambersep™ 920 U SO_4», которую предварительно подвергли насыщению и донасыщению товарным десорбатом р. «Ц. Мынкудук» (ТД). Химический состав объекта исследований и ТД приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав насыщенной смолы и ТД р. «Ц. Мынкудук»

№	Наименование	Содержание, %			
		U	Cl^-	NO_3^-	SO_4^{2-}
1	Насыщенная смола р. «Ц. Мынкудук»	4,43	1,24	0,66	7,52
2	ТД р. «Ц. Мынкудук»	63,9	5,21	8,6	20,2

В табл. 2 представлены качественные показатели смолы, которые ранее были определены сотрудниками ТОО «ИВТ» [7].

Таблица 2 – Качественные показатели смолы Ambersep™ 920 U SO_4

Определяемые показатели	**«Ambersep™ 920 U SO_4»**		
Массовая доля влаги, %	57,4		
Удельный объем, $см^3$/г	3,4		
Полная обменная емкость, г-экв/$дм^3$	1,23		
Насыпная масса, г/$см^3$	0,6		
Коэффициент набухания	2,0		
Гранулометрический состав/размер фракции, мм	**Содержание фракции, %**		
	- 1,25 + 1,0	- 1,0 + 0,8	- 0,8 + 0,63
	47,0	48,5	4,5

Результаты анализа образцов донасыщенных смол приведены в табл. 3.

Таблица 3 – Химический состав донасыщенных ураном образцов смол

№	Наименование	Содержание, %			
		U	Cl^-	NO_3^-	SO_4^{2-}
1	Донасыщенная смола р. «Ц. Мынкудук»	19,305	0,12	1,16	9,11
2	Донасыщенная смола Ambersep™ 920 U SO_4	18,85	0,16	1,82	11,68

Исследование процесса хлоридной десорбции урана в статических условиях

Для выбора оптимального состава ДР проведена хлоридная десорбция U в статическом режиме в соответствии с утвержденной методикой десорбции U.

Эксперименты по десорбции U проводились при: продолжительности (t) перемешивания - 2 ч; ж:т = 15:1 и Т = (25±2) ^{0}С. Для приготовления ДР использовался хлорид натрия с содержанием NaCl не менее 95,7 %,. Для проведения сравнительной десорбции согласно технологическому регламенту (ТР) р. «Ц. Мынкудук» использовался сернокислый нитратный раствор, приготовленный на основе NH_4NO3 (ГОСТ-2-2013). В полученных растворах определялось содержание U и степень извлечения U в раствор.

1) Выбор оптимальной концентрации NaCl в ДР с использованием ИОС Ambersep™ 920 U SO_4

Проведены эксперименты по выбору оптимальной концентрации NaCl в ДР: содержание NaCl варьировалось от 30 г/$дм^3$ до 110 г/$дм^3$ (с «шагом» 10 г/$дм^3$) при постоянной концентрации H_2SO_4 (15 г/$дм^3$). Содержание U в смоле - 18,85 %. В табл. 5 представлены выборочно результаты экспериментов.

Таблица 5 – Результаты 1-й серии экспериментов по хлоридной десорбции урана

№	Состав десорбирующего раствора	Содержание U в десорбате, г/$дм^3$	Степень извлечения U в раствор, %
1	NaCl – 30 г /$дм^3$ (Cl - 18,5 г /$дм^3$) + H_2SO_4 - 15 г/$дм^3$	3,6	71,3
2	NaCl - 80 г /$дм^3$ (Cl - 48,5 г /$дм^3$) + H_2SO_4 - 15 г/$дм^3$	4,2	83,2
3	NaCl - 90 г /$дм^3$ (Cl – 54,6 г /$дм^3$) + H_2SO_4 - 15 г/$дм^3$	4,3	85,2
4	NaCl - 100 г /$дм^3$ (Cl – 60,7 г /$дм^3$) + H_2SO_4 - 15 г/$дм^3$	4,2	83,2
5	NaCl - 110 г /$дм^3$ (Cl – 66,75 г /$дм^3$) + H_2SO_4 - 15 г/$дм^3$	4	79,3

Согласно представленным данным (табл. 5) следует, что максимальная степень извлечения U 85,2 % достигается при десорбции U раствором состава (90 г/$дм^3$ NaCl + 15 г/$дм^3$ H_2SO_4). При этом увеличение концентрации NaCl в ДР более 90 г/$дм^3$ приводит к снижению степени извлечения U в раствор, что объясняется ростом содержания Cl^- -ионов в растворе при возрастании концентрации NaCl, используемого для десорбции, и, соответственно, ростом доли сорбируемых ионитом анионных и нейтральных форм хлоридных комплексов, в результате чего происходит сорбция Cl^--иона из десорбата [8].

2) Выбор оптимальной концентрации H_2SO_4 в ДР с использованием ИОС AmbersepTM 920 U SO4

Для выбора оптимальной концентрации H_2SO_4 в ДР проведены эксперименты по хлоридной десорбции в статическом режиме при постоянной концентрации NaCl (90 г/$дм^3$) в растворе и варьировании содержания H_2SO_4 в диапазоне от 5 до 25 г/$дм^3$.

Для сравнительной оценки эффективности хлоридной десорбции был проведен эксперимент по нитратной десорбции раствором состава (80 г/$дм^3$ $NO3^-$ + 15 г/$дм^3$ H_2SO_4).

Результаты экспериментов представлены в табл. 6.

Таблица 6 – Результаты эксперимента по выбору оптимальной концентрации H_2SO_4

№	Состав десорбирующего раствора	Содержание U в десорбате, г/дм^3	Степень извлечения U в раствор, %
	Раствор после хлоридной десорбции		
1	H_2SO_4 - **5** г/дм^3 + NaCl -90 г/дм^3	4,2	83,2
2	H_2SO_4 - 10 г/дм^3 + NaCl -90 г/дм^3	4,1	81,2
3	H_2SO_4 - 15 г/дм^3 + NaCl -90 г/дм^3	4,1	81,2
4	H_2SO_4- 20 г/дм^3 + NaCl -90 г/дм^3	4	79,3
5	H_2SO_4 - 25 г/дм^3 + NaCl -90 г/дм^3	3,9	77,3
	Раствор после сравнительной нитратной десорбции		
1	15 г/дм^3 H_2SO_4 + 80 г/дм^3 NO_3^-	4,4	87,2

Анализ данных табл. 6 показывает, что наиболее высокая степень извлечения U в раствор 83,2 % достигается при проведении десорбции раствором состава (90 г/дм^3 NaCl + 5 г/дм^3 H_2SO_4), что, как и следовало ожидать, несколько ниже по значению аналогичного показателя, полученного при сравнительной нитратной десорбции – 87,2 %.

Таким образом, проведение экспериментов по десорбции в статическом режиме с использованием анионита Ambersep™ 920 U SO_4 позволило установить оптимальный состав ДР для хлоридной десорбции U: 90 г/дм^3 NaCl (54,6 г/дм^3 Cl) + 5 г/дм^3 H_2SO_4.

3) Десорбция урана со смолы ТОО «ДП «Орталык» раствором NaCl

Содержание U в используемой смоле составляло 19,31 %. В качестве ДР использованы хлоридные растворы двух составов с различным содержанием H_2SO_4 для получения сравнительных экспериментальных данных. Результаты экспериментов приведены в табл. 7.

Таблица 7 – Результаты экспериментов по десорбции в статическом режиме со смолы ТОО «ДП «Орталык»

№	Состав десорбирующего раствора	Содержание U в десорбате, г/дм^3	Степень извлечения U в раствор, %
	Хлоридная десорбция		
1	90 г/дм^3 NaCl+5 г/дм^3 H_2SO_4	4,2	81,3
2	90 г/дм^3 NaCl+15 г/дм^3 H_2SO_4	4,2	81,3
	Нитратная десорбция		
3	80 г/дм^3 NO3 $^-$+20 г/дм^3 H_2SO_4	4,8	92,9

Согласно результатам выполненных экспериментов (табл. 7) было установлено следующее:

• при обработке смолы ДР оптимального состава (90 г/дм^3 NaCl+5 г/дм^3 H_2SO_4) достигается степень извлечения U в раствор более 80 %;

• увеличение концентрации H_2SO_4 в ДР с 5 г/дм^3 до 15 г/дм^3 не приводит к повышению степени извлечения U в раствор и составило 81,3 %;

• при сравнительной нитратной десорбции U достигается более высокий показатель степени извлечения U в раствор 92,9 %, чем при хлоридной десорбции – 81,3 %.

Таким образом, результаты экспериментов по десорбции U в статическом режиме со смолы р. «Ц. Мынкудук» показали, что принципиально хлоридная десорбция U может рассматриваться как альтернатива нитратной, т.к. при этом достигается достаточно значимая величина степени извлечения U в раствор – более 80 %.

Для получения более объективных данных дальнейшие исследования проводились с моделированием процесса десорбции U в динамическом режиме.

Исследование процесса хлоридной десорбции урана в динамических условиях

Исследования по хлоридной десорбции в динамическом режиме выполнены по утвержденной методике, с использованием тех же образцов смол, что и при статическом режиме.

Сравнительный анализ процесса десорбции при организации контакта донасыщенного сорбента с нитратным и хлоридным десорбирующими растворами.

Десорбция урана со смолы Ambersep™ 920 U SO_4 в динамических условиях

В табл. 8 представлены результаты анализа проб, полученные при проведении хлоридной десорбции U со смолы Ambersep™ 920 U SO_4. Условия: содержание U в смоле - 18,85 %; состав ДР: 90 г/дм^3 NaCl + 5 г/дм^3 H_2SO_4; продолжительность – 10 ч.

Таблица 8 – Данные анализа проб с *хлоридной* десорбции урана

Время, час	Наименование продукта	Смола Ambersep™ 920 U SO_4		
		U	Cl^-	SO_4^{2-} / H_2SO_4
Содержание компонентов в смоле, %				
	Донасыщенная смола	18,85	0,16	11,68
Содержание компонентов в растворе, г/дм^3				
1	Десорбат - 1	0,9	0,23	3,5
2	Десорбат - 2	11,6	33,99	3,99
3	Десорбат - 3	10,3	40,39	4,6
4	Десорбат - 4	9,4	44,79	4,9
5	Десорбат - 5	7,0	44,39	4,99
6	Десорбат - 6	5,7	45,99	5,2
7	Десорбат - 7	4,6	46,78	4,99
8	Десорбат - 8	3,5	47,58	5,0
9	Десорбат - 9	2,7	49,18	4,98
10	Десорбат - 10	2,1	48,38	5,04
Содержание компонентов в смоле, %				
1	Смола после десорбции	2,04	27,99	-

Аналогичный эксперимент в динамических условиях был проведен по сравнительной нитратной десорбции U со смолы Ambersep™ 920 U SO_4.

Обработка экспериментальных данных показала, что десорбция U со смолы Ambersep™ 920 U SO_4 хлоридным раствором осуществляется достаточно полноценно. В табл. 9 представлены показатели степени извлечения U в раствор.

Таблица 9 – Степень извлечения U со смолы Ambersep™ 920 U SO_4 в раствор

№	Смола Ambersep™ 920 U SO_4	
	Состав десорбирующего раствора	Степень извлечения U, %
1	Хлоридная десорбция (90 г/дм^3 NaCl + 5 г/дм^3 H2SO4)	89,2
2	Нитратная десорбция (80 г/дм^3 NO3 + 15 г/дм^3 H2SO4)	99,2

Как видно из данных табл. 9, показатель степени извлечения U в раствор 89,2 %, достигнутый при хлоридной десорбции, сопоставим с аналогичным показателем, полученным при нитратной десорбции - 99,2 %. На рис. 1 представлены кривые десорбции.

Рисунок 1 – Кривые хлоридной и нитратной десорбции урана со смолы Ambersep™ 920 U SO_4.

Анализ графиков на рис. 1 показывает следующее:

• при нитратной десорбции U через 10 часов обработки раствором состава (80 г/дм^3 $NO3^-$ и 15 г/дм^3 H2SO4) в системе «смола – раствор» достигается равновесие и, как следствие, U при этом практически полностью (99,2 %) извлекается в раствор;

• 10-ти часовой обработки смолы раствором оптимального состава (90 г/дм^3 NaCl и 5 г/дм^3 H2SO4) недостаточно для достижения равновесных концентраций U в растворе и смоле, чем и объясняется получение сниженного показателя извлечения U в раствор (89,2 %).

Десорбция урана со смолы р. «Ц. Мынкудук» в динамических условиях

Данные анализа проб с экспериментов по хлоридной десорбции урана раствором оптимального состава со смолы – объекта исследований представлены в таблице 10.

Таблица 10 – Данные анализа проб с эксперимента по *хлоридной* десорбции U
Условия: содержание U в смоле – 19,305 %; состав ДР: 90 г /дм^3 NaCl и 5 г/дм^3 H_2SO_4; продолжительность – 10 ч.

Время, час	Наименование продукта	Смола ТОО «ДП «Орталык»		
		U	Cl	SO_4 / H_2SO_4
Содержание компонентов в смоле, %				
	Донасыщенная смола	19,305	0,12	9,11
Содержание компонентов в растворе, г/дм^3				
1	Десорбат - 1	5,66	0,77	н/обн
2	Десорбат - 2	21,4	38,80	2,89
3	Десорбат - 3	13,8	43,85	3,94
4	Десорбат - 4	8,6	46,39	4,51
5	Десорбат - 5	6,6	47,89	4,86
6	Десорбат - 6	6,0	47,28	4,86
7	Десорбат - 7	3,31	47,69	4,88
8	Десорбат - 8	2,46	48,29	4,87
9	Десорбат - 9	1,88	48,29	4,86
10	Десорбат - 10	1,42	48,29	4,88
Содержание компонентов в смоле, %				
1	Смола после десорбции	2,39	31	1,12

Аналогичный эксперимент в динамических условиях был проведен по сравнительной нитратной десорбции U со смолы ТОО «ДП «Орталык».

Показатели степени извлечения U в раствор, достигнутые при проведении экспериментов по хлоридной и нитратной десорбции урана со смолы приведены в табл. 11.

Таблица 11 – Степень извлечения U в раствор при десорбции со смолы р. «Ц. Мынкудук»

№	Смола р. «Ц. Мынкудук»	
	Состав десорбирующего раствора	Степень извлечения U, %
1	Хлоридная десорбция (90 г/дм^3 NaCl + 5 г/дм^3 H2SO4)	87,63
2	Нитратная десорбция (80 г/дм^3 NO3 + 15 г/дм^3 H2SO4)	98,0

По сравнительным данным (табл. 11), видно, что при обработке смолы хлоридным раствором оптимального состава (90 г/дм^3 NaCl и 5 г/дм^3 H2SO4), достигается достаточно высокая величина степени извлечения урана в раствор ~ 88 %.

Кривые классического вида, характеризующие течение процесса десорбции U при обработке смолы хлоридным и нитратным растворами, представлены на рис. 2. Идентичный характер кривых с отличием в величине содержаний U во фракциях десорбатов свидетельствует о том, что равновесие в системе «смола-раствор» практически достигается одновременно.

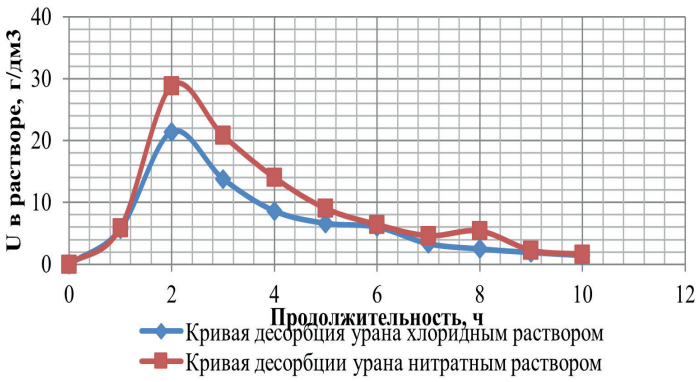


Рисунок 2 – Кривые хлоридной и нитратной десорбции урана со смолы рудника Центральный Мынкудук.

Регенерация смолы р. «Ц. Мынкудук»

Применение хлоридного способа, как альтернативного, для десорбции урана, необходимо также оценивать и по эффективности осуществления последующего процесса регенерации смолы.

На р. «Ц. Мынкудук» регенерацию смолы после нитратной десорбции осуществляют посредством обработки ее раствором H2SO4 (20–30 г/дм^3) в соответствии с установленной методикой, с целью приведения смолы в исходную сульфатную форму.

Проведены эксперименты по регенерации смолы ТОО «ДП «Орталык» после хлоридной и нитратной десорбции. Результаты представлены в табл. 12.

Таблица 12 – Данные по регенерации смолы после хлоридной и нитратной десорбции

τ, час	Наименование продукта	Смола ТОО «ДП «Орталык»					
		Дехлоринация			*Денитрация*		
		Cl	U	SO_4/H_2SO_4	NO_3	U	SO_4/H_2SO_4
Содержание компонентов в исходной смоле, %							
1	Смола после десорбции	31	2,39	1,12	8,43	0,36	0,47
Содержание компонентов, %							
1	Смола после регенерации	0,46	0,11	17,92	0,83	0,22	6,31

Показатели степени регенерации образцов смол приведены в табл. 13.

Таблица 13 – Степень регенерации смолы при хлоридной и нитратной десорбции

№	Степень регенерации смолы ТОО «ДП «Орталык»	
1	После дехлоринации	После денитрации
2	98,5 %	90,2 %

По результатам проведенных экспериментов (табл. 13) видно, что при одинаковых условиях обработки раствором H_2SO_4 (30 г/дм^3), наиболее полноценно регенерировалась смола после *хлоридной* десорбции. Это явление закономерно, и объясняется, как известно, меньшим сродством сильноосновной анионообменной смолы к *хлор-иону*, чем к *нитрат-иону*. В ходе осуществления *хлоридной* десорбции при взаимодействии хлор-иона с функциональной группой анионита образуются менее прочные химические связи, чем с нитрат-ионом при *нитратной* десорбции. Естественно, что они легче разрушаются при проведении дальнейшей регенерации смолы обработкой раствором H_2SO_4, при которой и происходит замещение хлор-иона функциональных групп на сульфат-ион. Данная особенность свойств анионита и позволила обеспечить более полную степень регенерации смолы (98,5 %) после хлоридной десорбции, чем после нитратной (90,2 %).

Проведение экспериментов по осаждению урана из хлорсодержащего десорбата

Были проведены эксперименты по осаждению U из хлорсодержащего десорбата по утвержденной методике традиционными реагентами-осадителями: гидроксид аммония (NH_4OH), гидроксид натрия (NaOH) – для осаждения в виде ХКПУ; перекись водорода (H_2O_2) – для осаждения в виде порошка пероксида урана.

В качестве исходного раствора осаждения использовался ТД р. «Ц. Мынкудук», содержание хлора с концентрацией 40 г/дм^3 в котором обеспечивалось за счет ввода расчетного количества NaCl. Данное

значение концентрации хлор-иона обусловлено содержанием в наиболее богатых по U фракциях ТД, полученных при осуществлении экспериментов по хлоридной десорбции в динамическом режиме.

В таблице 15 приведены данные экспериментов по осаждению концентратов U (ХКПУ и порошка пероксида урана) из хлоридного десорбата.

Данные экспериментов по осаждению U из хлоридного десорбата с использованием традиционных реагентов-осадителей (NH_4OH; H_2O_2; NaOH), представленные в сводной таблице 15, показывают, что высокое содержание хлора в исходном растворе (40 г/дм^3 Cl^-) не влияет на полноту осаждения U. Степень извлечения урана при гидроксидном осаждении в ХКПУ и при пероксидном осаждении в порошок пероксида урана составляет практически 100 %. Содержание U в экспериментальных осадках высокое – более 60 %. При этом следует отметить, что при обработке хлоридного ТД растворами гидроксида натрия и гидроксида аммония получены образцы осадков ХКПУ, удовлетворяющие требованиям ТР рудника Центральный Мынкудук по содержанию U (не ниже 35 %) .

В табл. 16 представлена предварительная оценка экономической эффективности реализации хлоридной и нитратной десорбции в условиях гидрометаллургической переработки U.

Таблица 15 – Данные экспериментов по осаждению урана из ТД

№	Исходный ТД		I ступень нейтрализации				II ступень нейтрализации и осаждения концентрата урана				Фильтрат				Промывочная вода		Осадок	Степень извл. U в осадок
	U, г/дм^3	H_2SO_4, г/дм^3	pH	t, ^{0}C	τ, мин	$V_{нейтр-ра}$, мл	pH	t, ^{0}C	τ, мин	$V_{нейтр-ра}$, мл	pH*к*	$t_к$, ^{0}C	U, г/дм^3	Cl, г/дм^3	U, г/дм^3	Cl, г/дм^3	U, %	%
1	Осаждение ХКПУ раствором NH_4OH из ТД (Cl – 40 г/дм^3)																	
	57,5	20,2	3,01	27	10	24	6,7	30	10	26	6,36	25	0,012	38,9	0,0012	25,8	63,65	100
2	Осаждение порошка пероксида урана раствором H_2O_2 из ТД (Cl – 40 г/дм^3)																	
	59,5	20,2	3,5	30	10	9	3,57	37	10	9	3,36	28	0,006	34,5	0,0014	9,96	63,67	99,7
3	Осаждение ХКПУ раствором NaOH из ТД (Cl – 40 г/дм^3)																	
	65,2	15	3,09	26	5	15	6,83	30	8	25	6,45	23	0,01	34,2	0,03	7,5	62,59	100

Таблица 16 – Предварительная оценка экономической эффективности реализации хлоридной и нитратной десорбции

№ п/п	**Наименование десорбирующе-го реагента**	**Ж:Т**	**Объем ТД**	**Конция десорбирующе-го иона в ТД, г/дм^3**	**Стоимость 1 тонны ДР (с НДС), тг**	**Степень регенерации ИОС, %**	**Конция десорбирующе-го иона в ДР, г/дм^3**	**Кол-во извлеченного урана в раствор при десорбции, % (г)**	**Потери (расход) ДР, т**	**Удельная норма расхода реагента, т/т**	**Расход ДР на получение 1 тонны урана, тг/т**
1	Хлорид натрия	3.0	1,4	25,0	15 000,0	80,0	54,6	16,915 (40,765)	60,76	2,46	36 840
2	Нитрат аммония	1,8	1,0	15,0	94 000,0	60,0	80,0	17,64 (42,51)	66,6	2,02	185 840

Заключение

1. Проведен анализ мирового опыта использования хлоридсодержащих растворов для десорбции U, подтверждающий их конкурентоспособность при переработке урансодержащих растворов.

2. Результаты экспериментов по десорбции U в статическом режиме позволили установить оптимальный состав хлоридного ДР: 90 г/дм^3 NaCl и 5 г/дм^3 H2SO4.

3. Результаты экспериментов в динамическом режиме показали, что хлоридную десорбцию принципиально можно рассматривать в качестве альтернативы нитратной, т.к.:

• при использовании хлоридного ДР получен не высокий, как при нитратной десорбции, но приемлемый показатель степени извлечения U (~ 88 %) в раствор;

• достигается высокий показатель регенерации смолы (~ 99 %), что закономерно, вследствие особенности свойств сильноосновных анионообменных смол по отношению к хлор-иону, и это является одним из преимуществ хлоридной десорбции;

• осаждение U из хлоридного десорбата с использованием традиционных реагентов-осадителей (NH_4OH, NaOH, H_2O_2) позволяет полноценно выделить его в виде осадков ХКПУ и порошка пероксида

U. Содержание U в осадках концентратов U составило более 60 %. Данные свидетельствуют о том, что присутствие высоких концентраций Cl^- иона в растворе не влияет отрицательно на процесс осаждения U.

4. Согласно предварительному расчету финансовых затрат определено, что для получения 1 т U расход на приобретение реагентов для нитратной десорбции превышает аналогичные затраты на реагенты для хлоридной десорбции более чем в 5,5 раз.

5. Проведение испытаний в *укрупненном* масштабе с использованием U-образной колонны для моделирования процессов донасыщения смолы U и десорбции позволит более объективно оценить технологическую и экономическую целесообразность применения хлоридного способа десорбции U взамен нитратному способу.

Список использованных источников

1. Туманов Ю.Н. Электротехнологии нового поколения в производстве неорганических материалов: экология, энергосбережение, качество// М.: ФИЗМАТЛИТ, 2013. – 816 с.
2. Вольфкович С.И., Роговин З.А., Руденко Ю.П., Шманенков И.В. Общая химическая технология. Том II. – М.: Государственное научно-техническое издательство химической литературы, 1959. – 819 с.
3. Higgins I.R. Use of the Higgins continuous ion exchange contactor in recovering uranium from aqueous slurries.
4. Шокобаев Н.М., Даулетбаков Т.С., Жумабаева Д.С. Поиск альтернативных эффективных ионитов для извлечения урана из продуктивных растворов подземного скважинного выщелачивания// Горный журнал Казахстана. – 2014.– № 8.– с.30–37.
5. Zhengian Wen и Yuqing Niu. Recovery of uranium from low concentration leach liquor of acid in-situ leaching// 2nd International Conference on Mining, Material and Metallurgical Engineering. IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 191.– 2017– 012035.
6. QLadeira A.C., Sicupira L.C. Application of ion-exchange resins to recover uranium from acid mine drainage// Proceeding of the 13th International Conference of Environmental Science and Technology/ Athens, Greece, 5–7 September. – 2013.
7. Отчет ТОО «ИВТ» по Договору № 44ФЗ от 09.02.2018 г. на тему «Тестирование ионообменной смолы «Ambersep 920 U SO4» согласно требованиям стандарта СТ НАК 20-2017». – С.26.
8. Титова С.М. Разработка технологии сорбционного извлечения урана из сульфатно-хлоридных растворов скважинного подземного выщелачивания// Диссертация на соискание степени кандидата технических наук. Специальность 05.17.02 – Технология редких, рассеянных и радиоактивных элементов.– С.177.

МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА КОМПАНИИ «ГУРВАНСАЙХАН» В МОНГОЛИИ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНО-ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Адамовский Я.А.[1], Баталов Е.[1], Бодунов А.А.[1], Ganbold N.[1], Ибраев Б.М.[2], Кашафутдинов И.В.[1]
[1]ООО «Gurvansaikhan», Монголия
[2]ТОО «NECS», Казахстан

Становится совершенно очевидным резкое увеличение спроса на природный уран в ближайшие десятилетия, так как традиционные энергоресурсы (гидро, нефть, газ) и альтернативные источники не в состоянии как удовлетворить растущие потребности человечества, так и улучшить ухудшающуюся экологическую обстановку в мире. И, как следствие этого, увеличились расходы на приобретение и разведку урановых месторождений, на новые виды и мощности обогащения урана, на малые модульные реактора, на технологии по «дожиганию» отработанного ядерного топлива, возвращению на использование реакторов на «быстрых нейтронах» и т.п.

Сегодня большой интерес в мире представляет Монголия по разведке и доразведке урановых месторождений. Страна по ресурсному потенциалу урана (около 1.5 млн тонн) входит в число мировых лидеров (здесь надо отметить, что оценка запасов в мире постоянно меняется из-за отработки текущих запасов и доразведки новых). До сегодняшнего дня нет промышленного освоения урановых месторождений Монголии в силу многих причин, и прежде всего политических. Однако в последнее время ситуация изменяется к лучшему и сегодня несколько компаний имеют лицензии на добычу природного урана на территории страны. Среди них можно отметить французскую «Орано», которая осваивает месторождения с подтвержденными запасами около 100 000 тонн и приступившую к пилотному проекту, а также чешско-монгольскую компанию «ГурванСайхан», которая ведет доразведку на месторождениях «Гурвансайхан», «Хаирхан», «Ульзиит», «Хаарат» и имеет планы построить несколько рудников в ближайшие годы.

Компания «Гурвансайхан» была организована в Монголии в 1994 году как совместное монголо-российско-американское предприятие. Учредителями СП являлись американская компания «Энержи фьюлс», российский государственный концерн «Геологоразведка» и монгольский государственный департамент полезных ископаемых. В периоды 1994 – 1999 и 2005 – 2012 годы компания занималась поисками и разведкой урановых месторождений песчаникового типа в позднемезозойских депрессионных структурах в Гобийском районе Монголии. Первым рудным объектом данного типа, установленным в Монголии и имеющим практический интерес, является месторождение Харат. Оно было выявлено в 1988 году в Чойренской впадине геологами Советской Сосновской геологоразведочной экспедиции. Однако, в связи с прекращением в 1989 году финансирования геологоразведочных работ на уран в Монголии, месторождение в тот период осталось недоизученным, не были ясны его масштабы и не изучены технологические свойства руд. Этими исследованиями СП «Гурвансайхан» занималось на начальной стадии своей деятельности, в результате которых была установлена промышленная значимость месторождения Харат и пригодность его отработки способом кучного и подземного выщелачивания урана. Полученные результаты открывали широкие перспективы развития геологоразведочных работ на данный тип уранового оруденения в Гобийском районе Монголии. Начиная с 1996 года компания проводит широкомасштабные поисковые, поисково-оценочные и разведочные работы в регионе. За весь период работ было пробурено около 430 тыс. п.м. скважин, вложено более 30 млн долларов инвестиций.

В результате проведённых работ было выявлено и разведано кроме Харата ещё 3 месторождения урана песчаникового типа: Хайрхан, Гурван-Сайхан, Ульзийт. Были оценены их запасы промышленных категорий и определены перспективы их прироста. Государственной комиссией правительства Монголии разведанные запасы урана всех месторождений утверждены и приняты на баланс.

Все четыре месторождения имеют сходное геологическое строение, вещественный состав руд, генезис и условия локализации. Все эти месторождения располагаются в позднемезозойских депрессионных структурах, выполненных преимущественно угленосными терригенно-осадочными отложениями раннемелового возраста. Эти депрессии имеют широкое развитие в Гобийском районе Монголии. Фундамент и обрамление их слагают разновозрастные интрузивные, метаморфические, вулканогенные комплексы горных пород, из них преимущественное развитие имеют палеозойские и раннемезозойские гранитоиды. Разрез осадочных отложений впадин сложный, невыдержанный, полифациальный. Низы его слагают сероцветные угленосные осадки пролювиальных, аллювиальных, озёрных и озёрно-болотных

фаций. Мощность их в разных депрессиях различная, но в основном она колеблется от первых сотен метров до 1500м. Выше по разрезу залегают пестроцветные верхнемеловые аллювиальные и озёрные отложения. Мощность их, как правило, не превышает первых сотен метров. На верхнемеловых осадках залегают палеоген-неогеновые красноцветные первичноокисленные озёрные и аллювиально-озёрные отложения мощностью до 100м. Завершают разрез осадочных образований впадин красноцветные четвертичные озёрные и аллювиальные осадки мощностью до первых десятков метров.

Месторождения урана Харат, Хайрхан, Гурван-Сайхан и Ульзийт по условиям формирования относятся к типичным гидрогенным рудным объектам, связанным с зонами поверхностного, грунтового и пластового окисления. Оруденение располагается как в сероцветных породах на границе с красноцветными лимонитизированными отложениями, так и в зоне развития окисленных пород. В пределах зоны окисления оно характеризуется бедными и рядовыми содержаниями урана и приурачивается, главным образом, к участкам развития пластов песчано-глинистых отложений, обогащённых углефицированной органикой. Наиболее мощные рудные скопления располагаются вдоль границы зон окисления, реже среди сероцветных пород, где они часто связаны с продольными языками лимонитизации. Наиболее богатое и контрастное оруденение приурочено к песчаным, песчано-глинистым, алевритистым сероцветным разностям и глинам. Максимальные концентрации урана тяготеют к участкам с большим количеством углистого детрита.

Запасы и прогнозные ресурсы урана месторождений компании «Гурвансайхан» составляют:

№№ п/п	Месторождения	Ед-цы измер.	Утверждённые запасы		Прогнозные ресурсы (Р1)
			Пров-вом Монголии	По 43-101	
1	Хайрхан	тыс.тонн	8407	9849	9621
2	Харат	"	7288	15867	15394
3	Гурван-Сайхан	"	4250	4250	962
4	Ульзийт	"	3076	3076	3271
	Всего:	"	***23021***	***33042***	***29248***

Наиболее крупными по масштабам урановорудными объектами являются месторождения Хайрхан и Харат.

Месторождение Хайрхан. Руды месторождения сконцентрированы в отложениях русловых, пойменных, прибрежно-озёрных фаций, представленных разнозернистыми песками, гравелитами, конгломератами, алевролитами, глинами, содержащими углефицированные органические остатки, пропластки бурого угля. Мощность рудоносных отложений от 30-70 до 150-200м. Протяженность рудоносной зоны 12 км. Наиболее рудонасыщенный Центральный блок имеет размеры 1,5 х 2,0 км.

Морфология рудных залежей сложная ленто-, линзо-, пласто-, гнездообразная, отмечаются ролловые скопления урана столбообразной морфологии.

Размеры рудных залежей различные. Длина их изменяется от первых сотен до 1200 метров, ширина составляет от 50 до 600 м, мощность колеблется в пределах 0.5 – 22.0м. Содержания урана крайне неравномерные. В основном они составляют от 0.010 до 0.100%. Среднее по месторождению 0. 066%.

Руды месторождения алюмосиликатные, бескарбонатные. Урановая минерализация представлена, в основном, настураном, в подчинённом количестве имеется коффинит. В окисленных породах отмечается вторичная урановая минерализация в форме отенита и уранофана.

В 1998 году на месторождении Хайрхан были проведены натурные опытно-технологические исследования по подземному выщелачиванию урана. Опыт проходил в замкнутом режиме с использований операций по сорбции и десорбции урана. Продолжительность опыта составила 3.8 месяца. Полученные геотехнологические параметры характеризуют результаты опытных исследований положительно и оценивают руды месторождения Хайрхан технологичными для способа подземного выщелачивания. Достигнутые в ходе опыта средние концентрации урана в продуктивных растворах составляют 74 г/л.

Месторождение Харат. Рудные залежи месторождения Харат концентрируются в речной палеодолине, протягивающейся вдоль Чойренской впадины более чем на 120 км. Оруденение, в основном, располагается в центральной части долины, занимая отрезок её протяжённостью 5 км.

Руды локализуются в осадках русловых и пойменных фаций, которые представлены чередованием невыдержанных горизонтов гравелитов, разнозернистых песков, алевритов, глин и их переходных разностей.

Рудные залежи месторождения имеют сложную ленто-, линзовидную и пластообразную морфологию и вытянуты в субмеридиональном направлении. Кондиционное оруденение обрамляется широким ореолом забалансовых руд.

Глубина залегания кровли рудных залежей от 0,0 до 36,6м, длина – 5км; ширина изменяется от 100 до 1300м, мощность их колеблется от 0,6 до 42,5м; Содержания урана 0.010 – 0.247%, в среднем составляет 0.036%.

Руды месторождения Харат относятся к алюмосиликатным, безкарбонатным. Урановая минерализация представлена, в основном, оксидами урана (настуран) и в меньшей мере коффинитом и нингиоитом. Вторичная минерализация развивается в форме отенита и торбернита.

Урановое оруденение на месторождении сопровождается повышенными концентрациями церия, лантана, скандия, иттрия, иттербия, рения и селена.

Месторождение Гурван-Сайхан. Месторождение состоит из 2-х участков, расположенных в 10 км друг от друга. На каждом участке локализовано по 2 рудных залежи. Рудные залежи на месторождении располагаются в сероцветных угленосных нижнемеловых отложениях и контролируются речными палеодолинами. Они локализуются в рыхлых терригенно-осадочных отложениях русловых и пойменных фаций.

Рудные залежи имеют линзо-, пластообразную морфологию. Они залегают субгоризонтально на глубине от 3 до 70м. Длина залежей изменяется от 1500 до 3200м, ширина от 100 до 900м, мощность их варьирует от 0.6 до 12.9 м. Руды, преимущественно, бедные. Содержание урана в них колеблются в пределах 0.01-0.099%, в отдельных сечениях отмечаются более богатые концентрации до 0.244%. Среднее содержание урана по месторождению 0.030%. В пределах залежей наблюдаются от 1 до 3 уровней оруденения.

Руды месторождения Гурван-Сайхан алюмосиликатные, безкарбонатные. Урановая минерализация представлена, в основном, настураном, в подчинённом количестве имеется коффинит. В окисленных породах отмечается вторичная урановая минерализация в форме отенита и уранофана.

Месторождение Ульзийт. Урановое оруденение локализовано в проницаемых и слабопроницаемых терригенно-осадочных меловых отложениях. В целом оруденение контролируется границей фациального замещения грубообломочной литологической ассоциации на мелко-тонкообломочную и сменой вторичноокисленных пород на сероцветные неокисленные.

Урановое оруденение на месторождении Ульзийт имеет многоуровневый характер и развивается на глубине от 10 до 180м. Рудные тела имеют сложную линзо-, ленто-, роллообразную морфологию.

Выделенная на месторождении ураноносная зона прослежена вдоль борта впадины на 8 км, ширина её от 1 до 2 км. К настоящему времени разведана только северная часть зоны. Протяжённость рудных залежей составляет от первых сотен метров до 1,5км, мощность их от 0,8 до 15м. Содержания урана варьируют от 0.01 до 0.15%, в среднем по месторождению составляют 0.035%.

В 2015 году Чешская компания «Uranium Industry» приобрела активы канадской компании Denison Mines в Монголии и официально вступила в права собственности 85% доли компании «Гурвансайхан», которой ранее владели канадцы.

20 сентября 2015 года «Агентство по минеральным ресурсам и нефтепродуктам Монголии» (MRPAM) выдало СП «Гурвансайхан» четыре лицензии на добычу урановых руд на месторождениях Хайрхан, Хараат, Гурвансайхан и Улзийт. Начиная с этого периода компания проводит комплекс исследований, включая технико-экономические, правовые, производственно-технические, организационные и другие, направленные на подготовку к эксплуатации урановых месторождений. В качестве первоочередного и основного объекта добычи планируется месторождение Хайрхан. Параллельно предусматриваются добычные работы на месторождении Гурван-Сайхан. На этом месторождении будет организован отдельный добычной участок с сорбцией и десорбцией урана и транспортировкой десорбанта на основное предприятие, действующее на месторождении Хайрхан, расположенное в 60 км от него.

Начиная с 2022 года компания «Гурвансайхан» проводит геологоразведочные работы на основном месторождении, а также изыскательские работы и проектирование горнодобычного предприятия и вспомогательных производств.

Геологоразведочные работы этого года направлены на доизучение месторождения Хайрхан по стандартам JORC и доразведка его глубоких горизонтов с целью прироста запасов урана.

Месторождение Хайрхан является гидрогенным урановорудным объектом «палеодолинного» типа. Оно локализуется в рыхлых отложениях русловых, пойменных и прибрежно-озёрных фаций и связано с проявлением широкомасштабных процессов эпигенетического окисления осадков. Здесь выделяется

мощная рудоносная зона протяжённостью около 18 км. В пределах неё установлено 3 рудных блока: Западный, Центральный и Восточный. Западный и Центральный рудные блоки контролируются речной палеодолиной широтного простирания протяжённостью около 25 км. Восточный рудный блок приурочен к прибрежно-озёрной зоне, где отмечается резкая смена фаций осадков от аллювиально-пролювиальных к озёрным.

Наиболее рудонасыщенным является Центральный блок, который располагается в приустьевой части речной палеодолины и имеет размеры 2,0х1,5 км. В результате геологоразведочных работ в Центральном рудном блоке было выделено 3 рудных участка: Северный, Центральный и Южный, в каждом из которых установлено от 3 до 6 уровней оруденения, которые распространяются от поверхности до глубины 200м (Рисунок 1).

Схема расположения участков в Центральном рудном блоке

Рисунок 1

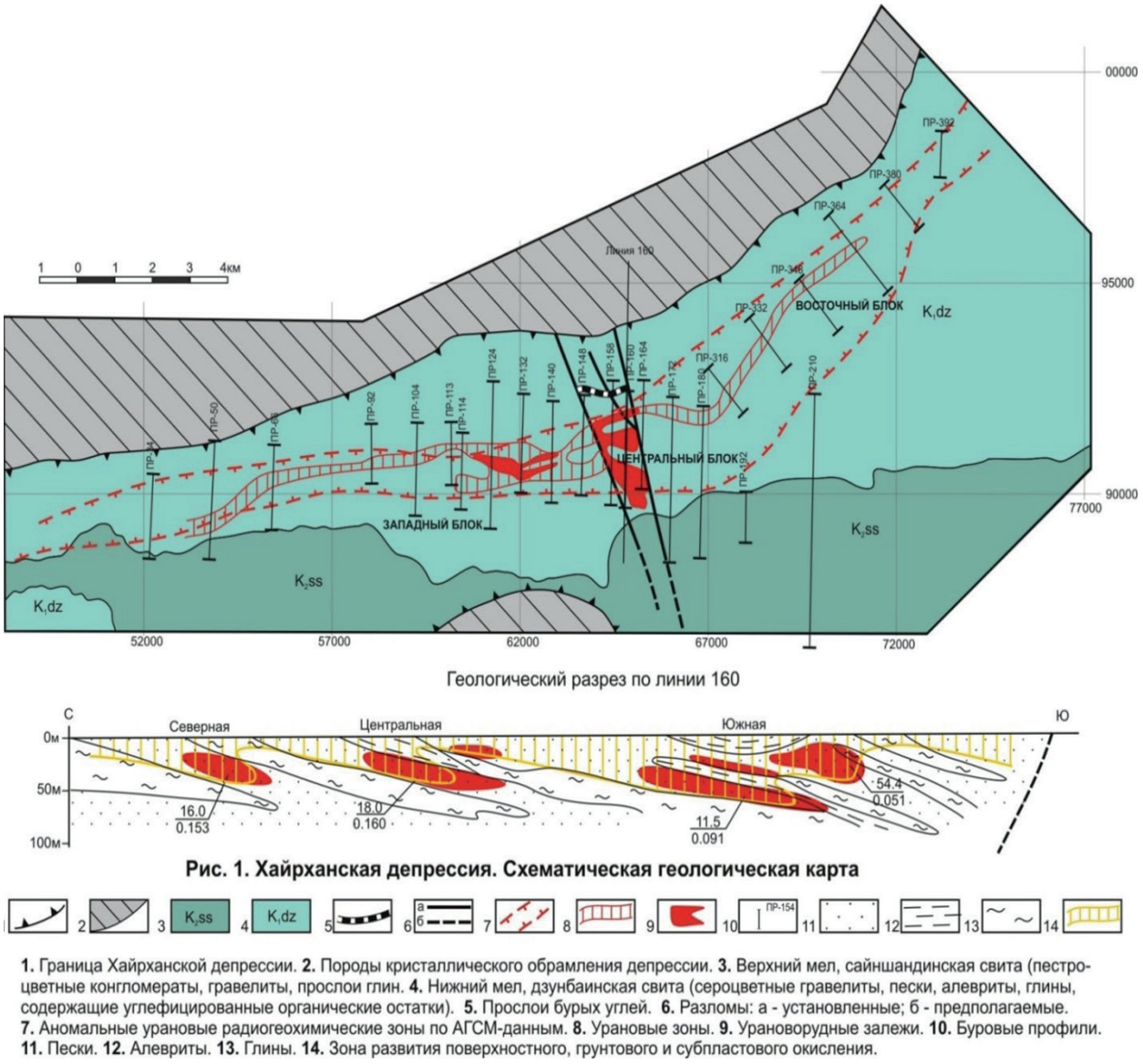


Рис. 1. Хайрханская депрессия. Схематическая геологическая карта

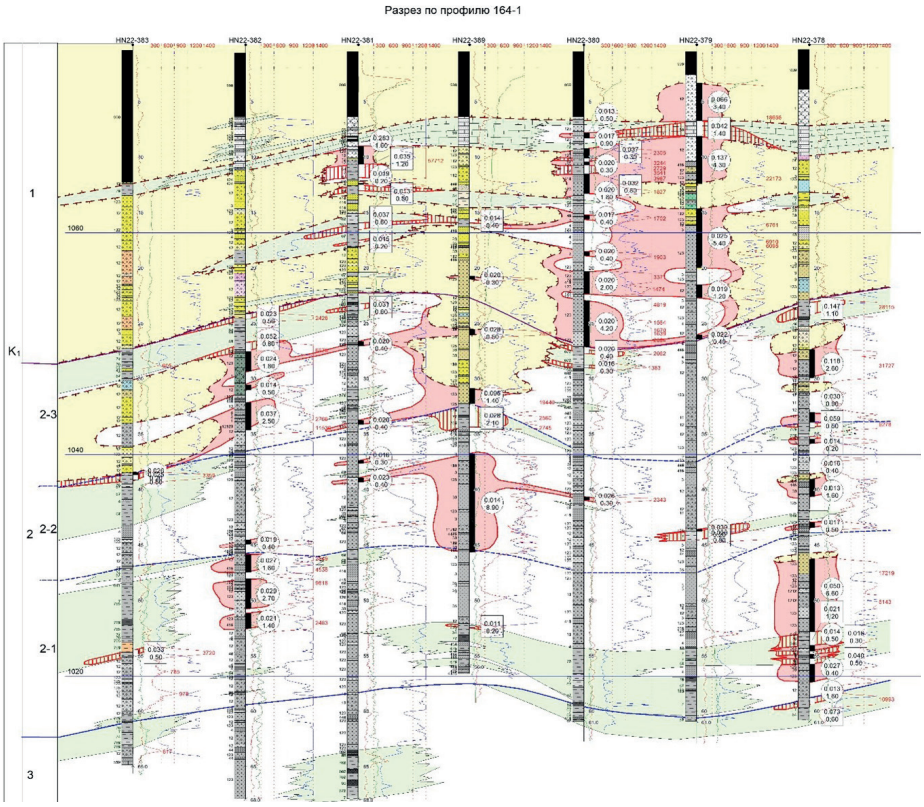
1. Граница Хайрханской депрессии. **2.** Породы кристаллического обрамления депрессии. **3.** Верхний мел, сайншандинская свита (пестроцветные конгломераты, гравелиты, прослои глин. **4.** Нижний мел, дзунбаинская свита (сероцветные гравелиты, пески, алевриты, глины, содержащие углефицированные органические остатки). **5.** Прослои бурых углей. **6.** Разломы: а - установленные; б - предполагаемые. **7.** Аномальные урановые радиогеохимические зоны по АГСМ-данным. **8.** Урановые зоны. **9.** Урановорудные залежи. **10.** Буровые профили. **11.** Пески. **12.** Алевриты. **13.** Глины. **14.** Зона развития поверхностного, грунтового и субпластового окисления.

К настоящему времени наиболее изученным является Цнтральный блок, где до глубины 100м проведены геологоразведочные работы. В 2008 г по их результатам сделан подсчёт запасов по монгольской классификации категории В и С. Подсчёт запасов выполнен по кондициям, применяемым для гидрогенных месторождений, пригодных для подземного выщелачивания урана скважинным способом (бортовое содержание -0.01%, минимальный суммарный метропроцент по скважине включаемый в контур рудного тела- 0.020). Данные по подсчёту запасов по монгольской классификации проведены в таблице:

№№ п/п	Категории запасов урана	Параметры оруденения и запасы			
		Средняя продуктивность, кг/кв.м	Средняя мощность, м	Среднее содержание, %	Запасы, т
1	Категория В				
	Проницаемые (балансовые) руды	5	4.6	0.066	3781.6
	Непроницаемые (забалансовые) руды	2.5	1.54	0.098	1057.4
2	Категория С				
	Проницаемые (балансовые) руды	4.3	4	0.065	2827.3
	Непроницаемые (забалансовые) руды	2.16	1.15	0.114	740.2
3	Всего категории В+С				
	Проницаемые (балансовые) руды	4.66	4.3	0.066	6608.9
	Непроницаемые (забалансовые) руды	2.3	1.4	0.104	1797.6

Ресурсы урана, соответствующие категории P_1 по российской классификации, оценённые по результатам бурения в Центральном рудном блоке на глубине 100-250м и на западном и южном фланге месторождения, составляют около 10 000 тонн. Существуют также реальные перспективы выявления новых рудных залежей в Западном и Восточном рудных блоках, а также на юго-восточном продолжении рудоносной речной палеодолины.

Для выполнения геологических задач 2022 года на месторождении предусматривалось бурение разведочных скважин глубиной до 300 м общим объёмом более 64 000 п.м. На октябрь месяц этого года выполнено около 30 000 п.м. В результате этих работ в южной части площади прослежено развитие минерализованных зон в глинисто-песчаном аллювиальном разрезе от 0 до 95-100 метров. Здесь выделяется три продуктивных горизонта по 30 метров каждый. Глубже 100 метров развивается преимущественно глинистый разрез от 100 до 170 метров с песчаными линзами от 2 до 10 метров, глубже объём глинистых осадков становится преобладающим. Протяжённость урановорудных залежей вскрытых разведочными профилями по магистрали с СЗ на ЮВ составляет около 1 610 метров, при ширине 350-400 метров. Мощность рудных пересечений, по предварительной оценке, колеблется от 0,2 до 8-10 метров. Нередко поисковая скважина пересекает 2-3, а иногда и шесть минерализованных интервалов. Морфологически рудные тела представлены мешками с непротяжёнными короткими крыльями, нередко наблюдаются каскадные роллы. Содержания по пересечениям в мешковых частях составляют от 170 до 390 ppm и до 1 530 ppm в останцовых телах расположенных в тыловой части зоны пластового окисления.



В северной части Центрального рудного блока месторождения «Хайрхан» наибольший интерес представляют рудные подсечения на глубинах свыше 100 метров. Данные бурения ещё обрабатываются, но можно отметить, что мощность проницаемого глинисто-песчаного аллювиального разреза в этой части месторождения больше и глубина его составляет 190-200 метров. Установлено, что зона пластового окисления развивается единым фронтом погружаясь кулисообразно в юго - восточном направлении, образуя минерализованные урановорудные интервалы на глубинах 0-100; 105-115; 120-125; 135-145; 150-160; 160-180. Протяженность выявленных передовых фронтов окисления с урановой минерализацией на глубинах 105-145 метров с юга на север составляет около 2,5 км, а на глубине 150-180 фронт прослежен на 500 метров. Мощности вскрытых рудных интервалов, по предварительной оценке гамма-каротажа, составляют от 0,5 до 6,0 метров с содержаниями от 0,0 20 до 0,200%. Опережение верхнего фронта окисления относительно нижнего составляет около 300 метров.

В настоящее время буровые работы на участке месторождения продолжаются.

Таким образом, ранее и вновь проведёнными геологоразведочными работами на месторождении Хайрхан установлена высокая продуктивность уранового оруденения, обусловленная многоуровневыми развитием его и значительными параметрами и содержаниями урана в рудных залежах. Характер оруденения, а также результаты ранее проведённых натурных опытно-технологических исследований ПВ свидетельствуют о возможности вовлечения его в эксплуатацию с добычей урана методом скважинного подземного выщелачивания.

Компания «Гурвансайхан» владеет добычными лицензиями на 4 урановых месторождения с утверждёнными запасами. Минерально-сырьевая база этих месторождения, а также существенные резервы их прироста позволяют компании планировать и в ближайший период начинать промышленную добычу урана.

РАЗДЕЛ III

ТЕХНОЛОГИИ И АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ДОРЕАКТОРНОГО ЯДЕРНО-ТОПЛИВНОГО ЦИКЛА – КОНВЕРСИЯ, ПРОИЗВОДСТВО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА

CHALLENGES TO THE URANIUM INDUSTRY AS THE MOST IMPACTFUL DRIVER IN A CHANGING NUCLEAR-ENERGY LANDSCAPE FOR SMALL MODULAR REACTORS

Jorshan Choi
Lawrence Livermore National Laboratory (retired), USA

Abstract

The world is at the juncture of dealing with its twin challenges of energy security and climate change. Nuclear power, with its high energy density and no CO2 emitting, should be a factor in countries' energy transition. Many newcomer countries are now considering for the first time at nuclear power and putting it into the mix of their energy needs. Many are interested in small modular reactors (SMRs), which are reactors with electric-power output between 10 and 300 megawatts (MWe), and feature compact designs with small fuel inventory and passive safety systems. When compared to large nuclear reactors, SMRs require less capital investment and financial risk, are more suitable for small-grids and remote areas, more adaptable for load-following demands and hybrid nuclear/renewable synergies, and more applicable for off-grid utilizations, such as process-heat generation, oil and gas exploration, and hydrogen production.

The 2020 edition of the International Atomic Energy Agency (IAEA) Advanced Reactor Information System (ARIS) lists >70 types of conceptual, developed or deployed SMRs in 14 countries. Some novel SMR technologies use different types of nuclear materials (e.g., fuel, enrichment, and form); different fabrication methods (e.g., factory-manufacturing, TRISO/pebble, sealed core, etc.); and different operational conditions (e.g., transportable, remote-locations, spent-fuel take-back, etc.). These are deviated from the traditional large-LWR fuel and fuel cycles, affecting the uranium industry as the most impactful driver for future nuclear energy development.

The technological development of SMRs for immediate and near-term deployment is progressing enthusiastically and globally. IAEA predicted that there could be about 1.6 additional GWe contributed from SMRs by 2030, and more would be afterward when the SMR technologies are mature and considered by many more countries as a potential viable option to mitigate global climate change. Anticipating how the future nuclear-energy landscape will change and may look in the 2050, the uranium industry would have to adapt to the most impactful drivers of change, which is that associated with the novel SMRs and the new types of nuclear fuel cycles. The industry should also seek solutions and opportunities for new uranium developing techniques and procedures for the novel SMR technologies, and new schemes of and cooperative frameworks for the nuclear fuel cycles. In this regard, it will present unique challenges to and opportunities for the uranium industry, which are the focuses of this presentation.

1. INTRODUCTION

To meet an increasing demand of electricity without producing additional greenhouse gases, a new generation of advanced reactor technologies including small modular reactors (SMRs) are proposed, developed and being deployed. SMRs, including those currently in use for maritime applications, e.g., floating nuclear power plants (FNPPs) and submarines, are encompassing advanced and novel technological solutions. Table 1.1 lists a representative sample of SMRs (~30) under development or deployment in 10 countries[1]. It is grouped into six

[1] Table 1 was composed by using and intercomparing SMR data obtained from IAEA (aris.iaea.org); World Nuclear Association (world-nuclear.org); and OECD/NEA No. 7560 (@OECD 2021), after extracting the micro reactors (power rating <10 MWe).

types of reactors: water-cooled, land- or marine-based; high temperature gas-cooled; sodium- or lead-cooled fast-spectrum; molten-salt, solid- or aqueous-fueled. Most of these are in their conceptual developmental stages, several are in various stage of construction, or in-line for regulatory review and authorization (e.g., CAREM by CNEA, Argentina; ACP100 by CNNC, China; BWRX300 by GE-Hitachi, Japan/US; and NUSCALE by NUSCALE VOYGR, US; etc.). Two SMRs are currently deployed, they are:

• KLT40S, a 2x35 MWe PWR FNPP developed by OKBM, Russia, and commissioned in the Russian Far East in May 2020[2], and

• HTR-PM, a 2x105 MWe HTGR developed by CNEC and INNET of China, connected to grid in December 2021[3].

Table 1.1 Representative Sample of SMRs in Development and Deployment Globally

Name	Type	MWe	Developer	Country
Water-cooled, Land-based SR or SMR				
CAREM	iPWR*	30	CNEA	Argentina
ACP100	iPWR	100	CNNC	China
CAP200	PWR	200	SNERDI	
NUWARD	PWR	2x170	CEA/EDF	France
BWRX	BWR	300	GE-Hitachi	Japan
IMR	iPWR	350	Mitsubishi	
SMART	iPWR	100	KAERI	ROK
RITM-200N	iPWR	55	OKBM	Russia
VK300	BWR	250	NIKIET	
UK SMR	PWR	470	Rolls-Royce	UK
NUSCALE	iPWR	12x60	NuScale	US
mPower**	iPWR	195	BWXT	
Water-cooled, Marine-based SR or SMR				
ACP100S	iPWR	125	CNNC	China
ACPR50S	PWR	60	CGN	
KLT40S	**PWR**	**2x35**	**OKBM**	Russia
RITM-200M	iPWR	2x50	OKBM	
BANDI60S	PWR	60	KEPCO	ROK

Name	Type	MWe	Developer	Country
High-Temperature Gas-cooled SR or SMR				
HTR-PM	**HTGR**	**2x105**	**CNEC/INNET**	China
GTHTR300	HTGR	300	JAEA	Japan
PBMR**	HTGR	165	ESKOM	S. Africa
Xe100	HTGR	80	X-Energy	US
Fast Neutron Spectrum SR or SMR				
CEFR	SFR	20	CIAE	China
4S	SFR	10	Toshiba	Japan
BREST	LFR	300	RDIPE	Russia
PRISM	SFR	311	GE-Hitachi	US
NATRIUM	SFR	345	TerraPower	
Molten Salt (Solid Fuel) SR or SMR				
TMSR-SF	MSR	100	SINAP	China
KAIROS	MSR	140	Kairos Power	US
Molten Salt (Aqueous Fuel) SR or SMR				
iMSR	MSR	195	Terrestrial	Canada
TMSR	MSR	100MWt	SINAP	China
ThorCon	MSR	250	ThorCon	US
SEABORG	MSR	50MWt	Seaborg Tech	Denmark

* iPWR = integral PWR; SFR = sodium-cooled fast reactor; LFR = lead-cooled fast reactor

** Well-advanced SMR designs on hold or abandoned

Bold = deployed SMR; " ← " SEABORG is also a marine-based SMR

2. DEVELOPMENT AND DEPLOYMENT OF SMRs

The technology development of SMRs for immediate and near-term deployment is progressing globally. The driving forces for deployment of SMRs are: providing flexible power generation for electric and nonelectric applications; replacing ageing coal-fired power plants; offering lower upfront capital cost; providing power for remote locations with few physical infrastructures; and offering synergetic hybrid energy systems with nuclear and renewables. SMRs can provide both base load and flexible operations in synergy with renewables to ensure security of supply with carbon-free energy systems.

SMRs can be used for various industrial applications, such as hydrogen production, district heating or cooling, seawater desalination, and process heat for the extraction of tertiary oil resources, etc. The use of SMRs for hydrogen production can enable the flexible fleet of these smaller reactors to play an important role in the future hydrogen economy and climate change mitigation.

The IAEA, in its International Status and Prospects for Nuclear Power 2021 reported that a total of 28 countries have expressed interest in nuclear power and are considering, planning or actively working to include it into their energy mix[4]. Several have also expressed interest in SMRs technology. If the global deployment environment is

[2] "ROSATOM: World's only floating nuclear power plant enters full commercial exploitation," 22 May 2020, www.rosatom.ru

[3] "Demonstration HTR-PM grid connected," World Nuclear News, 16 December 2021.

[4] International Status and Prospects for Nuclear Power 2021, Report by the Director General, 16 July 2021, iaea.org

fully enabled, IAEA predicted that there could be about 1.6 additional GWe contributed from SMRs by 2030[69], and more would be afterward when the SMR technologies are mature and considered by many more countries as a potential viable option to mitigate global climate change. Table 1.2 lists the countries where these SMRs may potentially be deployed.

Table 1.2 Countries which may potentially be deploying SMRs

Country	Type	Status
Bulgaria	**NUSCALE**	to commission a NUSCALE SMR as early as 2027[1].
Czech Republic	**BWRX-300**	feasibility study in 2/2022 of constructing a BWRX-300[2].
	UK SMR	MOU with Rolls Royce in 11/2020 to explore the deployment of a UK SMR[3].
China	**ACP100**	due to enter commercial operation by the end of 2026[4]
	ACP100S	To be completed in 2023 to power chemical factories[5]
	ACPR50S	To be completed in ~2020, and to power oil rigs in Bohai and South China Sea[6]
Demark*	**SEABORG MSR**	SEABORG Tech. has MOU with ROK partner, expected completion after 2027[7]
Estonia*	**BWRX-300**	to complete due diligence in 3/2021 for a BWRX-300[8].
	UK SMR	MOU with Rolls Royce in 3/2021 to study the potential for deploying a UK SMR[9].
France	**FLEXBLUE-160**	A transportable reactor concept to be moored on sea-floor, under development since 2011[10]
Indonesia*	**HTGR**	• signed an agreement with China's CNEC to build HTRs in Kalimantan from 2027. • extended the cooperation agreement with Japan's JAEA in 2014 for R&D of HTRs[11].
	FNPP	signed a cooperation agreement with ROSATOM in 8/2015 to build a FNPP[12].
	MSR	signed an agreement with ThorCon in 7/2019 to build a 500 MWe plant on a barge built by Daewoo Shipbuilding & Marine Engineering in ROK[13].
Jordan*	**NUSCALE**	MOU with VOYGR in 1/2019 to study the deployment of a NUSCALE SMR[14].
	UK SMR	signed collaboration agreement with Rolls Royce in 11/2019 for a UK SMR[15].
	Xe-100	signed a Letter-of-Intent with X-energy in 11/2019 for a Xe-100[16].
Kazakhstan	**NUSCALE**	signed MOU with VOYGR in 12/2021 to explore NUSCALE deployment[17].
Philippines*	**SMART**	completed a Pre-Feasibility Study in 2019 for deploying a SMART jointly with KHNP[18].
	RITM-200	signed agreement with ROSATOM in 10/2019 for a feasibility study of a FNPP.
Poland*	**BWRX-300**	signed MOUs with GEH in 9/2021 for a fleet of BWRX-300[19].
	NUSCALE	signed a MOU with VOYGR aimed at installing NUSCALE SMRs[20].
ROK	**BANDI-60S**	Under development since 2016[21].
	MSR	Plan announced on 16 June 2021[22].
Romania	**NUSCALE**	signed agreement with VOYGR in 11/2021 to build a NUSCALE SMR in 2027[5].
Russia	**KLT40S**	Operated in Pevek, Russian Far East since May 2020.
	RITM200M	First RITM-200 was installed on board Arktika icebreaker
Saudi Arabia*	**HTR-PM**	signed an agreement with China's CNEC in 1/2016 to build a HTR-PM[23].
	SMART	signed an agreement with ROK's KAERI in 3/2015 to build 2 SMARTs.
South Africa	**HTMR-100**	The HTMR-100 is an extensive design and development from the PBMR[24].
Ukraine	**NUSCALE**	signed a MOU with VOYGR in 2/2021 for a NUSCALE SMR[25].

* Newcomer countries

Some novel SMR technologies use different types of nuclear fuels (e.g., pellet, TRISO[5] particle, aqueous), enrichment (e.g., LEU, HALEU[6]), and form (e.g., assemblies, prismatic blocks, pebbles); different fabrication methods (e.g., factory-manufacturing, sealed core, etc.); different operational conditions (e.g., transportable, remote-locations, autonomous/semi-autonomous control); and different fuel-cycle services (e.g., guarantee fresh-fuel supply, spent-fuel take-back, etc.) than those of the traditional large-LWR fuel and fuel cycles. They, not only change the nuclear-energy landscape, but also can potentially affect the uranium industry as the most impactful driver for future nuclear energy development.

3. CHALLENGES TO AND OPPORTUNITIES FOR THE URANIUM INDUSTRY IN A CHANGING NUCLEAR-ENERGY LANDSCAPE FOR SMRs

The challenges to and opportunities for the uranium industry, as presented by the changing nuclear-energy landscape due to the development and deployment of SMRs are many, a few of the important ones are listed here:

(1) Challenge:

Newcomers of SMRs are new to the nuclear world, have little or no nuclear-power experience, and many are without knowledge or experience with the complexity of the nuclear fuel cycles. The deployment of SMRs and the

[5] TRISO refers to a fuel coating system that uses three types of coatings, low density pyrolytic carbon, high density pyrolytic carbon and silicon carbide.

[6] HALEU - which is LEU enriched to between 5% and 20% uranium-235.

utilization of specific fuels and fuel-cycles (e.g., HALEU, aqueous fuel, mixed plutonium and uranium fuel, etc.) in these countries introduce regional and global challenges to the security and nonproliferation.

Opportunity:

Traditionally, the large LWR operators rely on the fuel fabricators to engage other fuel-service-providers in the nuclear fuel cycle. This practice may sometimes result in fuel-supply disruption due to constraints or violation of sensitive services, such as uranium enrichment, or plutonium recovery. As an initiator of the nuclear fuel cycle, the uranium industry should take the role in educating the newcomers on the obligations and requirements of various fuel-cycle services, including uranium enrichment and spent-fuel reprocessing.

(2) Challenge:

In committing to SMRs, many newcomer countries wish to have an assurance of fresh fuel supply, free of political disruptions to fuel their reactors. The assurance is guaranteed by market mechanism based on contracts with fuel-service providers, such as URENCO[7], an enrichment consortium. The assurance of uranium-enrichment service would minimize the incentive of newcomers to acquire indigenous enrichment capabilities. This assurance is most critical for novel SMRs, which require HALEU[8] or TRISO[9] fuel for their reactors.

Opportunity:

The uranium industry should reshape the business model in providing services in the front-end of the nuclear fuel-cycle. It should take the lead in forming consortia to include uranium conversion, enrichment, and fuel fabrication, with the aim of providing specific fuel types for specific SMRs. In other words, the uranium industry should focus not only on selling raw materials, such as yellow cakes, but more so on providing finished products, such as TRISO fuel, or HALEU.

(3) Challenge:

Spreading SMRs to many countries implies that the fresh-and-spent SMR fuel would reside in many parts of the world, including some located in conflicting regions or security hot spots. Some fresh fuels are HALEU with higher enrichment, and the spent fuel would lose its self-protecting radiation due to radioactive decay. This would make the fresh and spent fuel attractive targets for theft or direct assault. Also, possessing these fuel materials may incentivize the host countries to pursue clandestine nuclear-weapons activities.

Opportunity:

The uranium industry should lead in providing a fuel-leasing business and encourage the SMR operators to lease the fresh fuel from and return the spent fuel to the fuel-leasing companies. This would minimize or eliminate the incentive of host countries' misuse of nuclear materials. The physical protection of the fresh and spent fuel can be provided under the arrangement by the host countries and the fuel-leasing companies.

(4) Challenge:

In committing to the SMRs, many newcomer countries would like to have assurance that services of managing spent fuel can be provided. Such assurance would include spent fuel take-back/away, interim storage, advanced processing technology, and geologic disposal. Providing such an assurance for the back-end can help countries decouple their power generation from the nuclear back-end fuel-cycle, such as spent-fuel management.

Opportunity:

The uranium industry should create a business model in providing services in the back-end of the nuclear fuel-cycle. It should take the lead in forming consortia with waste-management entities in other relevant countries (preferably, nuclear-weapons states), with the aim of providing services in spent fuel take-back/away, interim storage, advanced processing technology, and geologic disposal. Such consortium is essential in solving the intractable spent-fuel dilemma and facilitating a resilient nuclear fuel cycle to support a sustainable use of nuclear energy including SMRs.

(5) Challenge:

To ensure that the deployed SMRs are safe, secure, and for purely peaceful purposes, the nuclear 3S (safety, security, and safeguards) are important considerations in the successful deployment of such reactor technologies,

[7] URENCO, a consortium consisting of multi-sites/multi-countries control of uranium enrichment where UK, Germany, and Netherlands each operate an enrichment facility within its border.

[8] HALEU will be required by many advanced reactor designs that are under development, including SMRs/FNPPs. The USDOE projects that the US will require more than 40 tonnes of HALEU before 2030, with additional amounts required each year, to deploy a new fleet of advanced reactors to support the US's goal of 100% clean electricity by 2035.

[9] TRISO – tri-structural isotropic - fuel particles consist of a "kernel" of uranium oxy-carbide (or uranium dioxide), surrounded by layers of carbon and silicon carbide, giving a containment for fission products which is stable up to very high temperatures. Fuel for X-energy's Xe-100 high temperature gas-cooled modular reactor consists of spherical "pebbles" each embedded with 18,000 TRISO particles. Each fuel pebble is about the size of a billiard ball - around 6 cm in diameter.

and 3S must be recognized as a sound basis for international transparency and confidence in the sustainable use of nuclear energy. Beside safety, nuclear security and nonproliferation are most relevant to the nuclear fuel cycle, as nuclear materials must be secured to prevent unauthorized access and theft, and host countries are meeting their legal obligations to ensure that nuclear material and technology are being used exclusively for peaceful purposes.

Opportunity:

With the changing nuclear-energy landscape due to the deployment of SMRs, the uranium industry must be the most impactful driver and enabler in enhancing nuclear security and non-proliferation for the nuclear fuel cycle in both front-and-back-ends. Taking the lead in forming front-end consortia with other fuel-service providers (e.g., uranium conversion, enrichment and fuel fabrication), and back-end consortia with waste-management entities in other relevant countries (preferably nuclear-weapons states), the uranium industry can help create an equitable fuel-cycle business which simultaneously enhances global nuclear security and safeguards for a sustainable nuclear-energy future.

4. REMARKS

• Anticipating how the future nuclear-energy landscape will change and may look in the 2050, the uranium industry, as the most impactful driver and enabler, must adapt to the new landscape, which is that associated with the novel SMRs and the new types of nuclear fuel cycles. The industry should continue to seek solutions and opportunities for new uranium developing techniques and procedures for the novel SMR technologies, and new schemes of and cooperative frameworks for the nuclear fuel cycles.

• In committing to nuclear power and SMRs, many newcomer countries wish to have an assurance of fresh fuel supply, free of political disruptions to fuel their reactors. The fresh fuel supply would be guaranteed by market mechanism based on contracts made with fuel-service providers. Equally important is the assurance that spent fuel can be managed properly. Such assurance includes spent fuel take-back/away, transport logistic, interim storage, material-processing technologies, and geologic disposal. But no back-end fuel service is currently available.

• The uranium industry should lead in providing a fuel-leasing business and encourage the SMR operators to lease the fresh fuel and return the spent fuel. Physical protection of the fresh and spent fuel can be provided under the arrangement of host countries and the fuel-leasing companies. This would enhance the security of nuclear materials, and minimize or eliminate the incentive of host countries' misuse of nuclear materials. Such practice is essential in solving the intractable spent-fuel dilemma and facilitating a resilient nuclear fuel cycle to support a sustainable use of nuclear energy including SMRs.

• Kazakhstan, as a country with high credential in offering a Fuel Bank to ensure a stable supply of LEU fuel to the font-end fuel-cycle market, and Kazatomprom, as a leader in the uranium industry, should take this opportunity of a changing nuclear-energy landscape due to the deployment of SMRs, and take a leading role to form consortia in both the front-and-back-ends to provide equitable and complete fuel-cycle services to SMR operators such that nuclear security and nonproliferation can be assured for a sustainable nuclear-energy future.

ACKNOWLEDGEMENT

The author expresses the gratitude to Kazatomprom for the invitation, and the Kazakh-British Technical University for the support to enable him to attend the X International Scientific and Practical Conference on "Current Issues of the Uranium Industry," held in Almaty, Kazakhstan on November 24-26, 2022. A brief Bio of the author is shown below:

Dr. Jorshan Choi has over 40 years of combined industrial, academic, research and development (R&D), and international experience in the nuclear field. He began his career in early '70s at Bechtel Corporation for 13 years, designing containments and safety systems for nuclear power plants. He worked at Lawrence Livermore National Laboratory for 21 years in R&D on fuel for small nuclear reactors (UO_2, UC, UN) and corrosion-resistant materials for radioactive waste disposal, among other activities. He worked at IAEA for 3 years in nuclear fuel cycle and materials (U, Pu, DU) for INPRO and GEN-IV nuclear reactors. He taught at Tokyo University in Japan for 3 years in nuclear sociology and 3S, and afterward, mentored the nuclear safety and security program at Tokyo Institute of Technology. Dr. Choi obtained his academic degrees from UC Berkeley: BS in Electrical Engineering and Computer Science, MS and PhD in Nuclear Engineering (under Prof. Thomas H. Pigford). He was a Science Fellow at Center for International Security and Cooperation at Stanford, and is a Professional Engineer in California. He has published over 200 technical or peer-reviewed articles and holds 4 patents in nuclear fuel (UN, Mod-UN) and corrosion-resistant materials (semi-metallic glass).

The opinion expressed here are those of the author.

(Footnotes)

1 Romania and Bulgaria intend to build SMRs, Balkan Green Energy News, 10 November 2021.
2 GEH Press Release, 3 February 2020.
3 Rolls-Royce and CEZ to explore SMR deployment, World Nuclear News, 9 November 2020.
4 China starts construction of demonstration SMR, World Nuclear News, 13 July 2021.
5 China's first floating nuclear reactor may withstand once-in-10000 y weather event, SCMP, 14 Sept. 2021.
6 "China Third Country to Develop Floating Nuclear Reactor," The Asian Times, December 15, 2021.
7 "Floating Nuclear Power Plants Will be Operating at Several Sites Around the World by the End of the 2020s," The Lyncean, 16 May 2021
8 GEH and Estonia energy firm expand SMR project, Power Engineering International, 11 March 2021.
9 Rolls-Royce and Fermi Energia to study SMR potential in Estonia, World Nuclear News, 4 March 2021.
10 "Instrumentation and Control Systems for Advanced Small Modular Reactors, FLEXBLUE (DCNS, France) Annex A-4," inis.iaea.org
11 ERIA Research Project FY2021 No.7, sponsored by the Institute of Energy Economic, Japan, July 2021.
12 Nuclear Power in Indonesia, World Nuclear Association, (Updated December 2021).
13 Empresarios Agrupados contracted for first ThorCon reactor, World Nuclear News, 26 January 2022.
14 NUSCALE SMR to be considered for use in Jordan, World Nuclear News, 15 January 2019.
15 Rolls-Royce Press Release, 9 November 2019.
16 US company has deal with Jordan for nuclear technology, 2 January 2020, powermag.com
17 NUSCALEPOWER Press Release, 16 December 2021.
18 Philippines needs to push nuclear power, 18 March 2021, aseanenergy.com
19 Polish joint venture to commercialize SMRs, World Nuclear News, 7 December 2021.
20 NUSCALE signs deal aimed at installing SMR in Polish coal power stations, Global Construction Review, 24 September, 2021.
21 Il Hwan Kim, et. al., "Development of BANDI-60S for a Floating Nuclear Power Plant," Transactions of the Korean Nuclear Society Autumn Meeting Goyang, Korea, October 24-25, 2019.
22 "KAERI and Samsung to develop nuclear powered ships," Nuclear Engineering International, 16 June 2021.
23 Nuclear Power in Saudi Arabia, World Nuclear Association, (Updated June 2021).
24 SMRs – designing nuclear energy for African landscape, 18 November 2021, esi-africa.com
25 Ukraine review of NUSCALE SMR safety assessment, World Nuclear News, 19 November 2021.

ВОЗМОЖНЫЕ СПОСОБЫ ДЕНИТРАЦИИ УРАНИЛ НИТРАТА

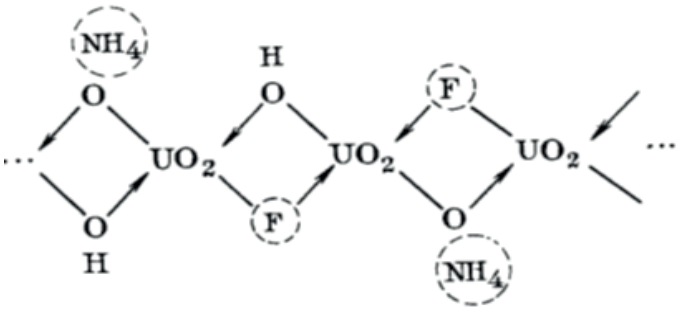
Гузеев В.В.[1], Дуйсебаев Б.О.[2], Гузеева Т.И.[1], Зеличенко Е.А.[1]
[1]Национальный исследовательский ядерный университет (МИФИ), Северский технологический институт, г. Северск, Россия
[2]ТОО «Универсальное технологическое бюро», г. Алматы, Казахстан

Денитрация используется на различных стадиях уранового производства. Процесс денитрации происходит в аппаратах при высокой температуре, что приводит к коррозии и износу оборудования.[1]

Существующая химическая технология денитрации нитрата уранила через аммиачное осаждение полиураната аммония из нитрата уранила не позволяет регенерировать азотную кислоту. В результате реализации данной технологии образуются оксиды, отвечающие по своим физико-химическим характеристикам требованиям газо-фторидного передела – как прямого фторирования, так и получения ГФУ через промежуточную стадию газофазного гидрофторирования.

$$UO_2(OH)_2 + xNH_4^+ \rightarrow UO_2(OH)_{2-x}(O\text{-}NH^{4+})x + xH^+$$

Образующиеся полиуранаты аммония подвергаются термической обработке.



Первичная технология состоит в том, что в денитратор поступает раствор нитрата уранила, рисунок 1.

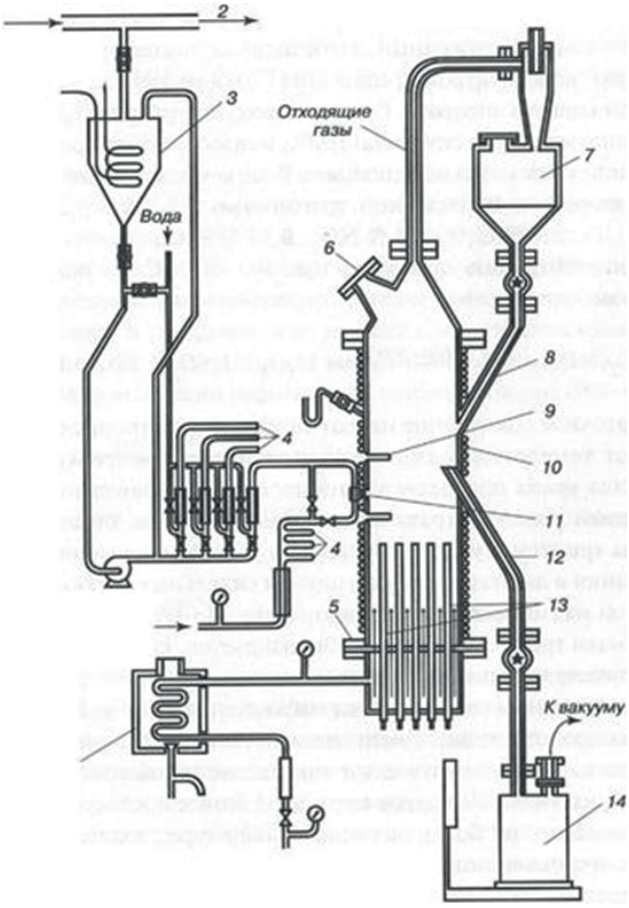


Рисунок 1 – Денитратор кипящего слоя:
1 — подогреватель воздуха; *2* — трубопровод для подачи раствора уранилнитрата; *3* — бак для уранилнитрата; *4* — трубопроводы к соплам; 5 — воздухораспределительная решетка; 6 — смотровое окно; 7— бункер для улавливания порошка; 8 — труба для возврата улавливаемого порошка; 9 — гнезда для термопар; 10 — внешние нагреватели (42 шт.); 11 — распылительные сопла (4 шт.); 12 — линия вывода триоксида урана; 13 — внутренние нагреватели (18 шт.); 14 — сборник продукта.

1. Осаждение и термическое разложение:

$$UO_2(NO_3)_2 + 3H_2O + 6NH_3 + 3CO_2 > (2NH_4)4UO_2(CO_3)_3 + +2NH_4NO_3,$$

$$(NH_4)_4UO_2(CO_3)_2 > UO_3 + 4NH_3 + 3CO_2 + 2H_2O.$$

2. Образование двойной соли и разложение:

$$UO_2(NO_3)_2 + NH_4NO_3\ NH_4UO_2(NO_3)_3,$$

$$NH_4UO_2(NO_3)_3 > UO_3 + N_2O + 2H_2O + xNO_2 + (2\text{-}x)NO + (1.5\text{-}x)O_2, \quad x = \sim 0{,}2.$$

3. Вероятная реакция:

$$UO_2(NO_3)_2 \cdot H_2O = UO_3 + 2HNO_3.$$

4. Простой денитрации:

$$UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O = UO_3 + 6H_2O + xNO_2 + (2\text{-}x)NO + (1.5\text{-}x)O_2$$

5. Осаждение и разложение избытка реагентов:

$$3UO_2(NO_3)_2 + 7NH_4OH + H_2O > (UO_3)_2 \cdot NH_3 \cdot 5H_2O + 6NH_4NO_3,$$

$$2NH_4NO_3 > 2N_2 + 4H_2O + O_2,$$

$$4NH_4(OH) + 3O_2 > 2N_2 + 10H_2O.$$

6. Реакции с ураном:

$$(UO_2)_2^+ + 2OH^- > UO_2(OH)_2 > UO_3 \cdot H_2O > UO_3 + H_2O.$$

Установлены по крайней мере три стадии процесса термического разложения полиуранатов аммония. Первая и вторая стадии сопровождаются потерей адсорбционной и частично конституционной воды без потери аммиака, третья — потерей остальной части конституционной воды и аммиака, при температуре выше 473 К в газовой фазе появляется аммиак. Таким образом, третью стадию можно рассматривать как процесс одновременного выделения H2O и NH3 и образования в твердой фазе аммиакатов наряду с гидратными формами типа UO3 ·xH2O, где x = 0,8 – 0,3. Дальнейший процесс термического разложения гидратных форм и аммиаката включает четвертую и пятую стадии. Интересной и сложной в интерпретации является четвертая стадия, протекающая в диапазоне 623 – 723 К. Это объясняется трудностью расшифровки образующихся оксидных соединений. Кроме того, в этом температурном диапазоне в наибольшей степени проявляются различия при проведении процесса разложения в различных средах. Процесс, протекающий на четвертой стадии, можно представить, как самовосстановление шестивалентного урана при термическом разложении аммиака с образованием четырехвалентного урана. Температурный интервал, соответствующий той или иной стадии термического разложения, в значительной степени определяется условиями нагрева продукта. Так, с увеличением скорости нагрева специфические температурные интервалы смещаются в область более высоких температур. Напротив, при медленном нагревании или при длительной выдержке образца при сравнительно низких температурах все реализуемые стадии термического разложения проходят при более низких температурах. Так, например, при нагревании образцов полиураната аммония в водороде при 598 К в течение 1 ч самовосстановление протекает в заметной степени в зависимости от содержания аммиака в исходном продукте. Рассмотренные выше особенности процесса термического разложения относятся к случаю разложения полиуранатов аммония, не содержащих нитрат-ионов. Но полиуранаты аммония, осажденные из нитратных растворов, содержат 2 – 5 % нитрат-ионов. Естественно, присутствие нитрат-ионов влияет на ход процесса термического разложения на каждой стадии. Особенно сильное воздействие оказывают нитрат-ионы на четвертую стадию термического разложения полиураната аммония, подавляя процесс самовосстановления. Действительно, рентгено-дифракционный анализ продуктов термического разложения в водороде полиураната, осажденного при pH = 8,6 и содержащего нитрат-ион, показал, что самовосстановление при 673 К проходит в незначительной степени (в продукте прокалки присутствует β-UO3), а при 723 К продукт прокалки представляет собой фазу UO2,25- тогда как в этих же температурных условиях продукт термического разложения отмытого от нитрат-ионов

полиураната, представлял собой фазу UO_{2+x} ($x < 0,25$). Оксиды азота, образующиеся при термическом разложении нитрата аммония, окисляют аммиак, входящий в структуру продуктов разложения полиураната аммония. В результате протекания этого процесса на четвертойстадии в реакцию может вступать меньшее количество аммиака.Фаза β-UO3 сохранялась вплоть до 773 К.55

Область температур 773–823 К – область перехода к наиболее стабильному оксиду U_3O_8 (при прокалке на воздухе или в инертной атмосфере).

Эта последняя, пятая стадия прокалки полиураната аммония обычно не вызывает больших затруднений при интерпретации. Расхождения касаютслишь фиксируемой температуры перехода в U3O8. Эта температура, по разным оценкам, лежит в диапазоне 873 – 1173 К. При дальнейшем повышении

температуры U3O8 теряет кислород, превращаясь в U3O8-x.

Итак, процесс разложения полиуранатов аммония на воздухе и в инертной среде протекает в пять стадий:

1) первая (298 – 403 К) – удаление адсорбционной воды;

2)вторая (403 – 473 К) – удаление части конституционной воды;

3) третья (473 – 623 К) – удаление остальной части конституционной воды и части аммиака;

4) четвертая (623 – 723 К) – образование β-UO3 (на воздухе), самовосстановление и образование U3O8 (в инертной среде);

5) пятая (> 723 К) – образование U3O8 (на воздухе) и потеря кислорода при повышенных температурах с образованием U3O8-x.

В водороде процесс термического разложения происходит через те же стадии, но последняя стадия – восстановление U3O8 до UO2 – протекает через образование промежуточных фаз $UO_{2,25}$ и UO_{2+x}

$UO_2(NO_3)_2+C= U_3O_8+CO_2+NO$ (1)

$UO_2(NO_3)_2+C= U_3O_8+CO_2+NO_2$ (2)

$UO_2(NO_3)_2+6C= UO_2+6CO+N_2$ (3)

$UO_2(NO_3)_2+2C= UO_2+2CO_2+2NO$ (4)

$UO_2(NO_3)_2+C= UO_2+CO_2+2NO_2$ (5)

$2UO_2(NO_3)_2+4,5C+2NH_3=2UN+4,5CO_2+3H_2O$ (6)

Указанные реакции с нитратом уранила протекают с большим выделением тепла. По существу это процесс денитрации, а на деле это возможность получения оксидов или диоксида урана.

Как показывает реакция №6 возможно получение нитрида урана минуя стадию образования диоксида урана, а значит и как таковой, карботермический процесс получения нитрида урана. Так например при температуре 1600^0 С энергия Гиббса равна 3000 кДж/моль. Это означает, что процесс идет самопроизвольно. Этот процесс получил название “Саморапространяющийся высокотемпературный синтез”. При этом происходит экономия энергии, материалов и оборудования. Упрощается технология.

Если вместо углерода взять серу то будут протекать аналогичные реакции, но поскольку сера может проявлять валентность +6 соотношение оксидов азота будет другим. Но реакция протекает самопроизвольно в режиме горения с выделением тепла.

$UO_2(NO_3)_2+S= U_3O_8+SO_2+NO$ (1)

$UO_2(NO_3)_2+S= U_3O_8+SO_2+NO_2$ (2)

$UO_2(NO_3)_2+6S= UO_2+6SO+N_2$ (3)

$UO_2(NO_3)_2+2S= UO_2+2SO_2+2NO$ (4)

$UO_2(NO_3)_2+S= UO_2+SO_2+2NO_2$ (5)

$2UO_2(NO_3)_2+4,5S+2NH_3=2UN+4,5SO_2+3H_2O$ (6)

Продуктами реакции могут оказаться диоксид урана нитрид урана из которых изготавливают ядерное топливо для реакторов.

Выводы

1 Предложен метод денитрации протекающим в режиме горения т.е. с выделением тепла.

2. В результате можно получит различны оксиды и нитрид урана для изготовления ядерного топлива.

Список использованных источников

1.Ч. Харрингтон, А. Рюэле. Технология производства урана. 1961, 245 с.

2. В.В. Гузеев и др. Технология диоксида урана для керамического ядерного топлива. Томск 2002, 326 с.

ВКЛАД АО «УМЗ» В УКРЕПЛЕНИЕ РЕЖИМА ЯДЕРНОГО НЕРАСПРОСТРАНЕНИЯ

Кузьмин К.А., Болтанов А. В., Козионов М. А., Кылышканов М.К., Гусакова Г.В.
АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск, Казахстан

В настоящее время высокообогащенный уран (ВОУ) в Казахстане используется в топливе исследовательских реакторов, принадлежащих НЯЦ РК. Одним из возможных путей решения вопроса предотвращения возможности несанкционированного «переключения» ядерных материалов высокообогащенного урана является программа по снижению обогащения с последующим вовлечением делящегося материала в энергетический оборот производителей реакторного топлива.

На сегодня в мире накоплено около двух тысяч тонн ядерно опасных делящихся материалов, и эти цифры увеличиваются с каждым годом. Особенно острой в настоящее время становится проблема утилизации и захоронения РАО атомных электростанций, когда наступает этап демонтажа большинства АЭС в мире (по данным МАГАТЭ, это более 65 реакторов АЭС и 260 реакторов, использующихся в научных целях).

Несомненно, что самый значительный объем РАО образован в результате реализации военных программ на протяжении более 50 лет. В это время при создании и совершенствовании ядерного оружия одной из главных задач была быстрая наработка ядерно опасного делящегося материала (ЯДМ) в виде высокообогащенного урана и оружейного плутония. Таким образом, сформировались большие наземные и подземные хранилища РАО, представляющие огромную потенциальную опасность для биосферы на многие сотни лет. Решение проблемы утилизации ядерных материалов, имеющих в своем составе высокообогащенный уран, по своей сложности и затратности вполне сопоставимо с уровнем сложности их производства. Использование ВОУ характеризуется значительной степенью риска, связанного с обращением, транспортированием и долговременным хранением продуктов (изделий), которые могут быть похищены для использования в военной программе.

Объединенная Конвенция о безопасности обращения с отработанным топливом и о безопасности обращения с радиоактивными отходами имеет следующие цели:

- поддержание высокого уровня безопасности обращения с отработавшим топливом и с радиоактивными отходами во всем мире путем укрепления национальных мер и международного сотрудничества;
- обеспечение на всех стадиях обращения с отработавшим топливом и с радиоактивными отходами эффективных средств защиты от потенциальной опасности, с тем чтобы защитить отдельных лиц, общество в целом и окружающую среду от вредного воздействия ионизирующих излучений;
- предотвращение аварий с радиологическими последствиями и смягчение их последствия в том случае, если они произойдут на любой стадии обращения с отработавшим топливом или с радиоактивными отходами.

В 1993 году между Россией и США был подписан Меморандум об основных принципах исполнительного контракта по соглашению, предусматривающему перевод высокообогащенного урана в низкообогащенный, и были запущены в действие механизмы программы поэтапной переработки российского высокообогащенного урана [1, 2]. С казахстанской стороны исполнителями работ по соглашению являлись Национальная атомная компания «Казатомпром» и АО «Ульбинский металлургический завод».

В АО «УМЗ» создано современное и высокоэффективное производство с использованием сырья разного типа: гексафторида урана, оксидов урана, солей уранила, тетрафторида урана, урановых рудных концентратов, металлического урана и урансодержащих скрапов. Технология АО «УМЗ» обеспечивает получение из любого сырья диоксида урана ядерной чистоты керамического сорта и стабильного качества. В рамках соглашения, используя богатый опыт в применении и модернизации технологий переработки урансодержащих материалов, специалистами уранового производства АО «УМЗ» был создан участок по переработке и разбавлению ВОУ-НОУ. Созданный участок многофункционален, оснащен самым современным ядерно безопасным оборудованием и способен обеспечить переработку материалов широкого спектра. В нем предусмотрены основные технологические операции: дробления, измельчения, окисления, смешения, растворения и осаждения, гарантирующие возможность переработки практически любого урансодержащего высокообогащенного сырья.

Исходя из характеристик материалов ВОУ, особенностей применяемой в АО «УМЗ» экстракционно-осадительной технологии получения соединений урана, при проведении патентных исследований в основном были изучены способы переработки нетрадиционных для нашего предприятия материалов: топлива в оболочках из различных материалов, материалов уран-графитовых реакторов.

К настоящему времени в мире известен целый ряд методов переработки ядерного топлива. Все существующие методы можно разделить на две группы: методы вскрытия с разделением материалов оболочки и сердечника твэла и методы вскрытия без отделения материала оболочки от материала сердечника. В обоих случаях используют водно-химические, высокотемпературные механические

способы переработки. Выбор метода вскрытия твэлов для конкретной технологии зависит от свойств материала оболочки, конструкции твэлов, принятой технологии химической переработки ядерного топлива, а также необходимости обеспечить определенную производительность процесса. На сегодня АО «УМЗ» обладает уникальной технологией, запатентованной в Республике Казахстан, позволяющей перерабатывать различные по виду и составу материалы. Несмотря на универсальность технологии АО «УМЗ», для реализации проекта ВОУ-НОУ требовалось решить целый ряд научно-исследовательских, технологических и конструкционных задач. Основными критериями выбора технологии являлись универсальность, мобильность, компактность и экономическая целесообразность. Обеспечение всех перечисленных критериев стало возможным путем использования высокотемпературных и водно-химических способов переработки.

В рамках программы по предотвращению распространения ядерных материалов в АО «УМЗ» проведены четыре кампании по переработке урановых необлученных материалов российского происхождения.

- 2005 год – переработка топлива реактора БН-350 до НОУ;
- 2011 и 2015 годы – переработка топлива реактора ВВР-К (НЯЦ РК);
- 2019–2020 годы – переработка и разбавление ВОУ ядерного топлива ИГР.

Переработка топливных таблеток реактора БН-350 была основана на традиционных технологиях, используемых в АО «УМЗ», базирующихся на классической технологии АДУ-процесса, однако для разработки технологий разбавления топлив исследовательских реакторов НЯЦ РК все обстояло иначе. Ядерный топливный материал реакторов ВВР-К и ИГР представляет не классический обогащенный диоксид урана (UO_2), а тепловыделяющие сборки, состоящие из алюминиевой матрицы с диспергированным в ней сплавом UAlx, (для реактора ВВР-К), и графитовые блоки с гомогенно распределенным в них ураном в виде уранилнитрата (для реактора ИГР).

Для переработки топливных таблеток БН-350 была выбрана технология, основанная на высокотемпературном окислении и азотнокислом растворении. Топливные таблетки разрушали путем окисления до порошка закиси-окиси урана. Порошок закиси-окиси урана сухим способом корректировали по содержанию урана-235. Полученную закись-окись урана обогащением менее 5% по урану-235 растворяли в азотнокислом растворе. После растворения проводили корректировку обогащения и далее направляли в штатную технологию для производства таблеток.

Выбранный подход позволил создать технологический участок для переработки высокообогащенного материала с использованием наименьшего числа единиц оборудования.

Для переработки топлива реактора ВВР-К была разработана технология химического извлечения урана из алюмосодержащего материала, представляющего собой непосредственно трубчатые твэлы реактора, которые предварительно подвергались фрагментации. Разработанная технология полностью соответствовала требованиям универсальности и максимального приближения к принятым в АО «УМЗ» технологическим процессам и позволяла переводить высокообогащенный материал в низкообогащенный с использованием одинаковых технологических операций.

Топливо реактора ВВР-К представляло собой тепловыделяющие сборки, состоящие из алюминиевой матрицы с диспергированным в ней сплавом UAlx. Помимо алюминиевых ТВЭЛ в рамках этой кампании был переработан гексафторид урана обогащением около 90%, а также скрапы и таблетки из высокообогащенного урана.

Переработку гексафторида урана проводили путем растворения в растворе нитрата алюминия, исключив после проведения исследовательских работ стандартную для данного вида материала операцию испарения.

Скрапы и таблетки из высокообогащенного урана перерабатывали на существующем оборудовании участка по переработке ВОУ. При этом применяли опыт, полученный при переработке топливных таблеток реактора БН-350.

Экспериментальные тепловыделяющие сборки перерабатывали путем разделения материала оболочки и сердечника с последующим переводом урана сердечника в раствор.

При этом разделение урана и алюминия проводили путем растворения в растворе NaOH, в ходе которого алюминий полностью переводили в раствор. Уран, остававшийся в твердом состоянии, отделяли с помощью фильтрации и после азотнокислого растворения, корректировки по содержанию изотопа урана-235, перерабатывали до получения оксидов урана. Разработанная технология переработки высокообогащенного урана являлась уникальной и инновационной, поэтому при ее реализации соблюдение требований ядерной безопасности могло быть обеспечено только созданием специализированного оборудования допустимых габаритов. Извлечение урана в технологии разбавления ВОУ в 2011 и 2015 годах составило более 98%.

Для переработки ядерного топлива реактора ИГР требовалось изучение возможности извлечения целевого компонента как с отделением его от графитовой матрицы, так и совместной переработки

графитовой матрицы, содержащей ЯДМ. Ядерным топливом реактора ИГР являются графитовые блоки, пропитанные ядерным материалом. ИГР по своим характеристикам и характеристикам топлива является единственным в своем роде исследовательским реактором, не имеющим мировых аналогов, в связи с чем в мировой практике отсутствуют примеры переработки и разбавления в НОУ такого типа топлива [3]. При выборе метода разбавления топлива реактора ИГР просматривалась необходимость исследования возможности переработки графитовых матриц с диспергированными в поры частицами урана методом выщелачивания и отделения графита от урана способом его температурного окисления. В обоих случаях требовалась предварительная операция механического разрушения и измельчения графитовых матриц.

Исходя из наличия уже имеющегося в АО «УМЗ» участка переработки ВОУ, экономически оправданным был признан подход, включающий операцию измельчения топлива ИГР, термическое окисление графита, растворение в кислоте образующихся при этом оксидов урана, корректировку раствора по U-235 (разбавление ВОУ-НОУ), осаждение полиураната аммония и прокаливание его до закиси-окиси урана [4, 5]. Приоритетными показателями при выборе окончательной технологической схемы переработки материалов ИГР являлись: продолжительность технологического процесса, степень извлечения урана в раствор, количество образуемых жидких и твердых отходов, расход материалов. Разработанная технология разбавления топлива реактора ИГР позволила практически без потерь перевести высокообогащенный уран из графитовой матрицы в раствор и после снижения обогащения получить закись-окись низкообогащенного урана с минимальным образованием технологических отходов.

В результате проделанной работы и комплексного решения целого ряда непростых задач на урановом производстве АО «УМЗ» был создан востребованный технологический участок для переработки высокообогащенного урана различного вида. Технологическая схема перевода ВОУ в НОУ приведена на рисунке 1.

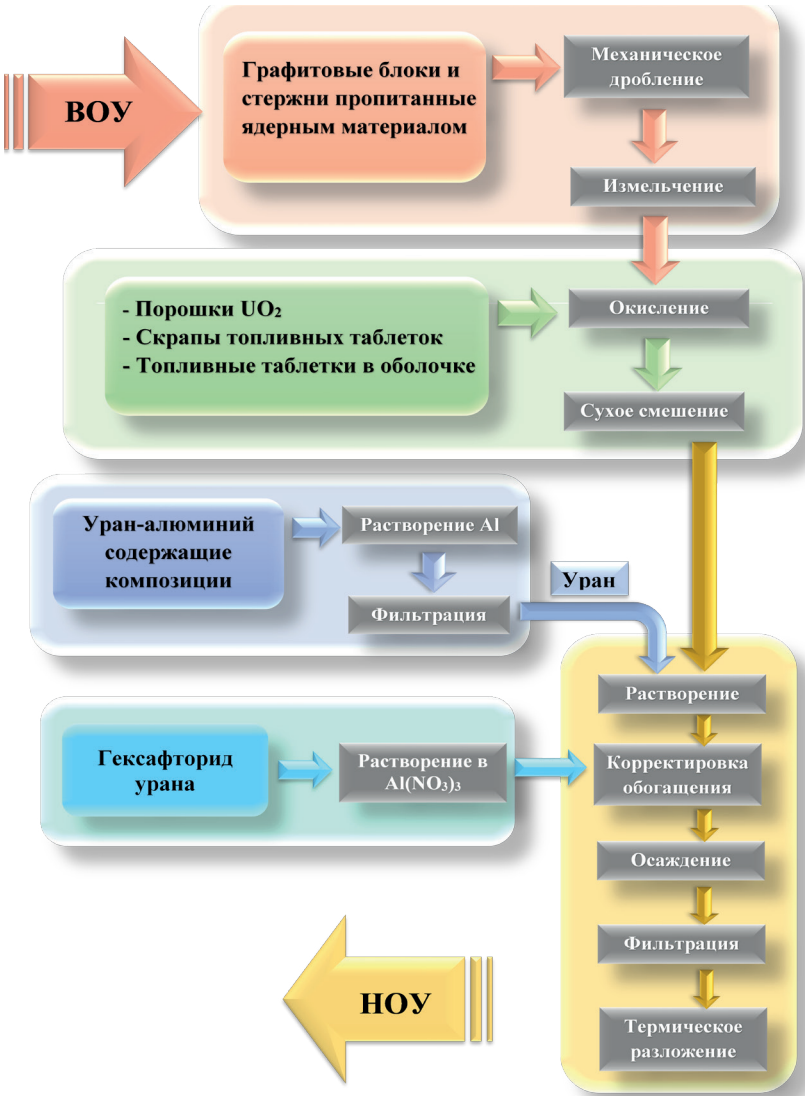


Рисунок 1 – Технологическая схема перевода ВОУ в НОУ из различного сырья

Реализованный Национальной атомной компанией «Казатомпром» и АО «УМЗ» проект по переводу высокообогащенного урана в низкообогащенный можно назвать многоцелевым, имеющим политический и социальный аспекты. Важность рассматриваемого проекта трудно переоценить, поскольку он был направлен на решение глобальной задачи, имеющей целью исключение угрозы распространения особо опасного ядерного материала. Нельзя не признать, что задача такого масштаба выходит далеко за рамки одного отдельно взятого государства и является проблемой мирового уровня, приобретающей все большую актуальность в настоящее время.

Созданный участок многофункционален, оснащен самым современным ядерно безопасным оборудованием и способен обеспечить переработку материалов широкого спектра. В нем предусмотрены основные технологические операции: дробления, измельчения, окисления, смешения, растворения и осаждения, гарантирующие возможность переработки практически любого урансодержащего высокообогащенного сырья. Участок переработки высокообогащенного урана можно отнести к числу самых перспективных технологических линий «Ульбинского металлургического завода», поскольку его использование открывает новый уровень горизонта в деятельности АО «УМЗ».

На сегодня проведенные в АО «УМЗ» работы высоко оценены на международном уровне. Сопредседатель фонда «Инициатива по сокращению ядерной угрозы» Сэм Нанн выразил глубокое удовлетворение усилиям Казахстана по устранению риска потенциального распространения ядерных материалов. Реализованный проект следует рассматривать как основу для осуществления будущих аналогичных проектов. Перспектива выполнения проектов подобного типа послужит дальнейшему укреплению репутации Республики Казахстан в мире как лидера глобальной безопасности 21 века.

Список использованных источников

1. Российско-американская программа «Мегатонны в Мегаватты» – масштабный пример экономически эффективного решения глобальных проблем человечества. // Космос. Информация. Новые технологии. – № 4.

2. Соглашение ВОУ-НОУ. История успеха. Публикация материалов «Ядерный клуб» (№ 1–2, 2013); 27 мая 2013 г.

3 Н.А. Доллежаль, А.К. Красин, Уран-графитовые реакторы с перегревом пара высокого давления. Атомная энергия. – 1958.

4. Шевченко В. Б., Судариков В. Н. Технология урана. – М., Госатомиздат, 1961.

5. Галкин Н.П., Судариков Б.Н., Верятин У.Д., Шишков Ю.Д., Майоров А.А. Технология урана. – М.: Атомиздат, 1964.

ПЛАЗМОХИМИЧЕСКИЙ СИНТЕЗ И ИССЛЕДОВАНИЕ НАНОСТРУКТУРНЫХ ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ, ИМИТИРУЮЩИХ УРАН-ТОРИЕВОЕ ДИСПЕРСИОННОЕ ЯДЕРНОЕ ТОПЛИВО

Каренгин А.Г., Новоселов И.Ю., Тихонов А.Е., Кузнецова А.А.
Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Значительную часть ядерной энергетики в XXI веке еще будут составлять АЭС с реакторами на тепловых нейтронах, использующих ядерное топливо (ЯТ) в виде керамики из диоксида урана, обогащенного по изотопу уран-235, у которого наряду с несомненными достоинствами есть и существенные недостатки: низкая теплопроводность, которая ограничивает удельную мощность реактора по температуре плавления, хрупкость и склонность к растрескиванию, короткий цикл использования (3–5 лет), невозможность создания энергетических установок сверхмалой (до 10 МВт) и малой (до 100 МВт) мощности, большие расходы на утилизацию отработавшего ЯТ, ограниченный ресурс изотопа уран-235 [1].

При использовании изотопа торий-232 отпадает необходимость в дорогостоящем изотопном обогащении, а цикл использования такого ЯТ может быть доведен до 10–15 лет. При этом прогнозных запасов тория в земной коре в 3–5 раз больше, чем урана, а использование ЯТ из сложных оксидных композиций (СОК) на основе урана и тория даст возможность создания сверхмалых и малых энергетических установок для использования в удаленных и труднодоступных регионах, на рудниках и карьерах [2]. Однако у такого ЯТ остается существенный недостаток – низкая теплопроводность.

Одним из перспективных направлений дальнейшего развития ядерной энергетики является использование дисперсионного ЯТ (ДЯТ), состоящего из оксидов делящихся металлов (уран, торий), равномерно распределенных в оксидной матрице, имеющей высокую теплопроводность и низкое сечение резонансного поглощения нейтронов [3, 4].

Общими недостатками применяемых методов для получения ТОК (золь-гель процесс, раздельное получение и механическое смешение) являются: многостадийность, неравномерное распределение фаз, необходимость использования большого количества химических реагентов, высокие энерго- и трудозатраты [4, 5].

К несомненным преимуществам применения плазмы для плазмохимического синтеза СОК из диспергированных смешанных водных нитратных растворов (ВНР) следует отнести: одностадийность; высокую скорость; возможность активно влиять на размер и морфологию частиц; компактность технологического оборудования [5]. Однако плазменная переработка только ВНР требует значительных энергозатрат (до 4 МВт·ч/т) и не позволяет получать в одну стадию СОК требуемого стехиометрического состава без дополнительного водородного восстановления.

Предлагается прямой плазмохимический синтез ТОК в воздушно-плазменном потоке из диспергированных водно-органических нитратных растворов (ВОНР), включающих ВНР и органический компонент (спирты, кетоны и др.) и имеющих низшую теплотворную способность не менее 8,4 МДж/кг [6–10], что приведет к существенному снижению энергозатрат на их переработку (до 0,1 МВт·ч/т), позволит значительно увеличить производительность плазменных установок, а также обеспечит условия в плазмохимическом реакторе для прямого синтеза в воздушной плазме наноразмерных ТОК, имеющих гомогенное распределение фаз, высокую теплопроводность и требуемый стехиометрический состав без дополнительного водородного восстановления.

Цель настоящей работы – установление закономерностей влияния содержания оксидной матрицы (MgO) на физико-химические свойства модельных оксидных композиций (МОК) «оксид неодима – оксид церия – оксид магния», имитирующих уран-ториевое дисперсионное ядерное топливо, и определение режимов переработки диспергированных растворов ВОНР, обеспечивающих в воздушно-плазменном потоке плазмохимический синтез наноструктурных оксидных композиций.

Методика проведения экспериментов

Экспериментальные исследования процесса плазмохимического синтеза ТОК «UO_2–ThO_2–MgO» проводились на лабораторном плазменном стенде «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01» (рисунок 1) на модельных растворах ВОНР, включающих органический компонент (ацетон) и смешанные водные нитратные растворы металла матрицы (магний), а также неодима и церия, имеющих близкие физико-химические свойства с делящимися металлами (уран и торий).

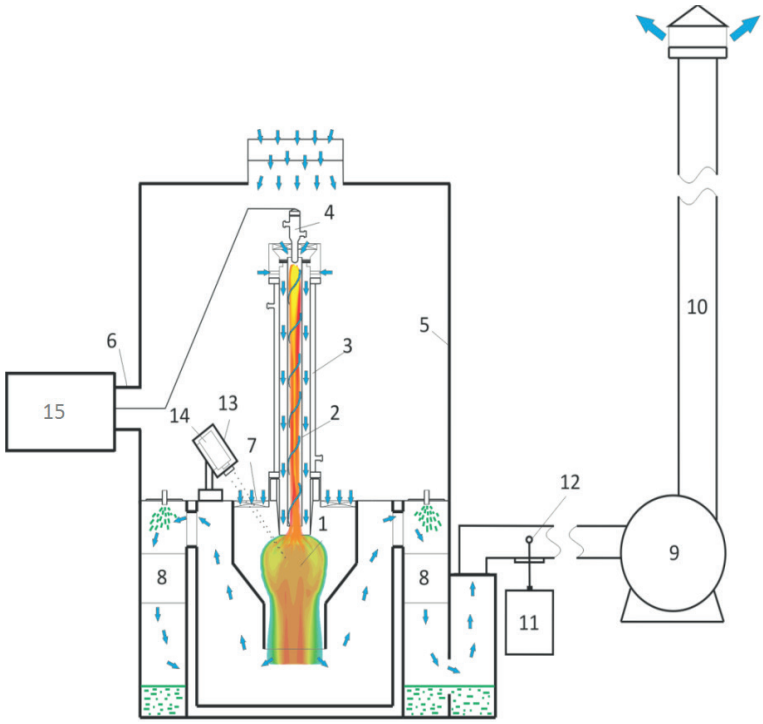


Рисунок 1 – Схема лабораторного плазменного стенда «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01»: 1 – диспергатор; 2 – ВЧФ-разряд; 3 – ВЧФ-плазмотрон; 4 – медный электрод; 5 – корпус; 6 – коаксиальный вывод; 7 – реактор; 8 – узел «мокрой» очистки отходящих газов; 9 – вытяжной вентилятор; 10 – воздуховод; 11 – газоанализатор; 12 – пробоотборник; 13 – защитный кожух пирометра; 14 – пирометр; 15 – высокочастотный генератор

В результате проведенных исследований режимов совместной работы высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01 (рабочая частота – 13,56 МГц, колебательная мощность до 60 кВт), высокочастотного факельного плазмотрона (ВЧФ-плазмотрона) и плазмохимического реактора в составе лабораторного плазменного стенда «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01» были определены следующие оптимальные режимы работы основных элементов плазменного стенда:

- высокочастотный генератор ВЧГ8-60/13-01 (U_a=5,6 кВ, I_a=3,5 А, I_c=1,2 А);
- ВЧФ-плазмотрон ($P_{стр}$=15,0 кВт);
- реактор ($S_{имп}$=1320 см^2, $M_{возд}$=0,95 кг/с).

Для подготовки модельных растворов ВОНР использовались соли нитрата неодима $Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$ (вместо нитрата уранила), нитрата церия $Ce(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$ (вместо нитрата тория) и нитрата магния $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ для образования матрицы в виде оксида магния в составе СОК. Сначала готовился с использованием дистиллированной воды раствор ВНР из нитратных солей металлов и смешивался с органическим компонентом (ацетон) с получением раствора ВОНР требуемого состава. Предварительно подготовленные растворы ВОНР подавались с постоянным расходом (300 л/ч) на диспергатор 1 и далее в диспергированном виде поступали в реактор, где в процессе переработки в воздушно-плазменном потоке осуществлялся плазмохимический синтез СОК при температуре T_p=1000-1100 °С. Контроль T_p осуществлялся высокоточным цифровым инфракрасным пирометром 14 (IPE 140/45) по линии поглощения диоксида углерода. После реактора пыле-парогазовая смесь поступала на центробежно-барботажные аппараты узла «мокрой» очистки (УМО) отходящих газов 8, где происходило ее резкое охлаждение («закалка») оборотной технологической водой (ОТВ) с получением водных суспензий СОК. Очищенные отходящие газы забирались высоконапорным вытяжным вентилятором 9 и выбрасывались в атмосферу. Полученные водные суспензии СОК откачивали насосом в емкости из нержавеющей стали, отбирали пробы для определения гранулометрического состава суспензий методом лазерной дифракции (ЛД). Затем водные суспензии СОК отстаивали, полученные осадки отделяли, фильтровали и прокаливали в течение 20 минут при температуре 150 °С.

Анализ сложных оксидных композиций

Исследования морфологических, структурных, кристаллических и технологических свойств полученных порошков МОК проводили на базе аналитического оборудования Центра коллективного пользования (Научно-образовательный инновационный центр «Наноматериалы и нанотехнологии», Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет»).

Для определения гранулометрического состава водных суспензий МОК использовали метод лазерной дифракции (ЛД), реализованный на приборе SALD-7101 (Shimadzu, Япония). Для сопоставления с другими свойствами порошков использовали количественный результат в виде медианного значения полученного распределения, равного широко применяемому в производстве техническому параметру «D_{50}». Поскольку использованный метод позволяет определить размер частиц в суспензии независимо от их структурного строения, включая жесткие агломераты, этот результат использовали для определения степени агломерации полученных порошков МОК.

Величину удельной поверхности исследуемых порошков ($S_{уд}$) оценивали методом Брунауэра-Эммета-Теллера (БЭТ) на приборе Сорби-М (ЗАО «МЕТА», Россия). Полученные данные пересчитывали в размер частиц, исходя из предположения об их сферической геометрии.

Рентгенофазовый анализ (РФА) исследуемых порошков МОК проводили на рентгеновском дифрактометре XRD-7000 (Shimadzu, Япония) с применением стандартной базы данных кристаллических структур неорганических материалов PDF-4 в свободно распространяемом программном обеспечении PowderCell по алгоритму Ритвельда для полнопрофильного анализа рентгеновских дифрактограмм. Определяли фазовый состав порошков МОК, параметры кристаллической структуры обнаруженных фаз, а также средние размеры областей когерентного рассеяния (ОКР) кристаллитов ($D_{кр}$).

В таблице 1 приведены состав и режимы переработки растворов ВОНР, физико-химические свойства полученных МОК, имитирующих в воздушно-плазменном потоке плазмохимический синтез уран-ториевого дисперсионного ядерного топлива.

Таблица 1 – Состав ВОНР и физико-химические свойства МОК, имитирующих уран-ториевое дисперсионное ядерное топливо

Состав ВОНР					Состав МОК			Физико-химические свойства МОК		
Состав ВНР				Ацетон						
№	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Ce(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$, г/л	C_3H_6O, %	Nd_2O_3, %	Ce_2O_3, %	MgO, %	D_{50}, мкм	$S_{уд}$, м^2/г	$D_{кр}$, нм
$\alpha = Nd_2O_3/(Nd_2O_3 + Ce_2O_3) = 0,1$										
1	32,6	297,6	-	64,3	10,0	90,0	-	10,2	-	-
2	31,0	282,7	80,1	63,3	9,5	85,5	5,0	10,7	-	-
3	29,3	267,9	160,3	62,2	9,0	81,0	10,0	12,4	-	-
4	27,7	253,0	240,4	61,2	8,5	76,5	15,0	12,5	12,5	78
5	26,1	238,1	320,5	60,6	8,0	72,0	20,0	13,9	12,8	76
6	22,8	208,3	480,8	58,4	7,0	63,0	30,0	14,7	13,1	74
$\alpha = Nd_2O_3/(Nd_2O_3 + Ce_2O_3) = 0,5$										
7	146,7	148,8	160,3	62,3	45,0	45,0	10,0	9,8	13,1	68
8	130,7	132,3	320,5	60,3	40,0	40,0	20,0	9,6	14,5	67
9	114,1	115,8	480,8	59,8	35,0	35,0	30,0	9,3	16,4	65
$\alpha = Nd_2O_3/(Nd_2O_3 + Ce_2O_3) = 0,6$										
10	176,0	119,1	160,3	62,3	54,0	36,0	10,0	8,9	-	-
11	156,5	105,8	320,5	60,3	48,0	32,0	20,0	7,5	-	-
12	136,9	92,6	480,8	58,4	42,0	28,0	30,0	6,8	-	-
$\alpha = Nd_2O_3/(Nd_2O_3 + Ce_2O_3) = 0,7$										
13	205,4	89,3	160,3	62,3	63,0	27,0	10,0	9,3	13,9	69
14	182,5	79,4	320,5	60,3	56,0	24,0	20,0	8,9	15,4	64
15	159,7	69,4	480,8	58,4	49,0	21,0	30,0	8,1	16,8	58

Из анализа представленных результатов (таблица 1) следует, что при постоянном расходе ОТВ в УМО на «закалку» МОК (2,8 кг/с) и частоте вращения ротора диспергатора (35 Гц) увеличение массовой доли матрицы (MgO) от 5,0% до 30,0% в составе МОК «Nd_2O_3 – Ce_2O_3 – MgO» (при $\alpha = 0,1$) приводит к увеличению размера частиц МОК после УМО с 10,2 мкм до 14,7 мкм. При этом удельная поверхность МОК увеличивается с 12,5 м^2/г до 13,1 м^2/г, а размер кристаллитов $D_{кр}$ в составе МОК снижается с 78 нм до 76 нм. Увеличение массовой доли MgO от 10% до 30% в составе МОК (при $\alpha = 0,5$) приводит при увеличении

частоты диспергатора с 35 Гц до 50 Гц к снижению размера МОК после УМО с 9,8 мкм до 9,3 мкм. При этом удельная поверхность порошков МОК увеличивается с 13,1 $м^2/г$ до 16,4 $м^2/г$, а размер кристаллитов в составе МОК снижается с 68 нм до 65 нм. Увеличение доли MgO от 10,0% до 30,0% в составе МОК (при $\alpha = 0,7$) также приводит при частоте диспергатора 50 Гц к снижению размера образующихся МОК после УМО с 9,3 мкм до 8,1 мкм. При этом удельная поверхность полученных порошков МОК увеличивается с 13,9 $м^2/г$ до 16,8 $м^2/г$, а размер кристаллитов в составе МОК уменьшается с 69 нм до 58 нм.

Таким образом, определены составы модельных растворов ВОНР и режимы их плазменной переработки, обеспечивающие плазмохимический синтез в воздушно-плазменном потоке наноразмерных сложных оксидных композиций.

Заключение

Результаты проведенных исследований могут быть использованы при создании технологии плазмохимического синтеза наноструктурных топливных оксидных композиций для уран-ториевого дисперсионного ядерного топлива.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 18-19-00136).

Список использованных источников

1. Скоров Д.М., Бычков Ю.Ф., Дашковский А.М. Реакторное материаловедение. – М.: Атомиздат, 1979. – 344 с.
2. Бойко В.И., Власов В.А, Жерин И.И. и др. Торий в ядерном топливном цикле. – М.:Издательский дом «Руда и Металлы», 2006. – 360 с.
3. Самойлов А.Г., Каштанов А.И., Волков В.С. Дисперсионные тепловыделяющие элементы ядерных реакторов. – М.: Атомиздат, 1965. – 343 с.
4. Алексеев С.В., Зайцев В.А., Толстоухов С.С. Дисперсионное ядерное топливо. – М.: Техносфера, 2015. – 248 с.
5. Туманов Ю.Н. Плазменные и высокочастотные процессы получения и обработки материалов в ядерном топливном цикле: настоящее и будущее. – М.: Физматлит, 2003. – 759 с.
6. Karengin A.G., Karengin A.A., Novoselov I.Yu., Tundeshev N.V. Calculation and Optimization of Plasma Utilization Process of Inflammable Wastes after Spent Nuclear Fuel Recycling // Advanced Materials Research. – 2014. – V. 1040. – P. 433–436
7. Novoselov I.Yu., Karengin A.G., Babaev R.G. Simulation of Uranium and Plutonium Oxides Compounds Obtained in Plasma // AIP Conference Proceedings. – 2018. – V. 1938. – P. 1–5.
8. Shamanin I.V., Karengin A.G, Novoselov I.Yu., et al. Plasmachemical synthesis and evaluation of the thermal conductivity of metal-oxide compounds for prospective nuclear fuel // Journal of Physics: Conference Series. – 2019. – V. 1145, Article number 012057. – P. 1–7.
9. Shamanin I.V., Karengin A.G., Novoselov I.Yu, et al. Plasmachemical synthesis and the assessment of the thermal conductivity of fuel compounds «UO2–MgO» // AIP Conference Proceedings. – 2019. – V. 2101, Article number 020017. – P. 1–6.
10. Karengin A.G., Karengin A.A., Novoselov I. Yu., Golovkov N.I. Model of reactor for plasma treatment of dispersed water-organic nitrate solutions of metals // AIP Conference Proceedings. – 2019. – V. 2101, Article number 020016. – P. 1–6.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ ПЛУТОНИЙ-ТОРИЕВОГО ДИСПЕРСИОННОГО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА

Каренгин А.Г., Каренгин А.А., Новоселов И.Ю., Иванов К.С.
Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Значительную часть ядерной энергетики в двадцать первом веке будут составлять АЭС с реакторами на тепловых нейтронах, использующих керамическое ядерное топливо из диоксида урана, обогащенного по изотопу уран-235, у которого наряду с достоинствами есть и существенные недостатки: низкая теплопроводность; хрупкость и склонность к растрескиванию; короткий цикл использования (3–5 лет); большие расходы на утилизацию отработанного ядерного топлива; ограниченные природные запасы изотопа уран-235 [1].

При использовании изотопов торий-232 и плутоний-239 отпадает необходимость в дорогостоящем изотопном обогащении, а цикл использования такого ядерного топлива может быть доведен до 10–15 лет. При этом прогнозных запасов тория в земной коре в 3–5 раз больше, чем урана, а использование ядерного топлива в виде оксидных композиций на основе плутония и тория даст возможность эффективного «сжигания» накопленных запасов оружейного и энергетического плутония. Однако у такого ядерного топлива остается существенный недостаток – низкая теплопроводность.

Одним из перспективных направлений дальнейшего развития ядерной энергетики в России является использование дисперсионного ядерного топлива, включающего оксиды делящихся металлов (уран, плутоний, торий), равномерно распределенных в оксидной матрице, имеющей высокую теплопроводность и низкое поперечное сечение поглощения нейтронов [2, 3].

Общими недостатками применяемых методов получения оксидных композиций (раздельное получение и механическое смешение, золь-гель процесс и др.) являются: многостадийность; продолжительность, необходимость использования большого количества химических реагентов, неравномерное распределение фаз, дополнительное водородное восстановление, высокие энерго- и трудозатраты [3].

Перспективным является применение воздушной плазмы для плазмохимического синтеза оксидных композиций из диспергированных водных нитратных растворов, которое обеспечивает: одностадийность, высокую скорость, возможность активно влиять на размер и морфологию частиц, гомогенное распределение фаз [4]. Однако плазменная переработка только водных нитратных растворов требует значительных энергозатрат (до 4 МВт·ч/т) и не позволяет в воздушной плазме получать в одну стадию оксидные композиции требуемого фазового состава без дополнительного водородного восстановления.

Существенное снижение энергозатрат может быть достигнуто при плазменной переработке в воздушно-плазменном потоке оптимальных по составу диспергированных водно-органических нитратных растворов (ВОНР), включающих водные нитратные растворы и органический компонент (спирты, кетоны) [5, 6].

Цель работы – установление закономерностей влияния состава водно-органических нитратных растворов и режимов их плазменной переработки в воздушно-плазменном потоке на физико-химические свойства получаемых оксидных композиций, имитирующих плутоний-ториевое дисперсионное ядерное топливо.

Расчет показателей горючести и состава водно-органических нитратных растворов

Низшая теплотворная способность водно-органических нитратных растворов ($Q^{р}_{н}$) определялась по уравнению [7]:

$$Q_н^р = \frac{(100 - W - A)\cdot Q_н^с}{100} - \frac{2{,}5\cdot W}{100},$$

где $Q^{с}_{н}$ – низшая теплотворная способность органического компонента в составе водно-органического нитратного раствора, МДж/кг; W и A – содержание воды и негорючих компонентов, %; 2,5 – значение скрытой теплоты испарения воды при 0 °С, МДж/кг.

Более объективным показателем горючести растворов ВОНР является адиабатическая температура горения [7]:

$$T_{ад} = \frac{(100 - \upsilon_{ок})Q_н^р + \upsilon_{ок}C_{ок}t_{ок}}{100VC},$$

где $\upsilon_{ок}$ – массовая доля окислителя (воздуха), %; $C_{ок}$ – теплоемкость окислителя, кДж/(кг·К); $t_{ок}$ – температура окислителя, К; V – удельный объем продуктов плазменной переработки водно-органического нитратного раствора, м^3/кг; C – объемная равновесная теплоемкость продуктов плазменной переработки водно-органического нитратного раствора, кДж/(м^3·К).

Водно-органические нитратные растворы (ВОНР), имеющие $T_{ад}$≈1500 К, обеспечивают их энергоэффективную плазменную переработку в воздушно-плазменном потоке и получение оксидных композиций с высокими физико-химическими свойствами [5–10].

Растворы ВОНР, имеющие $T_{ад}$≥1200 °С, обеспечивают их энергоэффективную плазменную переработку в воздушно-плазменном потоке и получение оксидных композиций с высокими физико-химическими свойствами [5–10].

Экспериментальные исследования процесса плазмохимического синтеза оксидных композиций «оксид самария–оксид церия–оксид магния», имитирующих плутоний-ториевое дисперсионное ядерное топливо, проводились на плазменном стенде «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01» (рисунок 1) с использованием модельных растворов ВОНР, включающих органический компонент (ацетон) и смешанные водные нитратные растворы металла матрицы (магний, иттрий), а также неодима (вместо урана) и самария (вместо плутония), имеющих близкие физико-химические свойства с делящимися металлами (уран, плутоний).

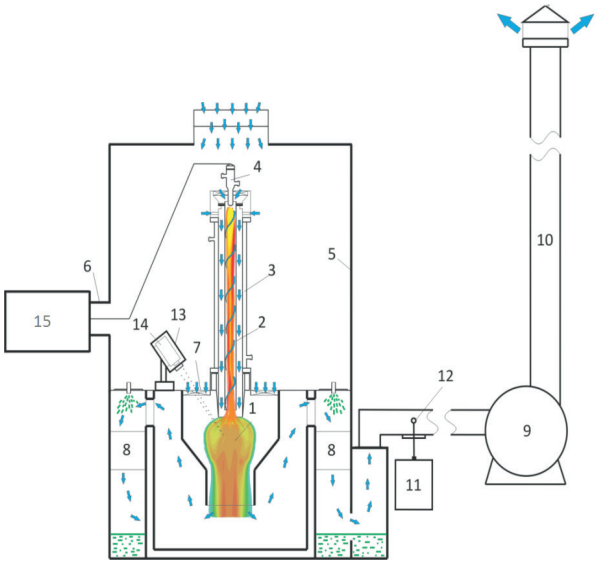


Рисунок 1 – Схема плазменного стенда «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01»: 1 – диспергатор; 2 – ВЧФ-разряд; 3 – ВЧФ-плазмотрон; 4 – электрод; 5 – корпус; 6 – коаксиальный вывод; 7 – реактор; 8 – узел «мокрой» очистки отходящих газов; 9 – вытяжной вентилятор; 10 – воздуховод; 11 – газоанализатор; 12 – пробоотборник; 13 – защитный кожух пирометра; 14 – пирометр; 15 – высокочастотный генератор

В результате проведенных исследований были определены следующие оптимальные режимы совместной работы высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01 (рабочая частота – 13,56 МГц, колебательная мощность до 60 кВт), высокочастотного факельного плазмотрона (ВЧФ-плазмотрона) и плазмохимического реактора в составе плазменного стенда «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01»:

- генератор ВЧГ8-60/13-01 ($U_а$=5,6 кВ, $I_а$=3,5 А, $I_с$=1,2 А);
- ВЧФ-плазмотрон ($P_{стр}$=15,0 кВт);
- плазмохимический реактор ($S_{имп}$=1320 см^2, $Q_{возд}$=0,95 кг/с).

Предварительно подготовленные растворы ВОНР подавались с постоянным расходом (300 л/ч) на диспергатор *1* и далее в диспергированном виде поступали в реактор, где в процессе переработки в воздушно-плазменном потоке осуществлялся плазмохимический синтез оксидных композиций при температуре в реакторе $T_р$ = 1100±50 °С. Контроль $T_р$ осуществлялся высокоточным цифровым инфракрасным пирометром *14* (IPE 140/45) по линии поглощения диоксида углерода. После реактора пыле-парогазовая смесь поступала на центробежно-барботажные аппараты узла «мокрой» очистки (УМО) отходящих газов *8*, где происходило ее резкое охлаждение («закалка») оборотной водой с образованием водных суспензий полученных оксидных композиций. Очищенные отходящие газы забирались высоконапорным

вытяжным вентилятором *9* и выбрасывались в атмосферу. Полученные водные суспензии модельных оксидных композиций (МОК) откачивали насосом в емкости из нержавеющей стали, отбирали пробы для определения гранулометрического состава, затем водные суспензии отстаивали, полученные осадки отделяли, фильтровали и прокаливали в течение 20 минут при температуре 150 °С, а полученные порошки оксидных композиций направляли на исследование физико-химических и технологических свойств.

Анализ сложных оксидных композиций

Исследования морфологических, структурных, кристаллических и других свойств, полученных МОК, проводили на аналитическом оборудовании Центра коллективного пользования «Научно-образовательный инновационный центр «Наноматериалы и нанотехнологии» Федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет».

Для определения гранулометрического состава МОК в водных суспензиях использовали метод лазерной дифракции (ЛД), реализованный на приборе SALD-7101 (Shimadzu, Япония). Для сопоставления с другими свойствами порошков использовали количественный результат в виде медианного значения полученного распределения, равного широко применяемому в производстве техническому параметру «D_{50}». Поскольку использованный метод позволяет определить размер частиц МОК в водной суспензии независимо от их структурного строения, включая жесткие агломераты, этот результат использовали для определения степени агломерации полученных порошков оксидных композиций.

Величину удельной поверхности полученных порошков МОК ($S_{уд}$) оценивали методом Брунауэра-Эммета-Теллера (БЭТ) на приборе Сорби-М (ЗАО «МЕТА», Россия). Полученные данные пересчитывали в размер частиц, исходя из предположения об их сферической геометрии.

Рентгенофазовый анализ (РФА) полученных порошков МОК проводили на рентгеновском дифрактометре XRD-7000 (Shimadzu, Япония) с применением стандартной базы данных кристаллических структур неорганических материалов PDF-4, в свободно распространяемом программном обеспечении PowderCell по алгоритму Ритвельда для полнопрофильного анализа рентгеновских дифрактограмм. Определяли фазовый состав полученных порошков МОК, параметры кристаллической структуры обнаруженных фаз, а также средние размеры областей когерентного рассеяния кристаллитов ($D_{крист}$) в составе полученных порошков МОК.

В таблице 1 приведены состав растворов ВОНР и физико-химические свойства полученных МОК, имитирующих ТОК для плутоний-ториевого дисперсионного ядерного топлива, полученные при $\alpha = Nd_2O_3/(Nd_2O_3+Sm_2O_3) = 0{,}1 \div 0{,}3$, частоте вращения ротора диспергатора $f_д = 35 \div 50$ Гц и расходе оборотной воды на «закалку» $Q_{ов} = 2{,}8$ кг/с.

Таблица 1 – Состав ВОНР и физико-химические свойства МОК «оксид самария – оксид церия – оксид магния», имитирующих плазмохимический синтез плутоний-ториевого дисперсионного ядерного топлива ($f_д = 35$ Гц, $Q_{оов} = 2{,}8$ кг/с)

Состав ВОНР					Состав МОК			Физико-химические свойства МОК		
Состав ВНР				Ацетон						
№	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Sm(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$, г/л	C_3H_6O, %	Nd_2O_3, %	Sm_2O_3, %	MgO, %	D_{50}, мкм	$S_{уд}$, м²/г	$D_{крист}$, нм
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0{,}1$										
1	293,4	31,9	-	64,4	90,0	10,0	-	13,5	10,4	79
2	278,7	30,3	80,1	63,3	85,5	9,5	5,0	10,2	-	-
3	264,0	28,7	160,2	62,3	81,0	9,0	10,0	9,6	-	-
4	249,4	27,1	240,3	61,3	76,5	8,5	15,0	9,1	14,8	56
5	234,7	25,5	320,4	60,3	72,0	8,0	20,0	8,7	15,3	53
6	205,4	22,3	480,6	58,4	63,0	7,0	30,0	8,5	16,7	48
7	146,7	15,9	801,0	55,0	45,0	5,0	50,0	4,3	21,0	38

$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,2$										
8	260,8	63,8	-	64,4	80,0	20,0	-	12,9	10,2	79
9	247,7	60,6	80,1	63,4	76,0	19,0	5,0	12,0	10,8	76
10	234,7	57,4	160,2	62,3	72,0	18,0	10,0	8,2	11,1	72
11	221,6	54,2	240,3	61,2	68,0	17,0	15,0	6,7	12,5	69
12	208,6	51,0	320,4	60,3	64,0	16,0	20,0	6,2	13,0	64
13	182,5	44,6	480,6	58,4	56,0	14,0	30,0	5,7	16,1	61
14	130,4	31,9	801,0	55,0	40,0	10,0	50,0	5,3	18,6	59
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,3$										
15	228,2	95,7	-	64,5	70,0	30,0	-	8,6	15,4	-
16	216,8	90,9	80,1	63,4	66,5	28,5	5,0	7,8	13,6	-
17	205,4	86,1	160,2	62,3	63,0	27,0	10,0	5,9	15,2	-
18	193,9	81,3	240,3	61,3	59,5	25,5	15,0	5,4	15,9	-
19	182,5	76,5	320,4	60,3	56,0	24,0	20,0	4,9	16,2	-
20	159,7	67,0	480,6	58,4	49,0	21,0	30,0	4,7	16,8	-
21	114,1	47,8	801,0	55,0	35,0	15,0	50,0	4,5	17,9	-

Из анализа представленных результатов (таблица 1) следует, что увеличение массовой доли матрицы (MgO) в составе МОК «оксид неодима – оксид самария – оксид магния» от нуля до 50% (прн $\alpha = 0,1$, $f_д$ = 35 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) приводит к снижению размера частиц в водной суспензии (D_{50}) после УМО с 13,5 мкм до 4,3 мкм. При этом удельная поверхность полученных порошков МОК ($S_{уд}$) увеличивается с 10,4 м^2/г до 21,0 м^2/г, а размер кристаллитов ($D_{кр}$) в их составе снижается с 79 нм до 38 нм. Увеличение массовой доли матрицы (MgO) в составе МОК от нуля до 50% (при $\alpha = 0,2$, $f_д$ = 35 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) также приводит к снижению размера частиц в водных суспензиях МОК после УМО с 12,9 мкм до 5,3 мкм. При этом удельная поверхность полученных порошков увеличивается с 10,0 м^2/г до 12,6 м^2/г, а размер кристаллитов в их составе снижается с 79 нм до 59 нм. Увеличение массовой доли матрицы (MgO) в составе МОК от нуля до 50% (при $\alpha = 0,3$, $f_д$ = 35 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) также приводит к снижению размера образующихся частиц в водных суспензиях после УМО с 8,6 мкм до 4,5 мкм. При этом удельная поверхность полученных порошков увеличивается с 15,4 м^2/г до 17,9 м^2/г. Это позволяет утверждать, что полученные порошки МОК также состоят из наноразмерных кристаллитов. Увеличение массовой доли матрицы (MgO) в составе оксидных композиций от 10% до 30% (при $\alpha = 0,1$, $f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) приводит при повышении частоты $f_д$ с 35 Гц до 50 Гц к снижению размера образующихся частиц в водных суспензиях после УМО с 9,4 мкм до 5,9 мкм и с 6,4 мкм до 4,7 мкм (при $f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с, $\alpha = 0,3$). Это позволяет утверждать, что полученные порошки оксидных композиций также состоят из наноразмерных кристаллитов.

Показано, что увеличение массовой доли матрицы (Y_2O_3) в составе МОК «оксид самария – оксид неодима – оксид иттрия» от 10% до30 % (при $\alpha = 0,1$, $f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) приводит к снижению размера частиц в водных суспензиях после УМО с 12,1 мкм до 11,2 мкм. При этом удельная поверхность полученных порошков увеличивается с 5,5 м^2/г до 7,8 м^2/г, а размер кристаллитов в их составе снижается с 147 нм до 115 нм.

Увеличение массовой доли матрицы (Y_2O_3) с 10% до 30% в составе оксидных композиций (при $\alpha = 0,3$, $f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) также приводит к снижению размера частиц в водных суспензиях после УМО с 13,6 мкм до 10,2 мкм. При этом удельная поверхность полученных порошков увеличивается с 6,9 м^2/г до 8,6 м^2/г, а размер кристаллитов в их составе снижается с 118 нм до 93 нм. Это позволяет утверждать, что полученные порошки оксидных композиций также состоят из наноразмерных кристаллитов.

Таким образом, определены составы растворов ВОНР и режимы их плазменной переработки, обеспечивающие плазмохимический синтез в воздушно-плазменном потоке наноструктурных МОК «оксид неодима – оксид самария– оксид магния» и «оксид неодима –оксид самария – оксид иттрия»», имитирующих плутоний-ториевое дисперсионное ядерное топливо.

Заключение

Результаты проведенных исследований могут быть использованы при создании энергоэффективной технологии плазмохимического синтеза наноструктурных топливных оксидных композиций для плутоний-ториевого дисперсионного ядерного топлива.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 18-19-00136).

Список использованных источников

1. Скоров Д.М., Бычков Ю.Ф., Дашковский А.М. Реакторное материаловедение. – М.: Атомиздат, 1979. – 344 с.
2. Самойлов А.Г., Каштанов А.И., Волков В.С. Дисперсионные тепловыделяющие элементы ядерных реакторов. – М.: Атомиздат, 1965. – 343 с.
3. Алексеев С.В., Зайцев В.А., Толстоухов С.С. Дисперсионное ядерное топливо. – М.: Техносфера, 2015. – 248 с.
4. Туманов Ю.Н. Плазменные и высокочастотные процессы получения и обработки материалов в ядерном топливном цикле: настоящее и будущее. – М.: Физматлит, 2003. – 759 с.
5. Karengin A.G., Karengin A.A., Novoselov I.Yu., Tundeshev N.V. Calculation and Optimization of Plasma Utilization Process of Inflammable Wastes after Spent Nuclear Fuel Recycling // Advanced Materials Research. – 2014. – V. 1040. – P. 433–436
6. Novoselov I.Yu., Karengin A.G., Babaev R.G. Simulation of Uranium and Plutonium Oxides Compounds Obtained in Plasma // AIP Conference Proceedings. – 2018. – V. 1938. – P. 1–5.
7. Novoselov I.Yu., Karengin A.G., Shamanin I,V., et al. Plasmachemical Synthesis of Nanopowders of Yttria and Zirconia from Dispersed Water-Salt-Organic Mixtures // AIP Conference Proceedings. – 2018. – Vol. 1938, Article number 020010. – P. 1–7 (133804-2018).
8. Myshkin V.F., Khan, V.A., Tichy M., Kapran A., Izhoykin D.A., Lenskiy V.N., Gamov, D.L., Leonteva, D.A. Particularities of Cu and Zn nanoparticles formation in a magnetic field // AIP Conference Proceedings. – 2019. – V. 2101. – Article number 020023. – P. 1–6; doi:10.1063/1.5099615
9. Shamanin I.V., Karengin A.G., Novoselov I.Yu., et al. Plasmachemical synthesis and evaluation of the thermal conductivity of metal-oxide compounds for prospective nuclear fuel // Journal of Physics: Conference Series. – 2019. – V. 1145, Article number 012057. – P. 1–7.
10. Shamanin I.V., Karengin A.G., Novoselov I.Yu, et al. Plasmachemical synthesis and the assessment of the thermal conductivity of fuel compounds «UO2–MgO» // AIP Conference Proceedings. – 2019. – V. 2101, Article number 020017. – P. 1–6.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ УРАНОВОГО ДИСПЕРСИОННОГО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА

КаренгинА.Г., Бельков Д.М., Головков Н.И., Кузнецов С.Ю., Новоселов И.Ю.
Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Основу атомной энергетики в России в XXI веке еще будут составлять АЭС с реакторами на тепловых нейтронах, использующих ядерное топливо из диоксида урана, обогащенного по изотопу уран-235, у которого наряду с достоинствами есть и серьезный недостаток – низкая теплопроводность [1, 2]. В аварийных ситуациях без охлаждения ТВЭЛ это приводит к повышению температуры, развитию пароциркониевой реакции и разрушению. Решением этой проблемы является создание устойчивого к аварийным ситуациям толерантного топлива (Accident Tolerant Fuel).

Одним из перспективных типов ATF-топлива является урановое дисперсионное ядерное топливо, содержащее включения из делящегося материала (диоксида урана), равномерно распределенного в матрице из оксида магния, имеющего высокую теплопроводность и малое поперечное сечение захвата тепловых нейтронов [3]. Использование в качестве матрицы оксидов металлов обусловлено тем, что наиболее изученное и используемое ядерное топливо – оксидное (диоксид урана, диоксид плутония). В таблице 1 приведены теплофизические свойства оксидных матричных материалов [4].

Таблица 1 – Теплофизические свойства оксидных матричных материалов

Свойства	Al_2O_3	MgO	CeO_2	Y_2O_3	ZrO_2
$T_{пл}$, °C	2054	2827	2400	2430	2000
λ, Вт/(м·К)	13,3 (500 °C); 8,2 (1000 °C); 5,8 (1500 °C) -	20,0 (500 °C); 13,0 (1000 °C); 6,0 (1500 °C); 5,0 (2000 °C)	- 1,2 (1000 °C); 0,9 (1500 °C); 1,2 (2000 °C)	4,1 (500 °C); 2,5 (1000 °C); 2,9 (1500 °C); 4,0 (2000 °C)	- 2,2 (1000 °C); 1,5 (1500 °C); 1,8 (2000 °C)

Традиционные методы изготовления оксидных композиций (раздельное получение и механическое смешение, золь-гель и др.) многостадийны, продолжительны, не обеспечивают требуемый состав и равномерное распределение фаз, имеют высокие энерго- и трудозатраты [4]. Применение газоразрядной плазмы для получения оксидных композиций из диспергированных смешанных водных нитратных растворов металлов обеспечивает одностадийность, высокую скорость, возможность активно влиять на размер и морфологию частиц и равномерное распределение фаз [5]. Однако плазменная переработка только водных нитратных растворов требует значительных энергозатрат (до 4 МВт·ч/т) и не обеспечивает в воздушной плазме требуемый фазовый состав получаемых оксидных композиций без дополнительного водородного восстановления. Существенное снижение энергозатрат (до 0,1 МВт·ч/т) и получение оксидных композиций с высокими физико-химическими свойствами могут быть достигнуты при плазменной переработке в воздушно-плазменном потоке оптимальных по составу диспергированных водно-органических нитратных растворов (ВОНР), включающих водные нитратные растворы, органический компонент (спирты, кетоны) и имеющих адиабатическую температуру горения $T_{ад} \approx 1500$ K [3, 6–11].

Цель работы – установление закономерностей влияния состава водно-органических нитратных растворов и режимов их переработки в воздушно-плазменном потоке на физико-химические свойства получаемых оксидных композиций, имитирующих урановое дисперсионное ядерное топливо.

Расчет показателей горючести и состава водно-органических нитратных растворов

Низшую теплотворную способность водно-органического нитратного раствора определяли по уравнению [11]

$$Q_н^р = \frac{(100 - W - A)\cdot Q_н^с}{100} - \frac{2{,}5\cdot W}{100},$$

где $Q^с_н$ – низшая теплотворная способность органического компонента в составе водно-органического нитратного раствора, кДж/кг; W и A – массовая доля воды и негорючих компонентов в составе водно-органического нитратного раствора соответственно,%; 2,5 – значение скрытой теплоты испарения воды при 273 K, кДж/кг.

Более объективным показателем горючести водно-органического нитратного раствора является адиабатическая температура горения ($T_{ад}$), которую оценивали по формуле [11]:

$$T_{ад} = \frac{(100 - \upsilon_{ок})Q_н^р + \upsilon_{ок}C_{ок}t_{ок}}{100VC},$$

где $\upsilon_{ок}$ – массовая доля окислителя (воздуха),%; $C_{ок}$ – теплоемкость окислителя, кДж/(кг·К); $t_{ок}$ – температура окислителя, К; V – удельный объем продуктов плазменной переработки водно-органического нитратного раствора, м^3/кг; C – объемная равновесная теплоемкость продуктов плазменной переработки водно-органического нитратного раствора, кДж/(м^3·К).

Водно-органические нитратные растворы (ВОНР), имеющие $T_{ад} \approx 1500$ К, обеспечивают их энергоэффективную плазменную переработку в воздушно-плазменном потоке и получение оксидных композиций с необходимыми физико-химическими свойствами [11]. По результатам проведенных расчетов определены растворы ВОНР на основе ацетона, необходимые для получения следующих топливных оксидных композиций:

- «95,0% UO_2–5,0% MgO» из раствора ВОНР-1 (26,1% H_2O – 34,0% C_3H_6O – 31,2% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 8,7% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$);
- «90,0% UO_2 – 10,0% MgO» из раствора ВОНР-2 (28,4% H_2O – 34,0% C_3H_6O – 23,6% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 14,0% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$);
- «85,0% UO_2–15,0% MgO» из раствора ВОНР-3 (29,9% H_2O–29,0% C_3H_6O–25,6% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$–15,5% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$).

Термодинамическое моделирование процесса плазмохимического синтеза оксидных композиций «UO_2–MgO» из растворов ВОНР проведено с использованием лицензионной программы термодинамического расчета состава фаз произвольных гетерогенных систем «TERRA» при атмосферном давлении (0,1 МПа), в широком диапазоне температур (300–4000 К) и массовых долей воздушного плазменного теплоносителя (10–90%).

На рисунке 1 показано влияние температуры на состав продуктов плазмохимического синтеза оксидных композиций в конденсированных фазах из раствора ВОНР-1 «90,0% UO_2–10,0% MgO» при массовой доле воздуха 69% (а) и 71% (б).

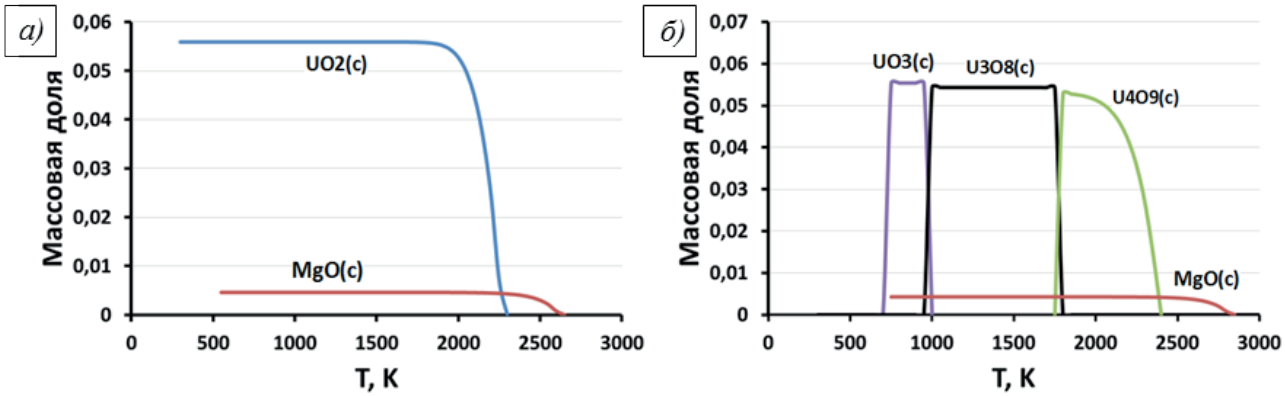


Рисунок 1 – Влияние температуры на состав продуктов плазмохимического синтеза оксидных композиции «90,0% UO_2–10,0% MgO» при массовой доле воздуха 69% (а) и 71% (б)

Из анализа состава продуктов следует, что плазменная переработка растворов ВОНР приводит к образованию требуемой оксидной композиции «90,0% UO_2–10,0% MgO» при массовой доле воздуха 69% и температурах до 2000 К. Снижение доли воздуха ниже 69% приводит к образованию углерода в конденсированной фазе С(с) и росту его содержания в составе оксидной композиции, а повышение доли воздуха с 69 до 71% приводит к образованию в интервале температур 1000-1600 К нежелательных композиций «U_3O_8–MgO», а свыше 1600 К – «U_4O_9–MgO».

Методика проведения экспериментов

Экспериментальные исследования проводили на лабораторном плазменном стенде (см. рисунок 2) на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01 (рабочая частота 13,56 МГц, колебательная мощность до 60 кВт) на модельных водно-органических нитратных растворах, включающих органический компонент (ацетон), а также водные нитратные растворы металла матрицы (магния) и неодима вместо делящегося металла (урана).

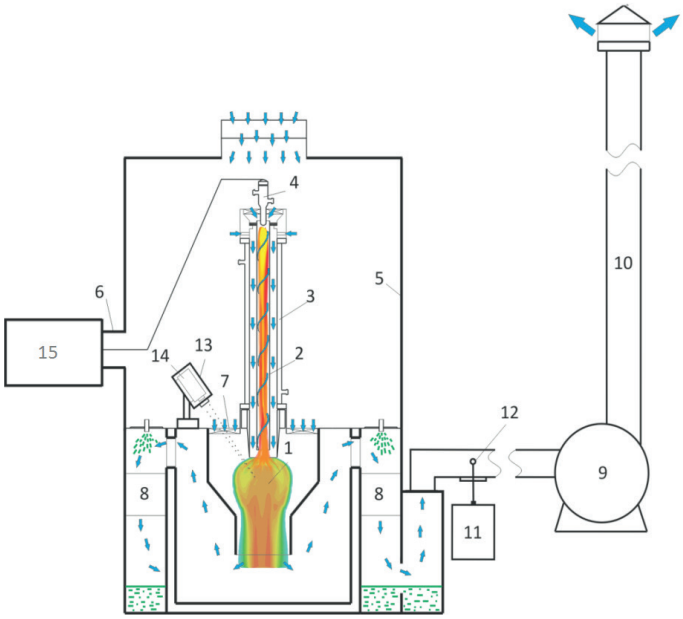


Рисунок 2 – Схема лабораторного плазменного стенда на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01: 1 – высокочастотный генератор; 2 – коаксиальный вывод; 3 – узел «мокрой» очистки отходящих газов; 4 – пирометр IPE 140/45; 5 – защитный кожух пирометра; 6 – плазмохимический реактор с импеллером; 7 – медный электрод; 8 – ВЧФ-плазмотрон; 9 – ВЧФ-разряд; 10 – диспергатор; 11 – корпус; 12 – газоанализатор; 13 – пробоотборник; 14 – вытяжной вентилятор; 15 – воздуховод

В ходе исследований были определены следующие оптимальные режимы совместной работы высокочастотного генератора (1), высокочастотного факельного плазмотрона (8) и плазмохимического реактора (6) в составе лабораторного плазменного стенда:

- высокочастотный генератор (напряжение анодное 5,6 кВ, ток анодный 3,5 А, ток сеточный 1,2 А);
- высокочастотный факельный плазмотрон (мощность воздушной плазменной струи 15,0 кВт);
- реактор (входная площадь импеллера реактора 0,132 м^2, расход воздуха через реактор 0,95 кг/с).

Для подготовки модельных водно-органических нитратных растворов использовали соли нитрата неодима (вместо нитрата уранила) и нитрата магния для образования матрицы в виде оксида магния в составе оксидной композиции «оксид неодима – оксид магния». Вначале готовили на дистиллированной воде водный нитратный раствор из нитратных солей металлов и затем смешивали с органическим компонентом (ацетоном) для получения водно-органического нитратного раствора заданного состава. Подготовленный раствор ВОНР подавали с постоянным расходом 300 л/ч через диспергатор в реактор, где под действием воздушной плазменной струи, генерируемой высокочастотным факельным плазмотроном, осуществлялся «розжиг» реактора, переработка диспергированного раствора в воздушно-плазменном потоке и плазмохимический синтез оксидных композиций при температуре 1373±50 К. Контроль температуры осуществляли высокоточным цифровым инфракрасным пирометром IPE 140/45 по линии поглощения диоксида углерода. Из реактора пыле-парогазовая смесь поступала на центробежно-барботажные аппараты узла «мокрой» очистки отходящих газов, где происходило ее резкое охлаждение («закалка») оборотной водой с образованием водных суспензий оксидных композиций. Очищенные отходящие газы забирались высоконапорным вытяжным вентилятором и выбрасывались через воздуховод в атмосферу. Полученные водные суспензии перекачивали в емкости из нержавеющей стали, отбирали пробы для определения гранулометрического состава оксидных композиций методом лазерной дифракции. Затем водные суспензии отстаивали, полученные осадки отделяли, фильтровали и прокаливали в течение 20 минут при температуре 423 К.

Анализ оксидных композиций

Исследования морфологических, структурных, кристаллических и других свойств полученных оксидных композиций проводили на аналитическом оборудовании Центра коллективного пользования «Научно-образовательный инновационный центр «Наноматериалы и нанотехнологии» ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» [11].

Для определения гранулометрического состава водных суспензий оксидных композиций использовали метод лазерной дифракции, реализованный на приборе SALD-7101 (производства компании «Шимадзу», Япония). Для сопоставления с другими свойствами синтезированных порошков использовали количественный результат в виде медианного значения полученного распределения, равного широко

применяемому в производстве техническому параметру D_{50}. Поскольку использованный метод позволяет определить размер частиц в суспензии независимо от их структурного строения, включая жесткие агломераты, этот результат использовали для определения степени агломерации полученных порошков оксидных композиций.

Величину удельной поверхности исследуемых порошков ($S_{уд}$) оценивали методом Брунауэра – Эммета – Теллера на приборе Сорби-М (производства ЗАО «МЕТА», Россия). Полученные данные пересчитывали в размер частиц исходя из предположения об их сферической геометрии.

Рентгенофазовый анализ полученных порошков оксидных композиций проводили на рентгеновском дифрактометре XRD-7000 (производства компании «Шимадзу», Япония). Затем определяли фазовый состав, параметры кристаллической структуры обнаруженных фаз, а также средние размеры областей когерентного рассеяния кристаллитов ($D_{крист}$).

В таблице 2 приведены составы растворов ВОНР и физико-химические свойства оксидных композиций на основе оксидов неодима и магния, имитирующих урановое дисперсионное ядерное топливо, полученные при разных значениях частоты вращения ротора диспергатора ($f_д$) и расхода оборотной воды на «закалку» оксидных композиций ($Q_{ов}$).

Из анализа таблицы 2 следует, что увеличение содержания нитрата неодима в исходном растворе с 300 до 1500 г/л приводит при плазменной переработке растворов ВОНР–1,2,3 (при $f_д$ = 50 Гц и $Q_{ов}$ = 2,3 кг/с) к увеличению размера D_{50} образующихся частиц оксида неодима (Nd_2O_3) в водной суспензии с 8,7 до 10,2 мкм. При этом $S_{уд}$ полученных порошков уменьшается с 6,9 до 5,9 м^2/г, а размер кристаллитов в их составе $D_{крист}$ увеличивается с 106 до 117 нм.

Таблица 2 – Состав водно-органических нитратных растворов и физико-химические свойства оксидных композиций, имитирующих урановое дисперсионное ядерное топливо

№	Водно-органический нитратный раствор			Оксидная композиция				
	Водный нитратный раствор, г/л		Ацетон, %	Состав, %		Физико-химические свойства		
	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$	$Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$	C_3H_6O	Nd_2O_3	MgO	D_{50}, мкм	$S_{уд}$, м^2/г	$D_{крист}$, нм
	$f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,3 кг/с							
1	300,0	–	64,9	100,0	–	8,7	6,9	106
2	500,0	–	61,6	100,0	–	9,8	6,3	112
3	1000,0	–	54,6	100,0	–	10,2	5,9	117
	$f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с							
4	300,0	–	64,9	100,0	–	7,8	8,9	92
5	500,0	–	61,6	100,0	–	8,1	8,3	96
6	1000,0	–	54,6	100,0	–	8,7	7,7	103
	$f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с							
7	–	300,0	64,9	–	100,0	9,5	9,0	93
8	–	500,0	61,6	–	100,0	10,9	8,7	95
9	–	700,0	54,6	–	100,0	13,0	7,9	98
	$f_д$ = 50 Гц, $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с							
10	309,6	80,1	63,3	95,0	5,0	13,2	7,9	94
11	293,4	160,2	62,3	90,0	10,0	9,4	9,2	89
12	277,1	240,4	61,3	85,0	15,0	7,3	11,2	73
13	260,8	320,4	60,3	80,0	20,0	6,8	14,2	64
14	228,2	480,8	58,4	70,0	30,0	5,1	15,6	56
15	163,0	801,3	56,0	50,0	50,0	4,7	16,2	52

Увеличение содержания нитрата неодима в исходном растворе с 300 до 1500 г/л, а также повышение $Q_{ов}$ с 2,3 до 2,8 кг/с приводят при плазменной переработке растворов ВОНР–4,5,6 к увеличению размера D_{50} образующихся частиц оксида неодима (Nd_2O_3) с 7,8 до 8,7 мкм, снижению $S_{уд}$ полученных порошков с 8,9 до 7,8 м^2/г и увеличению размера кристаллитов $D_{крист}$ в их составе с 92 до 103 нм.

Увеличение содержания нитрата магния в исходном растворе с 300 до 700 г/л также приводит при плазменной переработке растворов ВОНР–7,8,9 (при $f_д$ = 50 Гц и $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) к увеличению размера D_{50} образующихся частиц оксида магния (MgO) в водной суспензии с 9,5 до 13,0 мкм, снижению $S_{уд}$

полученных порошков с 9,0 до 7,9 м^2/г и увеличению размера кристаллитов $D_{крист}$ в их составе с 93 до 98 нм.

Плазменная переработка растворов ВОНР–10,11,12,13,14,15 (при $f_д$ = 50 Гц и $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с) также приводит к снижению размера частиц оксидных композиций «Nd_2O_3–MgO» в водных суспензиях с 13,2 до 4,7 мкм, увеличению удельной поверхности полученных порошков с 7,9 до 16,2 м^2/г и снижению размера кристаллитов в их составе с 94 до 52 нм. Результаты анализа физико-химических свойств порошков оксидов неодима, магния и оксидных композиций на их основе, имитирующих урановое дисперсионное ядерное топливо, не вступают в противоречие друг с другом, а также позволяют утверждать, что порошки полученных оксидных композиций можно отнести к классу наноструктурных.

Заключение

Результаты проведенных исследований могут быть использованы при создании энергоэффективной технологии плазмохимического синтеза наноструктурных оксидных композиций для дисперсионного уранового топлива.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 18-19-00136).

Список использованных источников

1. Самойлов А.Г., Каштанов А.И., Волков В.С. Дисперсионные тепловыделяющие элементы ядерных реакторов. – М.: Атомиздат. – 1965. – 343 с.

2. Скоров Д.М., Бычков Ю.Ф., Дашковский А.М. Реакторное материаловедение. – М.: Атомиздат, – 1979. – 344 с.

3. Каренгин А. Г., Каренгин А. А., Новоселов И. Ю., Мендоса О., Алюков Е. С**.,** Бабаев Р. Г. Плазмохимический синтез и оценка теплопроводности сложных оксидных композиций для перспективных типов ядерного топлива // Известия вузов. Физика. – 2018. – Т. 61 – № 12-2. – С. 36-44.

4. Алексеев С.В., Зайцев В.А., Толстоухов С.С. Дисперсионное ядерное топливо. – М.: Техносфера, 2015. – 248 с.

5. Туманов Ю.Н. Плазменные и высокочастотные процессы получения и обработки материалов в ядерном топливном цикле: настоящее и будущее. – М.: Физматлит, 2003. – 759 с.

6. Degueldre C., Paratte J.M. Concepts for an inert matrix fuel: An overview // Journal of Nuclear Materials. – 1999. – V. 274. – P. 1–6.

7. Kushtym A.V., Belash M.M., Zigunov V.V., Slabospitska O.O., Zuyok V.A. Dispersion fuel for nuclear research facilities // Problems of Atomic Science and Technology. – 2017. – V. 108. – Iss. 2. – P. 124–130.

8. Shelke A.V., Gera, B., Maheshwari N.K., Singh R.K. Theoretical studies on fuel dispersion and fireball formation associated with aircraft crash // Combustion Science and Technology. – 2018. – V. 19. – Iss. 12. – P. 2134–2163.

9. Song T., Wang Y., Chang Z., Guo L. In-situ fabrication of dispersion nuclear fuel pellets with a core-shell structure // Annals of Nuclear Energy. – 2019. – V. 134. – P. 258–262.

10. Myshkin V.F., Khan V.A., Tichy M. e. a. // AIP Conference Proceedings. – 2019. – Vol. 2101. – P. 1–7.

11. Karengin, A. A. Karengin, I. Yu. Novoselov. e.a. // Journal of Physics: Conference Series. – 2021. – Vol. 1989. – P. 1–5.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ УРАН-ПЛУТОНИЕВОГО ДИСПЕРСИОННОГО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА

Каренгин А.Г., Каренгин А.А., Новоселов И.Ю., Расторгуев В.И.
Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Применяемое на АЭС керамическое ядерное топливо из диоксида урана, обогащенного по изотопу уран-235, имеет низкую теплопроводность, короткий цикл использования (3–5 лет), а его применение ограничено природными запасами изотопа уран-235 [1]. Использование изотопов уран-238 и плутоний-239 не потребует дорогостоящего изотопного обогащения и позволит использовать накопленные запасы урана и плутония из отработавшего ядерного топлива для изготовления инновационного топлива для реакторов на быстрых нейтронах (МОХ-топливо). Однако у этого топлива остается существенный недостаток – низкая теплопроводность и неравномерное распределение фаз.

Одним из перспективных направлений дальнейшего развития атомной энергетики в России является использование дисперсионного МОХ-топлива, содержащего включения из делящихся материалов (диоксид урана, диоксид плутония), равномерно распределенных в матрице из оксидов металлов (оксид магния и др.), имеющих высокую тепловодность и низкое поперечное сечение поглощения нейтронов [2, 3].

Использование в качестве матрицы оксидов металлов обусловлено тем, что наиболее изученное и используемое ядерное топливо – оксидное (диоксид урана, диоксид плутония). В таблице 1 приведены теплофизические свойства оксидных матричных материалов [4].

Таблица 1 – Теплофизические свойства оксидных матричных материалов

Свойства	Al_2O_3	MgO	CeO_2	Y_2O_3	ZrO_2
$T_{пл}$, °C	2054	2827	2400	2430	2000
λ, Вт/(м·К)	13,3 (500 °C); 8,2 (1000 °C); 5,8 (1500 °C) -	20,0 (500 °C); 13,0 (1000 °C); 6,0 (1500 °C); 5,0 (2000 °C)	- 1,2 (1000 °C); 0,9 (1500 °C); 1,2 (2000 °C)	4,1 (500 °C); 2,5 (1000 °C); 2,9 (1500 °C); 4,0 (2000 °C)	- 2,2 (1000 °C); 1,5 (1500 °C); 1,8 (2000 °C)

Традиционные методы изготовления топливных оксидных композиций (ТОК) для МОХ-топлива (раздельное получение и механическое смешение, золь-гель процесс и др.) многостадийны, продолжительны, не обеспечивают требуемый фазовый состав и равномерное распределение фаз, имеют высокие энерго- и трудозатраты [3].

Перспективным является применение плазмы для получения СОК из диспергированных смешанных водных нитратных растворов (ВНР), имеющее следующие преимущества: одностадийность, высокая скорость, возможность активно влиять на размер и морфологию частиц, равномерное распределение фаз [4]. Однако плазменная переработка только растворов ВНР требует значительных энергозатрат (до 4 МВт·ч/т) и не обеспечивает в воздушной плазме требуемый фазовый состав получаемых СОК для МОХ-топлива. Существенное снижение энергозатрат и получение СОК с высокими физико-химическими свойствами могут быть достигнуты при плазменной переработке в воздушно-плазменном потоке оптимальных по составу диспергированных водно-органических нитратных растворов (ВОНР), включающих растворы ВНР и органический компонент (спирты, кетоны) [5–10].

Цель работы – установление закономерностей влияния содержания матрицы в виде оксидов металлов на физико-химические свойства топливных оксидных композиций, имитирующих МОХ-топливо, и определение режимов переработки диспергированных растворов ВОНР, обеспечивающих в воздушно-плазменном потоке плазмохимический синтез наноструктурных композиций.

Расчет показателей горючести и состава водно-органических нитратных растворов

Низшая теплотворная способность водно-органических нитратных растворов ($Q^р_н$) определялась по уравнению [7]:

$$Q_н^р = \frac{(100 - W - A)\cdot Q_н^с}{100} - \frac{2{,}5\cdot W}{100},$$

где $Q^с_н$ – низшая теплотворная способность органического компонента в составе водно-органического нитратного раствора, МДж/кг; W и A – содержание воды и негорючих компонентов,%; 2,5 – значение скрытой теплоты испарения воды при 0 °C, МДж/кг.

Более объективным показателем горючести водно-органического нитратного раствора является адиабатическая температура горения ($T_{ад}$), которую оценивали по формуле [7]:

$$T_{ад} = \frac{(100 - \upsilon_{ок})Q_н^р + \upsilon_{ок} C_{ок} t_{ок}}{100VC},$$

где $\upsilon_{ок}$ – массовая доля окислителя (воздуха),%; $C_{ок}$ – теплоемкость окислителя, кДж/(кг·К); $t_{ок}$ – температура окислителя, К; V – удельный объем продуктов плазменной переработки водно-органического нитратного раствора, м^3/кг; C – объемная равновесная теплоемкость продуктов плазменной переработки водно-органического нитратного раствора, кДж/(м^3·К).

Водно-органические нитратные растворы (ВОНР), имеющие $T_{ад}$≈1500 К, обеспечивают их энергоэффективную плазменную переработку в воздушно-плазменном потоке и получение оксидных композиций с высокими физико-химическими свойствами [5–10].

По результатам проведенных расчетов определены растворы ВОНР на основе ацетона, необходимые для получения следующих топливных оксидных композиций:

• для ТОК-1 «85,5% UO_2 – 9,5% PuO_2 – 5,0% MgO из раствора ВОНР-1 (26,4% H_2O – 25,0% C_3H_6O –3,8% $PuO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 34,3% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 6,9% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$);

• для ТОК-2 «81% UO_2 – 9% PuO_2 – 10% MgO» из раствора ВОНР-2 «26,4% H_2O – 25,0% C_3H_6O –3,2% $PuO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 29,3% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 12,5% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$);

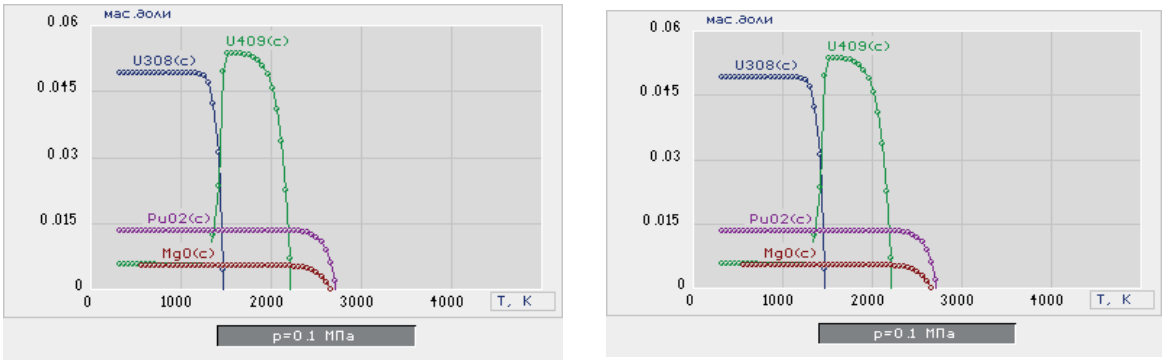
• для ТОК-3 «76,5% UO_2 – 8,5% PuO_2–15% MgO» из раствора ВОНР-3 (26,4% H_2O – 25,0% C_3H_6O – 2,79 $PuO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 25,2% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 17% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$).

• для ТОК-4 «72,0% UO_2 – 8,0% PuO_2 – 20,0% MgO» из раствора ВОНР-4 (26,4% H_2O – 25,0% C_3H_6O – 2,4% $PuO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 21,7% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 20,8% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O)_2 \cdot 6H_2O$).

• для ТОК-5 «63% UO_2 – 7,0% PuO_2 – 30,0% MgO» из раствора ВОНР-5 (26,4% H_2O – 25,0% C_3H_6O – 2,4% $PuO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 21,7% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 20,8% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O)_2 \cdot 6H_2O$).

• для ТОК-6 «5,0% UO_2 – 5,0% PuO_2–50,0% MgO» из раствора ВОНР-6 (26,4% H_2O – 25,0% C_3H_6O – 1,01 $PuO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 9,1% $UO_2(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$ – 34,9% $Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$.

Термодинамическое моделирование процесса плазмохимического синтеза оксидных композиций «UO_2–PuO_2–MgO» из растворов ВОНР проведено с использованием лицензионной программы термодинамического расчета состава фаз произвольных гетерогенных систем «TERRA» при атмосферном давлении (0,1 МПа), в широком диапазоне температур (300–4000 К) и массовых долей воздушного плазменного теплоносителя (10–90%). На рисунке 1 показано влияние температуры на состав продуктов плазмохимического синтеза топливных оксидных композиций в конденсированных фазах из раствора ВОНР-4 «72,0% UO_2 – 8,0% PuO_2 – 20,0% MgO» при массовой доле воздуха 62% (а) и 65% (б).



а) б)

Рисунок 1 – Влияние температуры на состав продуктов плазмохимического синтеза оксидных композиции «90,0% UO_2–10,0% MgO» при массовой доле воздуха 62% (а) и 65% (б)

Методика проведения экспериментов

Экспериментальные исследования процесса плазмохимического синтеза СОК для МОХ-топлива проводились на плазменном стенде «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01» (рисунок 1) с использованием модельных растворов ВОНР, включающих органический компонент (ацетон) и смешанные водные нитратные растворы металла матрицы (магний, иттрий), а также неодима (вместо урана) и самария (вместо плутония), имеющих близкие физико-химические свойства с делящимися металлами (уран, плутоний).

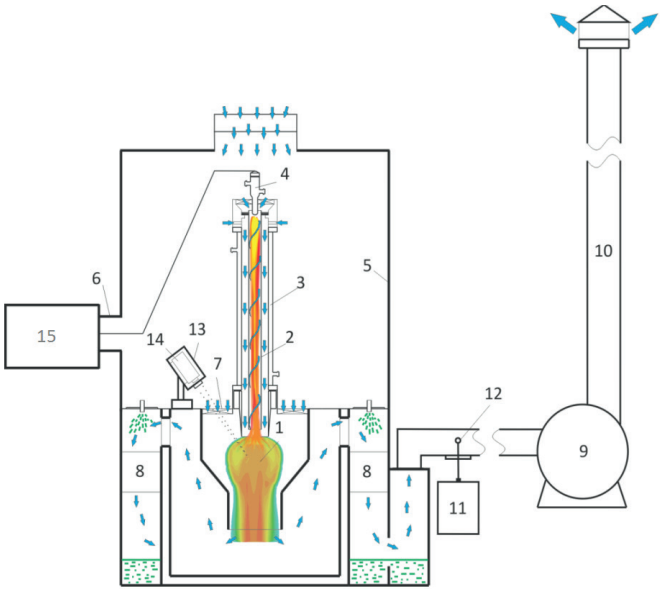


Рисунок 1 – Схема плазменного стенда «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01»: 1 – диспергатор; 2 – ВЧФ-разряд; 3 – ВЧФ-плазмотрон; 4 – электрод; 5 – корпус; 6 – коаксиальный вывод; 7 – реактор; 8 – узел «мокрой» очистки отходящих газов; 9 – вытяжной вентилятор; 10 – воздуховод; 11 – газоанализатор; 12 – пробоотборник; 13 – защитный кожух пирометра; 14 – пирометр; 15 – высокочастотный генератор

В результате проведенных исследований были определены следующие оптимальные режимы совместной работы высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01 (рабочая частота – 13,56 МГц, колебательная мощность до 60 кВт), высокочастотного факельного плазмотрона (ВЧФ-плазмотрона) и плазмохимического реактора в составе плазменного стенда «Плазменный модуль на базе высокочастотного генератора ВЧГ8-60/13-01»:

- генератор ВЧГ8-60/13-01 ($U_а$=5,6 кВ, $I_а$=3,5 А, $I_с$=1,2 А);
- ВЧФ-плазмотрон ($P_{стр}$=15,0 кВт);
- плазмохимический реактор ($S_{имп}$=1320 см^2, $Q_{возд}$=0,95 кг/с).

Предварительно подготовленные растворы ВОНР подавались с постоянным расходом (300 л/ч) на диспергатор *1* и далее в диспергированном виде поступали в реактор, где в процессе переработки в воздушно-плазменном потоке осуществлялся плазмохимический синтез СОК при температуре $T_р$=1000-1100 °С. Контроль $T_р$ осуществлялся высокоточным цифровым инфракрасным пирометром *14* (IPE 140/45) по линии поглощения диоксида углерода. После реактора пыле-парогазовая смесь поступала на центробежно-барботажные аппараты узла «мокрой» очистки (УМО) отходящих газов *8*, где происходило ее резкое охлаждение («закалка») оборотной водой (ОВ) с образованием водных суспензий полученных модельных оксидных композиций (МОК). Очищенные отходящие газы забирались высоконапорным вытяжным вентилятором *9* и выбрасывались в атмосферу. Полученные водные суспензии СОК откачивали насосом в емкости из нержавеющей стали, отбирали пробы для определения гранулометрического состава суспензий МОК методом лазерной дифракции (ЛД). Затем водные суспензии МОК отстаивали, полученные осадки отделяли, фильтровали и прокаливали в течение 20 минут при температуре 150 °С.

Анализ сложных оксидных композиций

Исследования морфологических, структурных, кристаллических и других свойств, полученных МОК, проводили на аналитическом оборудовании Центра коллективного пользования «Научно-образовательный инновационный центр «Наноматериалы и нанотехнологии» Федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет».

Для определения гранулометрического состава водных суспензий МОК использовали метод лазерной дифракции (ЛД), реализованный на приборе SALD-7101 (Shimadzu, Япония). Для сопоставления с другими свойствами порошков использовали количественный результат в виде медианного значения полученного распределения, равного широко применяемому в производстве техническому параметру «D_{50}». Поскольку использованный метод позволяет определить размер частиц в суспензии независимо от их структурного строения, включая жесткие агломераты, этот результат использовали для определения степени агломерации полученных порошков МОК.

Величину удельной поверхности исследуемых порошков ($S_{уд}$) оценивали методом Брунауэра-Эммета-Теллера (БЭТ) на приборе Сорби-М (ЗАО «МЕТА», Россия). Полученные данные пересчитывали в размер частиц, исходя из предположения об их сферической геометрии.

Рентгенофазовый анализ (РФА) исследуемых порошков МОК проводили на рентгеновском дифрактометре XRD-7000 (Shimadzu, Япония) с применением стандартной базы данных кристаллических структур неорганических материалов PDF-4, в свободно распространяемом программном обеспечении PowderCell по алгоритму Ритвельда для полнопрофильного анализа рентгеновских дифрактограмм. Определяли фазовый состав порошков МОК, параметры кристаллической структуры обнаруженных фаз, а также средние размеры областей когерентного рассеяния (ОКР) кристаллитов ($D_{крист}$).

В таблице 1 приведены состав растворов ВОНР и физико-химические свойства МОК «оксид неодима – оксид самария – оксид магния», имитирующих плазмохимический синтез дисперсионного МОХ-топлива, полученные при частоте вращения ротора диспергатора $f_д$ = 35 Гц и расходе оборотной воды на «закалку» $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с.

Таблица 1 – Состав ВОНР и физико-химические свойства МОК«оксид неодима – оксид самария – оксид магния», имитирующих плазмохимический синтез дисперсионного МОХ-топлива ($f_д$ = 35 Гц, $Q_{оов}$ = 2,8 кг/с)

Состав ВОНР					Состав МОК			Физико-химические свойства МОК		
Состав ВНР				Ацетон						
№	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Sm(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$, г/л	C_3H_6O,%	Nd_2O_3,%	Sm_2O_3,%	MgO,%	D_{50}, мкм	$S_{уд}$, м^2/г	$D_{крист}$, нм
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,1$										
1	293,4	31,9	-	64,4	90,0	10,0	-	13,5	10,4	79
2	278,7	30,3	80,1	63,3	85,5	9,5	5,0	10,2	-	-
3	264,0	28,7	160,2	62,3	81,0	9,0	10,0	9,6	-	-
4	249,4	27,1	240,3	61,3	76,5	8,5	15,0	9,1	14,8	56
5	234,7	25,5	320,4	60,3	72,0	8,0	20,0	8,7	15,3	53
6	205,4	22,3	480,6	58,4	63,0	7,0	30,0	8,5	16,7	48
7	146,7	15,9	801,0	55,0	45,0	5,0	50,0	4,3	21,0	38
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,2$										
8	260,8	63,8	-	64,4	80,0	20,0	-	12,9	10,2	79
9	247,7	60,6	80,1	63,4	76,0	19,0	5,0	12,0	10,8	76
10	234,7	57,4	160,2	62,3	72,0	18,0	10,0	8,2	11,1	72
11	221,6	54,2	240,3	61,2	68,0	17,0	15,0	6,7	12,5	69
12	208,6	51,0	320,4	60,3	64,0	16,0	20,0	6,2	13,0	64
13	182,5	44,6	480,6	58,4	56,0	14,0	30,0	5,7	16,1	61
14	130,4	31,9	801,0	55,0	40,0	10,0	50,0	5,3	18,6	59
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,3$										
15	228,2	95,7	-	64,5	70,0	30,0	-	8,6	15,4	-
16	216,8	90,9	80,1	63,4	66,5	28,5	5,0	7,8	13,6	-
17	205,4	86,1	160,2	62,3	63,0	27,0	10,0	5,9	15,2	-
18	193,9	81,3	240,3	61,3	59,5	25,5	15,0	5,4	15,9	-
19	182,5	76,5	320,4	60,3	56,0	24,0	20,0	4,9	16,2	-
20	159,7	67,0	480,6	58,4	49,0	21,0	30,0	4,7	16,8	-
21	114,1	47,8	801,0	55,0	35,0	15,0	50,0	4,5	17,9	-

Из анализа представленных результатов (таблица 1) следует, что увеличение массовой доли матрицы (MgO) от нуля до 50% в составе МОК (при α = 0,1), полученных из растворов ВОНР-1÷7, приводит к снижению размера частиц МОК (D_{50}) в водных суспензиях с 13,5 мкм до 4,3 мкм. При этом удельная поверхность ($S_{уд}$) СОК увеличивается с 10,4 м^2/г до 21,0 м^2/г, а размер кристаллитов ($D_{крист}$) в составе МОК снижается с 79 нм до 38 нм. Увеличение массовой доли матрицы (MgO) от нуля до 50% в составе МОК

(при α=0,2), полученных из растворов ВОНР-8÷14, также приводит к снижению размера частиц МОК в водных суспензиях с 12,9 мкм до 5,3 мкм. При этом удельная поверхность МОК увеличивается с 10,0 м^2/г до 12,6 м^2/г, а размер кристаллитов в составе МОК снижается с 79 нм до 59 нм. Увеличение массовой доли матрицы (MgO) от нуля до 50% в составе МОК (при α = 0,3), полученных из растворов ВОНР-15÷21, также приводит к снижению размера образующихся частиц МОК в водных суспензиях с 8,6 мкм до 4,5 мкм. При этом удельная поверхность МОК увеличивается с 15,4 м^2/г до 17,9 м^2/г. Это позволяет утверждать, что полученные МОК также состоят из наноструктурных кристаллитов.

В таблице 2 приведены состав растворов ВОНР и физико-химические свойства МОК «оксид неодима – оксид самария – оксид магния», имитирующих плазмохимический синтез дисперсионного МОХ-топлива, полученные при частоте вращения ротора диспергатора $f_д$ = 50 Гц и расходе оборотной воды на «закалку» МОК $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с.

Таблица 2 – Состав ВОНР и физико-химические свойства МОК «оксид неодима–оксид самария–оксид магния», имитирующих плазмохимический синтез дисперсионного МОХ-топлива ($f_д$ = 50 Гц, $Q_{оов}$ = 2,8 кг/с)

Состав ВОНР					Состав МОК			Физико-химические свойства МОК		
Состав ВНР				Ацетон						
№	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Sm(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Mg(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$, г/л	C_3H_6O,%	Nd_2O_3,%	Sm_2O_3,%	MgO,%	D_{50}, мкм	$S_{уд}$, м^2/г	$D_{кр}$, нм
α = $Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3)$ = 0,1										
22	264,0	28,7	160,2	62,3	81,0	9,0	10,0	9,4	-	-
23	234,7	25,5	320,4	60,3	72,0	8,0	20,0	6,4	-	-
24	205,4	22,3	480,6	58,4	63,0	7,0	30,0	5,9	-	-
α = $Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3)$ = 0,2										
25	234,7	57,4	160,2	62,3	72,0	18,0	10,0	9,1	-	-
26	208,6	51,0	320,4	60,3	64,0	16,0	20,0	6,5	-	-
27	182,5	44,6	480,6	58,4	56,0	14,0	30,0	5,9	-	-
α = $Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3)$ = 0,3										
28	205,4	86,1	160,2	62,3	63,0	27,0	10,0	6,4	-	-
29	182,5	76,5	320,4	60,3	56,0	24,0	20,0	5,4	-	-
30	159,7	67,0	480,6	58,4	49,0	21,0	30,0	4,7	-	-

Из анализа представленных результатов (таблица 2) следует, что увеличение массовой доли матрицы (MgO) от 10% до 30% в составе МОК, полученных из растворов ВОНР-22÷30, приводит к снижению размера образующихся частиц МОК в водных суспензиях с 9,4 мкм до 5,9 мкм (при α = 0,1), с 9,1 мкм до 5,9 мкм (при α = 0,2) и с 6,4 мкм до 4,7 мкм (при α = 0,3). Это позволяет утверждать, что полученные МОК также состоят из наноразмерных кристаллитов.

В таблице 3 приведены состав растворов ВОНР и физико-химические свойства МОК «оксид неодима – оксид самария – оксид иттрия», имитирующих плазмохимический синтез дисперсионного МОХ-топлива, полученные при частоте вращения ротора диспергатора $f_д$ = 50 Гц и расходе оборотной воды на «закалку» СОК $Q_{ов}$ = 2,8 кг/с.

Таблица 3 – Состав ВОНР и физико-химические свойства МОК «оксид неодима–оксид самария–оксид иттрия», имитирующих плазмохимический синтез дисперсионного МОХ-топлива ($f_д$ = 50 Гц, $Q_{оов}$ = 2,8 кг/с)

Состав ВОНР					Состав МОК			Физико-химические свойства МОК		
Состав ВНР				Ацетон						
№	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Sm(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	$Y(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$, г/л	C_3H_6O,%	Nd_2O_3,%	Sm_2O_3,%	Y_2O_3,%	D_{50}, мкм	$S_{уд}$, м^2/г	$D_{кр}$, нм
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,1$										
31	264,0	28,7	42,4	64,3	81,0	9,0	10,0	12,1	5,5	147
32	234,7	25,5	84,8	64,1	72,0	8,0	20,0	11,4	5,5	148
33	205,4	22,3	127,2	63,9	63,0	7,0	30,0	11,2	7,8	115
$\alpha = Sm_2O_3/(Sm_2O_3+Nd_2O_3) = 0,3$										
34	205,4	86,1	42,4	64,3	63,0	27,0	10,0	13,6	6,9	118
35	182,5	76,5	84,8	64,1	56,0	24,0	20,0	10,3	7,9	103
36	159,7	67,0	127,2	63,9	49,0	21,0	30,0	10,2	8,6	93

Из анализа представленных результатов (таблица 3) следует, что увеличение массовой доли матрицы (Y_2O_3) с 10% до 30% в составе МОК (при α = 0,1), полученных из растворов ВОНР-31÷33, приводит к снижению размера частиц МОК в водных суспензиях с 12,1 мкм до 11,2 мкм. При этом удельная поверхность МОК увеличивается с 5,5 м^2/г до 7,8 м^2/г, а размер кристаллитов в составе МОК снижается с 147 нм до 115 нм. Увеличение массовой доли матрицы (Y_2O_3) с 10% до 30% в составе МОК (при α = 0,3), полученных из растворов ВОНР-34÷36, также приводит к снижению размера частиц МОК в водных суспензиях с 13,6 мкм до 10,2 мкм. При этом удельная поверхность МОК увеличивается с 6,9 м^2/г до 8,6 м^2/г, а размер кристаллитов в составе МОК снижается с 118 нм до 93 нм. Это позволяет утверждать, что полученные МОК также состоят из наноразмерных кристаллитов.

Заключение

Результаты проведенных исследований могут быть использованы при создании энергоэффективной технологии плазмохимического синтеза наноструктурных оксидных композиций для дисперсионного МОХ-топлива.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 18-19-00136).

Список использованных источников

1. Скоров Д.М., Бычков Ю.Ф., Дашковский А.М. Реакторное материаловедение. – М.: Атомиздат, 1979. – 344 с.
2. Самойлов А.Г., Каштанов А.И., Волков В.С. Дисперсионные тепловыделяющие элементы ядерных реакторов. – М.: Атомиздат, 1965. – 343 с.
3. Алексеев С.В., Зайцев В.А., Толстоухов С.С. Дисперсионное ядерное топливо. – М.: Техносфера, 2015. – 248 с.
4. Туманов Ю.Н. Плазменные и высокочастотные процессы получения и обработки материалов в ядерном топливном цикле: настоящее и будущее. – М.: Физматлит, 2003. – 759 с.
5. Karengin A.G., Karengin A.A., Novoselov I.Yu., Tundeshev N.V. Calculation and Optimization of Plasma Utilization Process of Inflammable Wastes after Spent Nuclear Fuel Recycling // Advanced Materials Research. – 2014. – V. 1040. – P. 433–436
6. Novoselov I.Yu., Karengin A.G., Babaev R.G. Simulation of Uranium and Plutonium Oxides Compounds Obtained in Plasma // AIP Conference Proceedings. – 2018. – V. 1938. – P. 1–5.
7. Novoselov I.Yu., Karengin A.G., Shamanin I,V., et al. Plasmachemical Synthesis of Nanopowders of Yttria and Zirconia from Dispersed Water-Salt-Organic Mixtures // AIP Conference Proceedings. – 2018. – Vol. 1938, Article number 020010. – P. 1–7 (133804–2018).
8. Myshkin V.F., Khan, V.A., Tichy M., Kapran A., Izhoykin D.A., Lenskiy V.N., Gamov, D.L., Leonteva, D.A. Particularities of Cu and Zn nanoparticles formation in a magnetic field // AIP Conference Proceedings. – 2019. – V. 2101. – Article number 020023. – P. 1–6. doi:10.1063/1.5099615.
9. Shamanin I.V., Karengin A.G, Novoselov I.Yu., et al. Plasmachemical synthesis and evaluation of the thermal conductivity of metal-oxide compounds for prospective nuclear fuel // Journal of Physics: Conference Series. – 2019. – V. 1145, Article number 012057. – P. 1–7.
10. Shamanin I.V., Karengin A.G., Novoselov I.Yu, et al. Plasmachemical synthesis and the assessment of the thermal conductivity of fuel compounds «UO2–MgO» // AIP Conference Proceedings. – 2019. – V. 2101, Article number 020017. – P. 1–6.

СИНТЕЗ И ХАРАКТЕРИЗАЦИЯ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ЛИТИЕВЫХ КЕРАМИК – МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ БЛАНКЕТОВ ТЕРМОЯДЕРНЫХ РЕАКТОРОВ

Козловский А.Л.[1,2]
[1]Астанинский филиал Института ядерной физики МЭ РК, Астана, Казахстан
[2]Евразийский национальный университет им. Л.Н. Гумилева, Астана, Казахстан

Наиболее перспективными из всех известных на сегодняшний день способов получения трития для его последующего использования является метод извлечения его из лития в результате ядерных реакций с нейтронами по типу Li(n, He)T [1]. В результате подобных реакций происходит образование трития, которое сопровождается большим количеством выделенной энергии, которую можно трансформировать в дальнейшем. В связи с этим для наиболее эффективного способа извлечения и последующего накопления трития используют литийсодержащие керамики – бланкеты, на основе таких соединений, как Li_2TiO_3, Li_2ZrO_3, Li_4SiO_4, Li_2SiO_3 и т.д. [2–4]. Интерес к данному классу керамик обусловлен их высокими показателями прочностных, механических, структурных и коррозионных свойств, а также значительной устойчивостью к внешним воздействиям, в том числе и радиационным повреждениям [5, 6]. При этом, несмотря на достаточно большое количество различных исследований в данном направлении, работы по изучению способов получения и различных модификаций литийсодержащих керамик имеют весьма важное значение. Во-первых, с фундаментальной точки зрения получение новых данных о свойствах керамик или способах их модификации открывает широкие возможности перед исследователями в понимании процессов формирования материалов [7, 8]. Во-вторых, с практической точки зрения получение новых типов керамик, обладающих высокими показателями производительности и устойчивости к внешним воздействиям, открывает перспективы в различных технологических решениях [9, 10]. Одним из направлений в области поиска оптимальных составов керамик является поиск способов создания двухфазных типов керамик, обладающих совокупностью свойств, которые значительно превышают известные керамики по таким показателям, как устойчивость к внешним воздействиям, теплофизическим параметрам и прочностным характеристикам [11, 12].

Целью данной работы является изучение влияния формирования фазы Li_2SiO_3 в керамиках Li_2SiO_3/Li_4SiO_4 на прочностные и теплофизические параметры, а также устойчивость к длительному температурному нагреву. Выбор данного типа керамик обусловлен возможностью создания новых типов бланкетных материалов для производства трития, а также получением новых данных о влиянии двух фаз на устойчивость керамик.

В качестве метода получения литийсодержащих керамик был использован метод твердофазного механохимического синтеза с последующим термическим спеканием керамик при температуре 1000 ºС. Целью данной работы является изучение влияния формирования фазы Li_2SiO_3 в керамиках Li_2SiO_3/Li_4SiO_4 на прочностные и теплофизические параметры, а также устойчивость к длительному температурному нагреву. Выбор данного типа керамик обусловлен возможностью создания новых типов бланкетных материалов для производства трития, а также получением новых данных о влиянии двух фаз на устойчивость керамик.

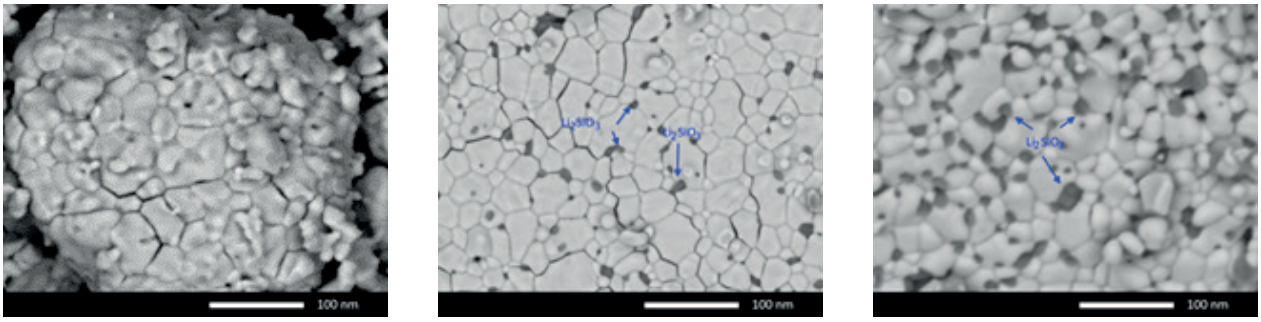
В качестве метода получения литийсодержащих керамик был использован метод твердофазного механохимического синтеза с последующим термическим спеканием керамик при температуре 1000 ºС. Для синтеза использовались химические реактивы $LiClO_4{\times}3H_2O$ и SiO_2 химической чистоты 99.95%, производства компании Sigma Aldrich (Sigma Aldrich, USA). Для механохимического синтеза была использована планетарная мельница Pulverisette 6 classic line (Fritsch, Berlin, Germany). Отжиг полученных смесей после перемалывания проводился в муфельной печи SNOL (Snol-Term, St.-Petersburg, Russia).

Для получения двухфазных керамик была применена вариация исходных компонент при смешивании, что позволяет получить разное соотношение элементов, которое при термическом спекании приводит к формированию примесных фаз. Ключевой гипотезой в работе является предположение, высказанное в ряде работ, заключающееся в том, что формирование двух и более фаз в структуре керамик приводит к возникновению дополнительных межфазных границ, способствующих повышению устойчивости к внешним воздействиям.

Морфологические особенности синтезированных керамик были изучены с применением метода растровой электронной микроскопии, реализованной с помощью микроскопа Hitachi TM3030 (Hitachi, Tokyo, Japan).

Исследование теплофизических параметров керамик, а также их изменения в зависимости от фазового состава было проведено с применением метода измерения продольного теплового потока, с помощью прибора KIT-800 (Teplofone, Moscow, Russia).

На рисунке 1 представлены РЭМ изображения исследуемых керамик, отражающие морфологические особенности синтезированных образцов в зависимости от их фазового состава.



а) б) в)

Рисунок 2 – РЭМ изображения исследуемых керамик: а) S-1; б) S-2; в) S-3

Как видно из представленных РЭМ изображений, в случае образца S-1 структура зерен имеет ромбовидную или близкую к ней форму, при этом межзеренные границы достаточно большие. Также морфология зерен для образца S-1 достаточно сложная и имеет большое количество граней, а также зерен неправильной формы. Для образца S-2 наблюдается наличие зерен двух типов, имеющих существенные различия как по морфологических особенностям, так и по размерам. На снимке 2b отчетливо видно наличие зерен меньшего размера (не более 10 нм), расположенных вблизи стыков и межзеренных границ, наличие которых может быть обусловлено формированием фазы Li_2SiO_3. При этом для образца S-3 для которого, согласно данным рентгенофазового анализа, наблюдается увеличение вклада фазы Li_2SiO_3, количество примесных зерен вблизи границ крупных зерен значительно увеличивается, что подтверждает высказанное предположение о том, что данные зерна соотносятся к фазе Li_2SiO_3. Анализ морфологических особенностей в зависимости от концентрации вклада фазы Li_2SiO_3 показал, что увеличение содержания фазы Li_2SiO_3 приводит к более плотной упаковке керамик, а также к увеличению межзеренных границ, в которых расположены примесные частицы. При этом для образца S-3 практические не наблюдается наличие больших разделений между зернами, которые имеются на поверхности образца S-1 и в более меньшей степени на образце S-2.

На рисунке 2 представлены результаты изменения величины твердости и упрочнения исследуемых образцов.

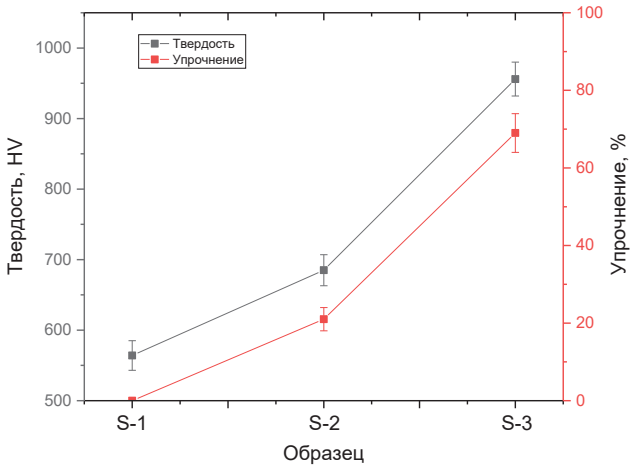


Рисунок 2 – Результаты изменения твердости керамик при индентировании

Общий вид тенденции изменения прочностных характеристик свидетельствует о положительном эффекте формирования примесной фазы Li_2SiO_3 в составе керамик. Как видно из представленных данных, формирование фазы Li_2SiO_3 с содержанием более 3% приводит к увеличению твердости и трещиностойкости

более чем на 20–30% в сравнении с однофазными Li_4SiO_4 керамиками. При этом наличие примесной фазы Li_2SiO_3 приводит к более эффективному увеличению трещиностойкости при однократном сжатии, чем при индентировании для определения твердости. Увеличение вклада фазы Li_2SiO_3 до 20% приводит к упрочнению керамик более чем на 65% и увеличению трещиностойкости более чем в 2 раза (данные для образца S-3).

Немаловажной характеристикой применения литийсодержащих керамик в качестве бланкетных материалов помимо механических свойств, являются их теплофизические параметры, которые определяют устойчивость керамик к тепловому нагреву, а также способности передачи тепла.

На рисунке 3 представлены результаты изменения величины теплопроводности для исследуемых образцов, измеренные в диапазоне температур 300–1000 К, отражающие изменения теплопроводящих свойств керамик.

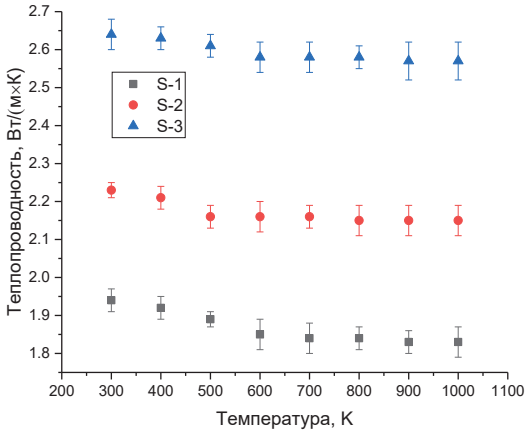
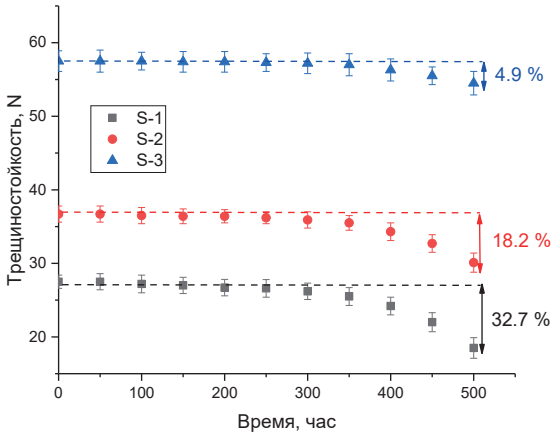


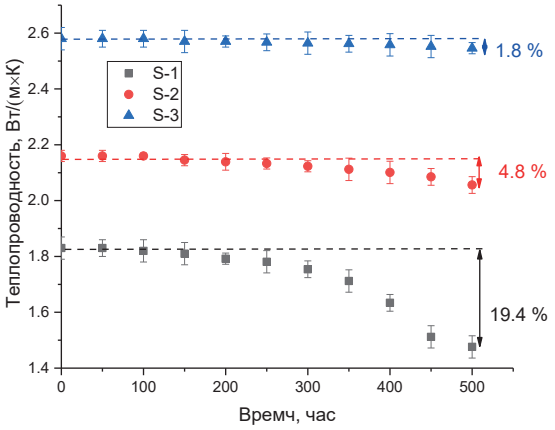
Рисунок 3 – Результаты изменения теплопроводности для исследуемых образцов керамик

Общий вид представленных данных свидетельствует о том, что изменение фазового состава керамик приводит к увеличению теплопроводности, а также сохранению ее стабильности в широком температурном интервале. При этом в случае образцов S-1 наблюдается ухудшение теплопроводности, что свидетельствует о возникновении неравновесных процессов, а также ухудшение теплофизических параметров керамик при увеличении температуры нагрева. В свою очередь, для образцов S-2 и S-3 изменения величины теплопроводности во всем измеряемом температурном режиме практически не наблюдаются, за небольшим лишь исключением в области температур 300–500 К, для которой наблюдается незначительное снижение теплопроводности, которое составило не более 1–3%.

На рисунке 4 представлены результаты испытаний синтезированных керамик на устойчивость к длительному термическому нагреву при температуре 700 ºС в течение 500 часов. После каждых 50 часов образцы тестировались на устойчивость к трещиностойкости и определение коэффициента теплопроводности.



а)



б)

Рисунок 4 – а) результаты устойчивости трещиностойкости в течение длительного термического нагрева; б) результаты изменения теплопроводности керамик в результате термического нагрева

Общая тенденция изменения устойчивости к трещинообразованию в результате длительного термического нагрева свидетельствует о том, что наличие примесных фаз Li_2SiO_3 приводит к повышению устойчивости к высокотемпературной деградации, которая наиболее выражена для однофазных керамик. Наиболее выраженные изменения трещиностойкости происходят после 250 часов испытаний, что свидетельствует о том, что процессы деградации имеют накопительный характер, а характер изменения после 250 часов носит нелинейный характер для образцов однофазных керамик (S-1) в отличие от образца S-3. При этом результаты для образца S-3 после 500 часов испытаний показали, что снижение трещиностойкости составило менее 5%, что находится в пределах допустимых изменений.

Результаты изменения коэффициента теплопроводности, представленные на рисунке 4б, свидетельствуют о влиянии температурной деградации на теплофизические свойства керамик. При этом, как и в случае изменений показателей прочностных характеристик, установлено положительное влияние наличия примесных фаз в составе керамик на увеличение устойчивости к деградации теплофизических свойств керамик.

Заключение

В ходе определения прочностных и теплофизических параметров была установлена положительная динамика упрочнения и увеличения теплопроводящих свойств керамик при формировании в них примесных фаз.

Дальнейшие исследования в данном направлении будут направлены на изучение устойчивости керамик к радиационным повреждениям и оценке кинетики накопления радиационных дефектов в приповерхностном слое керамик.

Список использованных источников

1. Carella, Elisabetta, Maria Gonzalez, and Raquel Gonzalez-Arrabal. "D-depth profiling in as-implanted and annealed Li-based breeder blanket ceramics." Journal of nuclear materials 438.1-3 (2013): 193–198.

2. Frano, Rosa Lo, Donato Aquaro, and Luca Scaletti. "Thermo-mechanical characterization of ceramic pebbles for breeding blanket." Fusion Engineering and Design 109 (2016): 383–388.

3 Fierro, A., et al. "Conceptual design of a ceramic breeding blanket for laser fusion power plants with online tunable tritium breeding ratio based on a variable neutron reflector: Remarkable no need of isotopic enrichment." Fusion Engineering and Design 155 (2020): 111648.

4 Swami, H.L., et al. "Helium cooled dual breeder blanket–preliminary design analyses of a candidate breeding blanket concept for near term Indian DEMO fusion reactor." International Journal of Energy Research 45.8 (2021): 11735–11744.

5 Xiaojun, Chen, et al. "Ceramic breeder pebbles for CH HCSB test blanket module." Nuclear Fusion and Plasma Physics 26 (2006).

6 Zhu, Qingjun, et al. "Experimental study on tritium breeding in water-cooled ceramic breeder blanket mock-up under D–T neutron irradiation conditions." Nuclear Fusion 61.6 (2021): 066018.

7 Tang, T., and D. L. Luo. "Density functional theory study of electronic structures in lithium silicates: Li2SiO3 and Li4SiO4." J. At. Mol. Sci 1.3 (2010): 185–200.

8 Yamawaki, M., K. Yamaguchi, and A. Suzuki. "Impact of interfaces on nuclear materials." Ionics 7.4 (2001): 339–345.

9 Choudhary, A., et al. "Synthesis and characterization of Li4SiO4 ceramics from rice husk ash by a solution-combustion method." Fusion Science and Technology 65.2 (2014): 273–281.

10 Gong, Yichao, et al. "A comprehensive study on Li4Si1− xTixO4 ceramics for advanced tritium breeders." Journal of Advanced Ceramics 9.5 (2020): 629–640.

11 Wan, Z., et al. "First-principles study of electronic, dynamical and thermodynamic properties of Li2TiO3." The European Physical Journal B 85.6 (2012): 1–7.

12 Katsui, Hirokazu, et al. "Study on compatibility between silicon carbide and solid breeding materials under neutron irradiation." Fusion Science and Technology 60.1 (2011): 288–291.

УЛЬТРАЗВУКОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ПРИ ФАБРИКАЦИИ ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА

Пастухова И.А., Грот А.Н.
ООО «Александра-Плюс», Вологда, Россия

На сегодня нами уже накоплен значительный опыт применения ультразвука для решения очень широкого круга задач. Выполнено более 100 договоров для предприятий госкорпорации «Росатом», около 30% из них – для АО «ТВЭЛ». Поэтому с уверенностью можно говорить о том, что ультразвуковые (далее – УЗ) технологии можно с успехом применять на всех этапах производства ядерного топлива: от производства таблеток и циркониевых оболочек до снаряжения тепловыделяющих сборок (ТВС) (рисунок 1) [7].

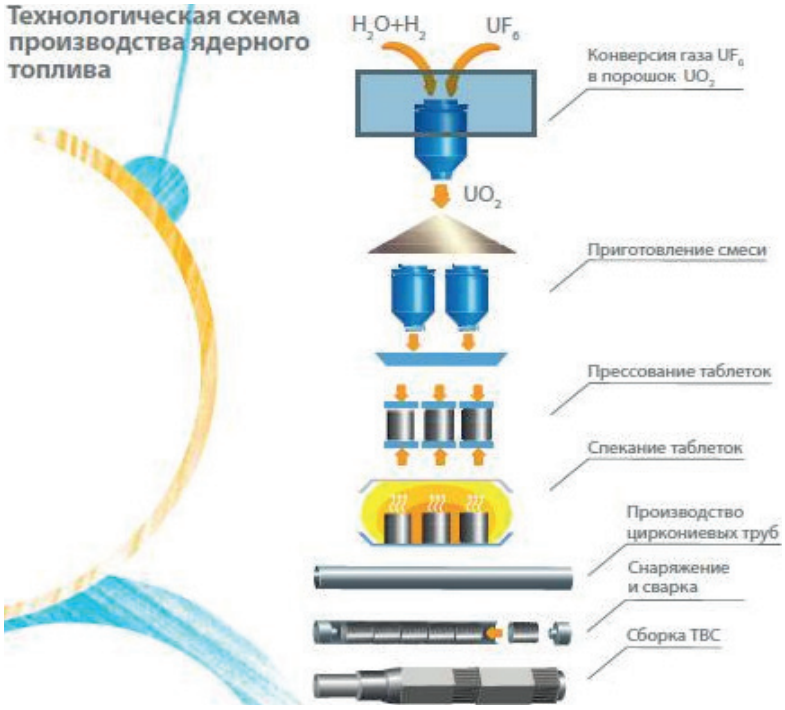


Рисунок 1 – Стадии производства ядерного топлива

Например, ультразвук может быть успешно применен на этапах подготовки сыпучих материалов. Он интенсифицирует процесс очистки порошков [5]. В АО «ЧМЗ» уже много лет успешно эксплуатируются установки колонного типа для обработки порошков циркония и гафния.

Ультразвук также может быть успешно применен при уплотнении и прессовании различных материалов [2]. Опытные работы по прессованию топливных таблеток, проведенные в АО «Чепецкий механический завод» (далее – АО «ЧМЗ») и для ПО «Маяк», показывают, что наложение УЗ колебаний на пресс-форму в процессе прессования позволяет достичь равномерного распределения плотности порошка в пресс-формах любой сложности и тем самым повысить качество прессованных изделий (рисунок 2).

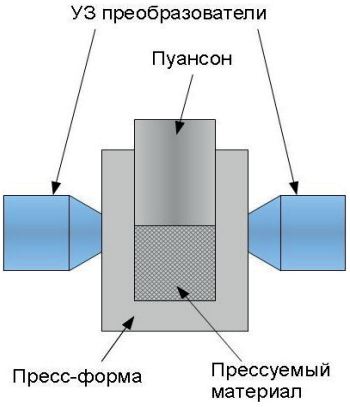


Рисунок 2 – Схема ультразвукового прессования

Повышение плотности и прочности позволяет рекомендовать метод ультразвуковой обработки при изготовлении заготовок из труднопрессуемых материалов (рисунок 3) [5].

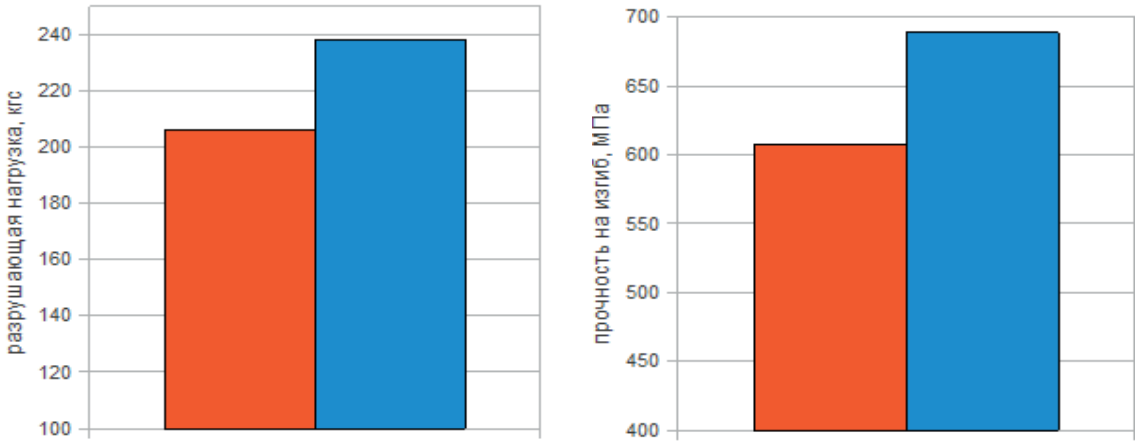


Рисунок 3 – Влияние ультразвука при прессовании на прочностные характеристики образцов (красным цветом – без УЗ, синим цветом – с УЗ).

Кроме того, наложение ультразвуковых колебаний на твэльные трубки целесообразно при изготовлении твэлов с полным заполнением и особенно с кольцевым заполнением порошковым топливом.

Совместно с АО «НИИФИ» (Научно-исследовательский институт физических измерений) на базе ООО «Александра-Плюс» проводились опытные работы по применению ультразвуковых колебаний в процессе прессования пьезокерамического материала, предназначенного для изготовления пьезокерамических колец.

Полученные результаты показали увеличение расчетной плотности при применении ультразвука на 7–8%.

В 2014 году совместно с ООО «Элекон», г. Кинешма, проводились опытные работы по засыпке пресс-порошка в матрицу роторного пресса по изготовлению графитовых щеток. Проблема заключалась в подвисании порошка при засыпке (особенно в случае хранения порошка при повышенной влажности), что влияло на размер готовых изделий и, соответственно, приводило к отбраковке изделий.

Проведенная работа показала, что без ультразвука масса навески составила 1,22 г, а с ультразвуком – 1,48 г. В процентном отношении увеличение массы составило 21,3%.

При засыпке порошка в пресс-форму, а также при транспортировании сыпучих материалов ультразвук позволяет интенсифицировать процесс загрузки и исключить зависание порошка за счет снижения трения между частицами порошка и плоскостью, по которой он движется [4].

На этапе изготовления оболочек твэлов ультразвук, во-первых, может применяться для повышения качества циркониевых слитков. Ультразвуковая кавитация интенсифицирует процесс дегазации, удаляя из расплава растворенные газы, способствует дополнительному перемешиванию расплава, разрушает неметаллические включения и препятствуют их концентрации на границах зерен, что положительно влияет на формирование однородной структуры металла в процессе кристаллизации. Таким образом, металл становится более плотным, пластичным и без внутренних неоднородностей, что позволяет значительно повысить его стойкость к межкристаллитной коррозии [5].

Во-вторых, при изготовлении тонкостенных бесшовных труб он применяется для их межоперационной и финишной очистки. ООО «Александра-Плюс» разработана технология бесконтактной ультразвуковой очистки внутренней поверхности труб. За счет применения запатентованных фокусирующих УЗ излучателей очищаемая труба вводится в резонанс, в результате чего загрязнения начинают интенсивно отслаиваться как от наружной, так и от внутренней поверхности. Оборудование, реализующее данную технологию, с 2018 года успешно эксплуатируется в АО «ТМК-ИНОКС», где с его помощью очищаются трубы длиной до 42 м, предназначенные для теплообменного оборудования, изготавливаемого в рамках проекта «Прорыв». Для АО «ЧМЗ» была изготовлена опытно-промышленная установка для отработки технологии по удалению прокатных смазок и продуктов их окисления с внутренней и наружной поверхностей труб из циркониевых сплавов при производстве твэлов. На этой установке была отработана технология очистки труб с использованием безопасных современных технических моющих средств,

позволяющая заменить устаревшую технологию многооперационной очистки труб в агрессивных щелочных и кислотных растворах. В настоящее время с АО «ЧМЗ» и с АО «ТМК-ИНОКС» заключены контракты на поставку полностью автоматизированных высокопроизводительных установок.

При изготовлении тепловыделяющих сборок большое значение имеет чистота поверхности. Особенную важность это требование приобретает перед сварочными операциями [1]. И здесь ультразвуку нет равных. Мы научились эффективно очищать не только детали в УЗ ваннах, но и ленту, и проволоку, которые используются для сварки. Еще в 2006 году первая установка для ультразвуковой очистки сварочной проволоки из титана и специальных сплавов с символичным модельным номером МО-1 была поставлена в НИКИЭТ им. Н.А. Доллежаля. Символичность номера, как оказалось, еще и в том, что это первая установка, поставленная для предприятия, входящего в дивизион «Росатома». И она работала на протяжении 13 лет, очищая сварочную проволоку, пока в 2019 году не была заменена на такую же модернизированную установку.

На данной установке специалистами НИКИЭТа была разработана технология очистки титановой проволоки и достигнуты следующие уникальные результаты:

– полное отсутствие так называемого натира титановой проволоки после плотной протирки мадаполамом;

– сохранность чистоты поверхности была увеличена до 2–3 месяцев вместо 48 часов по нормативам ЦКБ «Прометей».

– Также в производстве твэлов ультразвук применяется для дезактивации оболочек от поверхностного альфа-загрязнения после их снаряжения таблетками и приварки наконечника. Такая установка с 2012 года эксплуатируется на ПО «Маяк». На основе полученного положительного опыта эксплуатации в 2020 году на базе этой установки была разработана полностью автоматическая установка дезактивации поверхностей твэлов для горно-химического комбината.

– Завершающий этап производства ядерного топлива, это сборка твэлов в ТВС. И здесь тоже есть применение ультразвуку (рисунок 4).

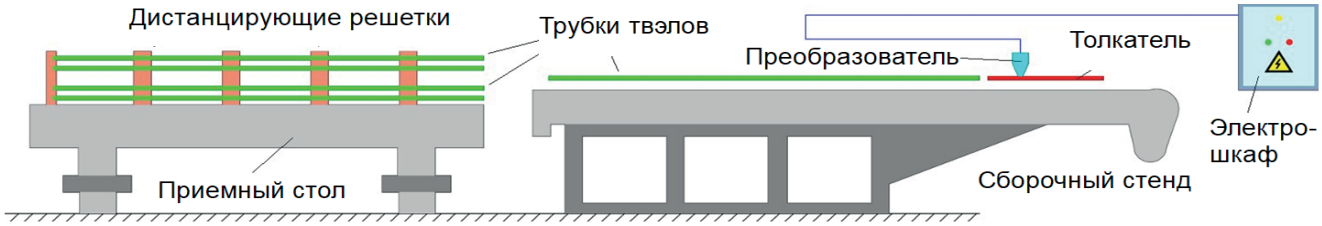


Рисунок 4 – Схема ультразвукового оборудования для снижения трения при изготовлении тепловыделяющих сборок (ТВС)

Ультразвук обеспечивает снижение в несколько раз усилия при снаряжении твэлов и канальных трубок в каркас и позволяет исключить операции нанесения и удаления лака [4].

Данная технология еще в 2012 году опробована на реальном стенде сборки ТВС ВВЭР-1000 на Новосибирском заводе химконцентратов. В процессе экспериментальной отработки данной технологии сравнивались фиксируемые усилия при сборке канальных трубок с дистанцирующими решетками как при использовании ультразвуковой обработки, так и по штатной технологии [6].

В результате промышленного опробования технологии ультразвуковой резонансной обработки трубок улучшается геометрическая форма каркаса ТВС, происходит релаксация напряжений и, соответственно, уменьшаются деформации ТВС при ее эксплуатации (рисунок 5) [4].

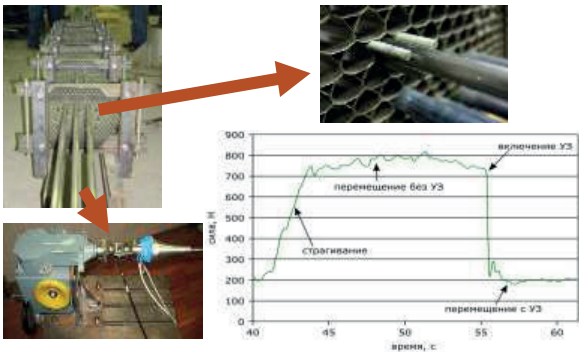


Рисунок 5 – Снижение трения за счет ультразвуковой обработки при сборке ТВС

Сегодня мы вместе с ОАО «НЗХК» потихоньку возвращаемся к этой работе – в планах поставка опытно-промышленной установки для снаряжения твэлов.

В планах также применить данную технологию на стенде сборки ТВС, которую разрабатывают наши партнеры, компания «Диаконт», для проекта «Прорыв».

Это лишь небольшой перечень направлений, где может быть эффективно использован ультразвук. Более подробно эти и другие направления будут рассмотрены в следующих докладах.

Список использованных источников

1. Сайт Росатома. https://rosatom.ru/production/production/
2. Сайт МАГАТЭ. https://www.atomic-energy.ru/list/books
3. Лебедев Н.М. Технологии дезактивации различных поверхностей с помощью ультразвука. Доклад на международном совещании ОАО «Концерн Росэнергоатом» и НАЭК «Энергоатом» «Современные методы и средства дезактивации оборудования и помещений АЭС». Белоярская АЭС, г. Заречный, 14–18 ноября 2011 г.
4. Опыт разработки и применения ультразвуковых технологий при химических эксплуатационных отмывках и изготовлении тепловыделяющих сборок атомных энергетических установок / Лебедев Н.М., Васильев А.П., Пышнограев М.П. и др. Сборник трудов V Международной конференции «Атомэко-2011». Москва, 31 октября – 1 ноября 2011 г.
5. Ультразвуковые технологии и оборудование для интенсификации технологических процессов при обращении с ядерным топливом и дезактивации ТРО. / Н.М. Лебедев, А.П. Васильев, А.Н. Грот, Д.А. Красильников. Сборник докладов VI Международного общественного форума-диалога «Атомная энергия, общество, безопасность», Санкт-Петербург, 19–20 апреля 2011 г.
6. Тепловыделяющая сборка ТВСА ВВЭР-1000: направления развития и результаты эксплуатации / В.Б. Кайдалов [и др.] // Атомная энергия. – 2007. Т.102.– С. 43 – 48.
7. Росатом: история и современность. / А.А. Акатов, Ю.С Коряковский, н.к. Н.Е. Кухаркин. Энциклопедия атомной отрасли. – М., 2015.

«Обращение с оборотными продуктами конверсионного производства»

Рудников А.И.,
АО «Сибирский химический комбинат», г. Северск, Российская Федерация.

АО «Сибирский химический комбинат» - это комплекс производств, производящих сырьевой и низкообогащенный гексафторид урана из любых видов концентратов природного или регенерированного урана.

Одной из стратегических целей АО «СХК» является обеспечение экологической безопасности и сокращение негативного воздействия производств и поставляемой продукции на окружающую среду.

В настоящее время в технологических переделах переработки концентратов природного урана (экстракционный аффинаж-получение оксидов-синтез гексафторида урана) образуются азотнокислые и уран-фторсодержащие растворы, из которых дальнейшее извлечение урана экономически нецелесообразно. Эти растворы кондиционируются до критериев ЖРО и направляются на подземное захоронение.

Руководствуясь стратегическими целями политики АО «ТВЭЛ» и АО «СХК» в области экологии, в части обеспечения безопасности обращения с радиоактивными отходами и продуктами производства потребления, принято решение о реализации мероприятия по исключению образования ЖРО в конверсионном производстве АО «СХК» и рециклу вторичных минеральных ресурсов.

Одним из направлений является разработка технологии обращения с непродуктивными азотнокислыми и уран-фторсодержащими оборотами конверсионного производства.

Разрабатываемая технология позволяет:

- получить вторичные концентраты, с критериями качества, обеспечивающими их возврат в цикл гидрометаллургического передела рудных предприятий для извлечения урана;
- обеспечить снижение эксплуатационных затрат конверсионного передела за счет рецикла азотной кислоты.

Технология прошла стадию опытной апробации в АО «СХК» и ПАО «ППГХО». Сформулированы требования к качественным характеристикам вторичных концентратов, формализованных техническими условиями на концентраты марок «А» и «Б». Разработаны основные технологические решения и исходные требования к аппаратурному оформлению производства.

Технология обращения с оборотными продуктами вошла в состав проекта совершенствования конверсионного производства, реализуемого в краткосрочной перспективе развития АО «СХК».

НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННЫЙ АНАЛИЗ ЧИСТОГО УРАНА И ЕГО СОЕДИНЕНИЙ

И.И. Садиков, А.В. Рахимов, З.О. Садикова, Ф.А. Рузметова
Институт ядерной физики Академии наук Республики Узбекистан, г. Ташкент, Узбекистан

Во всем мире имеется интерес к металловедению ядерного горючего и конструкционных материалов, применяемых в ядерных реакторах. Этот интерес, объясняется, в частности, тем, что при оценке пригодности данного металла или сплава для работы в условиях активной зоны ядерного реактора, к материалу предъявляются более жесткие требования.

К их числу относятся и требования к примесному составу урана. На физико-механические, коррозионные, теплофизические и радиоактивационные свойства урана, используемого в качестве ядерного горючего сильно влияет его примесный состав.

В литературе имеется ряд работ по масс-спектральному (ИСП-МС) и атомно-эмиссионному анализу (ИСП-АЭС) с индуктивно-связанной плазмой [1-6], атомно-абсорбционному [7, 8], и другим методам анализа урана [9].

ИСП-МС и ИСП-АЭС на сегодняшний день являются одними из самых высокочувствительных и многоэлементных методов анализа. Так в работе [1] определяли Al, B, Be, Cd, Ca, Co, Cu, Mg, Mn, Mo, Pb, Si, Sn, V, Cr, Ni, и Fe в уране после экстракции на Д2ЭГФК с ПО 0,1-10^{-6} % масс. Работа [4] посвящена определению микропримесного состава гексахлорида урана. Авторы работы [5] определяли 23 примесных элемента в U_3O_8 с ПО 10^{-6}-10^{-8} %. Работа [10] посвящена определению Cd, Cu, K, Na, Ni d порошке U_3O_8 выделением с помощью дистилляции нагреванием в индуктивной плазме. Методика позволяет определять эти элементы с ПО 0,1-200 мкг/г. Эти методы очень удобны для определения Cs, Ba, РЗЭ и элементов периодической таблицы от иттрия до родия, так как методом НАА эти элементы определять затруднительно.

Несмотря на то, что НАА имеет очень высокую чувствительность определения следовых элементов, работ по данному методу анализа крайне мало [11, 12]. Это, наверное, связано с малой доступностью НАА из-за необходимости наличия исследовательского ядерного реактора и со сложностью учета влияния осколков деления на результаты НАА. В работе [11] такие элементы как Mg, Na, Al, K, Sc, Ca, V, Mn, Cr, Fe, Co, Cu, Zn, Rb, Zr, Cd, Cs, РЗЭ и Hf определены методом НАА в варианте предварительного концентрирования до облучения. Это позволяет избежать влияния осколков деления, однако это требует очень чистых реактивов, стерильности оборудования и помещения, к тому же, пределы определения таких распространенных элементов как Na, Al, K, Ca, Mn, Cr, Fe, Co, Cu, Zn, будут завышены поправкой на контрольный опыт. Работа [12] посвящена учету влияния осколков деления на результаты анализа урансодержащих материалов. В данной работе учет влияния осколков деления проводился на основе экспериментальных данных и воспроизводить их не представляется возможным, так как для каждого конкретного реактора результаты будут разными.

Основное отличие не активационных методов от нейтронно-активационного в том, что при концентрировании микропримесей в не активационных методах примесные элементы отделяются от самого урана, а в НАА от радионуклида ^{239}Np. Поэтому методы концентрирования, использованные в других методах анализа, нельзя применять в РНАА. Так, в работе [13], в окиси урана, используемого в качестве ядерного топлива, определяли 23 примесных элемента после хроматографического разделения на четвертичном аммониевом основании из растворов азотной кислоты. Пределы определения этих элементов составляли $2{,}5\cdot10^{-6}$-$3\cdot10^{-8}$ г/г при навеске образца 300 мг, что соответствует $2{,}5.10^{-4}$-3.10^{-6} % масс. Авторы [14] экстрагировали уран из растворов $HClO_4$ 30%-ным раствором ТБФ в четыреххлористом углероде, определив при этом атомно-абсорбционным методом 14 примесных элементов в U_3O_8.

На основании приведенного обзора можно сделать вывод, что в литературе крайне мало работ, посвященных определению микропримесного состава чистого урана, а работ по нейтронно-активационному анализу практически нет.

Причиной этого может быть то, что, как по имеющимся литературным данным, так и по результатам наших экспериментов, при облучении урана нейтронами ядерного реактора образуется ряд радионуклидов с очень высокой удельной радиоактивностью (таблица 1).

Таблица 1 – Ядерно-физические характеристики урана и нептуния

Образующиеся радионуклиды	Реакция	Сечение активации	$T_{1/2}$	Энергия и выход γ
^{237}U	$^{238}U(n,2n)^{237}U$	$4{,}7\cdot10^{-3}$барн	6,75 д	59,5 (33,5); 208,0 (21,7)
^{239}U	$^{238}U(n,\gamma)^{239}U$	2,7 барн	23,6 м	74,7 (50); 43,5 (4,45)
^{239}Np	$^{239}U\rightarrow^{239}Np+\beta^-$		2,3 д	106,1 (23); 228,2 (10,8);277,6 (14,2)
Осколки деления	$^{235}U(n,f)$ $^{238}U(n,f)$	582 дел. $<10^{-3}$ дел.		

Как видно из данных таблицы, сечение активации ^{237}U очень маленькое, к тому же доля нейтронов спектра деления, с помощью которых проходит эта реакция мала. Период полураспада ^{239}U всего 23,6 мин, и через день после облучения по β-распаду практически полностью переходит на ^{239}Np. Поэтому основная активность образца через день после облучения обусловлена радиоактивностью ^{239}Np. На общую радиоактивность образца, как показали результаты наших экспериментов, влияют также и радиоактивность продуктов деления ^{235}U. Это, в основном,^{99}Mo, ^{99m}Tc, ^{131}J, ^{137}Cs, ^{141}Ce, ^{140}La. Общая радиоактивность образца массой 0,1 г., облученного в течение 1 ч в потоке нейтронов с плотностью $1\cdot10^{14}$ нейт·см$^{-2}$·с$^{-1}$, через 24 ч после облучения составляет 10^{11} Бк. Поэтому, проведение высокочувствительного и многоэлементного инструментального НАА урана невозможно. В связи с этим, для определения следовых количеств примесных элементов, необходимо проводить высокоэффективное отделение радионуклидов определяемых элементов от матричных. По нашим оценкам, фактор очистки радионуклидов примесных элементов от матричных (в основном от ^{239}Np), должен быть не менее 10^7.

По литературным данным нептуний хорошо экстрагируется различными экстрагентами, такими как ТБФ, ТОА, Д2ЭГФК, МИБК и др. [15]. Однако коэффициенты распределения нептуния (D_{Np}) в этих системах не обеспечивают необходимого фактора очистки (F - 10^7) определяемых элементов от ^{239}Np. Максимальный фактор очистки при однократной экстракции с использованием этих экстрагентов составляет 200-250. Вместе с тем, проведение отделения в варианте экстракционной хроматографии позволяет достичь $F\approx n\cdot10^8$.

Предварительные эксперименты показали, что наиболее эффективно нептуний экстрагируется в системе ТБФ-HCl. Однако эта система не селективна, и вместе с ураном отделяются более 10 элементов, что уменьшает круг определяемых элементов. Более селективной является экстракционно-хроматографическая система ТБФ-6М HNO_3. D_{Np}, измеренная в статических условиях, составляет более 100, а D_i более 25 элементов - меньше 10. Это позволяет отделять их от ^{239}Np с нужной эффективностью. Измерение профиля распределения нептуния по длине колонки показало, что при диаметре колонки 10-12 мм основная часть нептуния сорбируется в первых 4-5 см, с довольно широким пиком, без плато (рисунок 1).

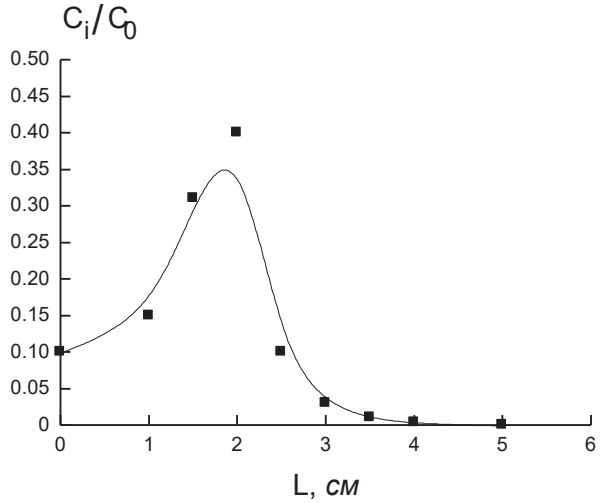


Рисунок 1 – Профиль распределения нептуния по длине хроматографической колонки.

Это, наверное, вызвано тем, что макроколичество урана с D_U около 300, подавляет экстракцию микроколичеств нептуния. Из этого следует, что для полного удержания нептуния в колонке необходим слой сорбента высотой не менее 7-8 см.

Для оптимизации объема элюента измерили кривые элюирования определяемых элементов (рисунок 2), из которых видно, что для полного вымывания примесей из колонки необходимо 65 мл раствора 6 МHNO_3.

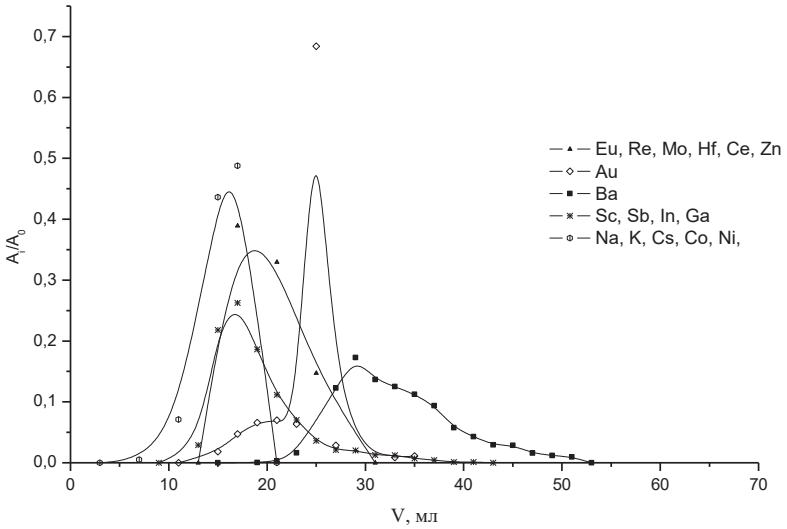


Рисунок 2 – Кривые элюирования определяемых элементов в системе ТБФ-6М HNO_3.

Химические выходы определяемых элементов, измеренные с помощью радиоактивных индикаторов методом «введено-найдено» составили 92-98 %.

Проведенные эксперименты показывают, что ЭХ систему ТБФ-6М HNO_3 можно использовать для радиохимического НАА чистого урана. Сравнение двух спектров, приведенных на рисунке 3, показывает преимущество радиохимического разделения.

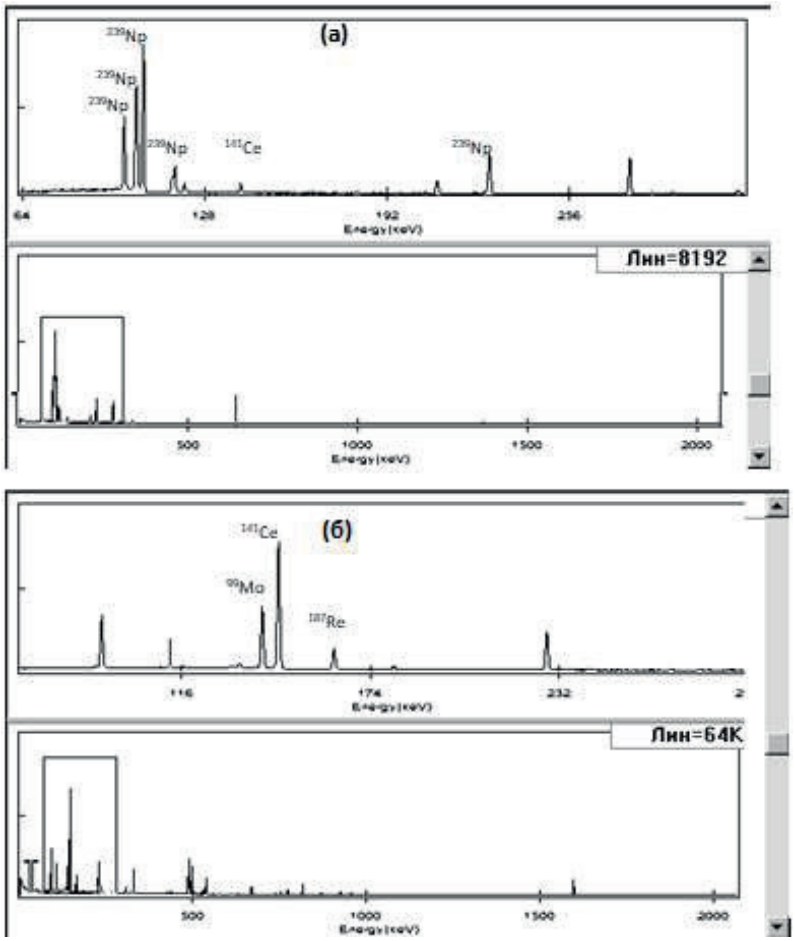


Рисунок 3 – Спектр образца урана до радиохимического отделения матрицы (а), и после ее отделения (б)

Как видно, из рисунка 3. (а), до проведения радиохимического отделения ^{239}Np, в спектре в основном видны пики гамма линий, которые излучает ^{239}Np. После радиохимического отделения ^{239}Np, этих пиков практически не видно, а появляются гамма пики с энергией 140,5; 145,4; 155,4; 190,1 и другие пики определяемых элементов, которых не было видно до разделения матрицы.

Основная сложность при нейтронно-активационном анализе урана, как уже сказано выше, это учет влияния продуктов распада на результаты анализа. Как известно из литературных данных, и подтверждено нашими экспериментами, при облучении ^{235}U реакторными нейтронами образуется ряд элементов с довольно высоким выходом, и в основном все они радиоактивны. Пики их выходов приходятся на элементы с массовым числом 91-104 и 131-144. Проведение анализов одного и того же образца предварительным концентрированием до облучения и в радиохимическом варианте НАА, используя одну и туже систему для разделения макро- и микрокомпонентов показало, что в радиохимическом варианте нельзя определять Y, Zr, Mo, Cs, La, Ce, Pr, Nd, так как их кажущаяся концентрация после облучения от 2500 до 3000 раз больше, чем истинная концентрацияэтих элементов.

Это можно видеть из рисунка 3 (б), в котором основные гамма пики с энергией 140,5 и 145,4 относятся к ^{99}Mo и ^{141}Ce соответственно.

Вместе с тем, сравнение этих рисунков показывает преимущество радиохимического отделения определяемых элементов от ^{239}Np. В рисунке (а) в основном видны гама линии ^{239}Npи пики всех остальных элементов ими подавляются. В рис (б) после отделения нептуния уже видны пики других элементов и появляется возможность их определения. Однако пределы обнаружения элементов с аналитическими гамма-линиями в мягкой области спектра, такие как Sm, Eu, Re также сильно завышены за счет гамма излучения ^{99}Mo, ^{99m}Tc, ^{140}La и ^{141}Ce. К тому же, из-за высокой радиоактивности этих элементов, приходится проводить измерения при высоких загрузках измерительного тракта, а это, в свою очередь, приводит к высоким систематическим погрешностям измерения.

В связи с этим нами проведен выбор оптимальных условий измерения гамма активности образцов при высоких скоростях счета. Влияния высоких скоростей счета на погрешность измерений, методы уменьшения и учета этих погрешностей детально изучены нами в работе [16].

На основании проведенных исследований разработана методика радиохимического нейтронно-активационного анализа чистого урана и его соелинений, позволяющего определять более 25 примесных элементов с пределами обнаружения $n.10^{-5}$-$n.10^{-9}$ % масс, при S_r 0,10-0,25. Пределы обнаружения определяемых элементов приведены в таблице 3.

Методика анализа чистого урана и его соединений. 0,1 г образца облучали в вертикальном канале ядерного реактора ВВР-СМ с плотностью потока нейтронов 1.10^{14} см^2/с в течение 5 часов. Через день после облучения образец распаковывали, растворяли в 5 мл конц. HNO_3, Упарили до влажных солей, растворили в 5-6 мл 6 М HNO_3 и нанесли в колонку с ТБФ (носитель тефлоновый порошок). Пропустили раствор до уровня сорбента со скоростью 0,7-0,8 мл/мин, и с такой же скоростью элюировали 65 мл 6 М HNO_3. Элюат упарили до 8-10 мл, перелили в полиэтиленовый флакон для измерения и измеряли гамма активность на гамма спектрометре, состоящем из HPGe детектора CG 1815 и многоканального анализатора DSA-1000 фирмы Canberra (США). Гамма спектры обрабатывали программой Genie-2000 входящий в комплект анализатора.

Для оценки влияния продуктов деления на результаты анализа, проводили анализ того же образца в варианте предварительного концентрирования до облучения (НААПК).

Методика анализа в варианте НААПК. Образец взвесили (0,1 г), растворяли в 5 мл конц. HNO_3, Упарили до влажных солей, растворили в 5-6 мл 6 М HNO_3 и нанесли в колонку с ТБФ (носитель -тефлоновый порошок). Пропустили раствор до уровня сорбента со скоростью 0,7-0,8 мл/мин и с такой же скоростью элюировали 65 мл 6 М HNO_3. Элюат упарили до 2-3 мл, перелили в чашечку из полиэтиленовой пленки и упарили до сухих остатков под ИК-лампой. Полиэтиленовую чашечку, завернули, запаяли в полиэтиленовый пакетик, затем завернули в алюминиевую фольгу, и вместе с эталонами определяемых элементов запаяли в кварцевую ампулу. Образец облучали в вертикальном канале реактора в течение 5 ч. На следующий день после облучения образец распаковали, сухой остаток из полиэтиленовой чашечки растворили 5 мл конц. HNO_3, перелили в полиэтиленовый флакон для измерения и измерили гамма активность образца на гамма-спектрометре.

Точно таким же образом, но только без образца урана проводили контрольный опыт для анализа с НААПК. Сравнение результатов анализа в двух вариантах приведены в таблице 2.

Таблица 2. Сравнение результатов определения концентрации некоторых элементовв вариантах РНАА и НААПК

№	Элемент	РНАА, % масс	НААПК, % масс	Контрольный опыт
1	Na	$2{,}0.10^{-5}$	$4{,}2.10^{-2}$	$4{,}0.10^{-2}$
2	K	$1{,}1.10^{-5}$	$2{,}5.10^{-3}$	$2{,}7.10^{-3}$
3	Sc	$3{,}2\cdot 10^{-6}$	$5{,}4.10^{-5}$	$5{,}4.10^{-5}$
4	Cr	$3{,}1\cdot 10^{-5}$	$2{,}2.10^{-4}$	$2{,}0.10^{-4}$
5	Fe	$6{,}9.10^{-3}$	$2{,}1.10^{-2}$	$2{,}3.10^{-2}$
6	Ga	$3{,}2.10^{-5}$	$4{,}2.10^{-5}$	$8{,}2.10^{-6}$
7	Mo	1,2	$3{,}4.10^{-4}$	$2{,}5.10^{-5}$
8	Cs	0,6	$4{,}1.10^{-5}$	$2{,}0.10^{-5}$
9	Ce	5,3	$1{,}2.10^{-4}$	$2{,}4.10^{-5}$
10	Sm	$3{,}6\cdot 10^{-5}$	$4{,}1.10^{-5}$	$2{,}6.10^{-7}$
11	Eu	$1{,}4\cdot 10^{-6}$	$2{,}0.10^{-6}$	$1{,}2.10^{-7}$
12	Gd	$1{,}5\cdot 10^{-5}$	$1{,}8.10^{-5}$	$6{,}3.10^{-6}$
13	Tb	$1{,}4\cdot 10^{-5}$	$6{,}0.10^{-6}$	$5{,}7.10^{-6}$
14	W	$5{,}6.10^{-6}$	$4{,}3.10^{-5}$	$4{,}0.10^{-5}$
15	Re	$1{,}3.10^{-4}$	$1{,}6.10^{-4}$	$4{,}5.10^{-6}$
16	Au	$3{,}2\cdot 10^{-6}$	$4{,}1.10^{-6}$	$3{,}1.10^{-7}$

Комбинацией двух вариантов НАА в чистом уране определены 26 примесных элементов с пределами определения $n.10^{-5}$ – $n.10^{-9}$ % масс. (таблица 3). Предварительные результаты работ опубликованы в [17].

Таблица 3 Пределы определения примесных элементов в уране

№	Элемент	ПО,% масс.	№	Элемент	ПО,% масс.
1	Na	$5\cdot$	14	Cd	4.10^{-6}
2	K	$2\cdot 10^{-5}$	15	In	2.10^{-6}
3	Sc	$3\cdot 10^{-8}$	16	Sb	3.10^{-7}
4	Cr	$3\cdot 10^{-6}$	17	Te	2.10^{-6}
5	Co	$1\cdot 10^{-7}$	18	Sm	$7\cdot 10^{-7}$
6	Fe	9.10^{-5}	19	Eu	$8\cdot 10^{-7}$
7	Ni	$1\cdot 10^{-5}$	20	Gd	$5\cdot 10^{-6}$
8	Cu	$9\cdot 10^{-5}$	21	Tb	$4\cdot 10^{-6}$
9	Zn	6.10^{-6}	22	Dy	$3\cdot 10^{-6}$
10	Ga	1.10^{-6}	23	Hf	$8\cdot 10^{-7}$
11	As	$4\cdot 10^{-8}$	24	W	6.10^{-7}
12	Rb	$1\cdot 10^{-5}$	25	Re	4.10^{-5}
13	Ag	2.10^{-6}	26	Au	$5\cdot 10^{-9}$

Заключение

Показана возможность высокоэффективного отделения макроколичеств урана, а также ^{239}Np, образующегося при облучении урана, от микроколичеств более 25 элементов в экстракционно-хроматографической системе ТБФ-6М-HNO_3.

Разработаны методики нейтронно-активационного определения микропримесного состава урана, с использованием предварительного концентрирования до облучения и радиохимического вариантов НАА. Использование комбинации двух вариантов НАА позволило корректно учитывать влияние осколков деления на результат анализа и определить 26 примесных элемента с ПО $n.10^{-5}$ – $n.10^{-9}$ % масс.

Список использованных источников

1. Marin S., Cornejo S., Jara C. Determination of trace level impurities in uranium compounds by ICP-AES after organic extraction // Fresenius Journal of Analytical Chemistry. – Springer, 1996. - Vol. 355(5-6). - P. 680-683.
2. Sastry M.D. Inter-DAE laboratory comparison experiment for trace metal determination in uranium by ICP-AES techniques // DAE-BRNS symposium on spectroscopy of lanthanides and actinides: abstract of international symposium 16-19 Nov. 1999. - Mumbai (India), 1999. - P. 64.
3. Liu Husheng; Li Jun. Determination of trace elements in ceramic uranium dioxide pellets powders CRMs by ICP-AES. // Journal of Nuclear and Radiochemistry. – Springer, 1997. - Vol. 19, N 1. - P. 51-54.
4. Veen E.H., Van de-Loos Vollebregt T.C. Determination of trace elements in uranium by inductively coupled plasma-atomic emission spectrometry using Kalman filtering. // Analytical Chemistry. – Washington (USA), 1992. - Vol. 64, N 15. - P. 1643-1649.
5. Anwar K., Mohammad S., Hussain S., Anwar M. Determination of trace elements in uranium matrix by inductively coupled plasma

atomic emission spectrometry // National Symposium on Modern Trends in Contemporary Chemistry: abstract of international symposium 4-6 Apr 1995. – Islamabad (Pakistan), 1995. - P. 131-136.

6. Crain J.S., Gallimore D.L. Determination of trace impurities in uranium oxides by laser ablation inductively coupled plasma mass spectrometry // J. of Anal. Atom. Spectrometry. – Springer, 1992. - Vol. 7, N 4, - P. 605-610.

7. Nguyen Thi-Kim-Dung, Doan Thanh-Son. Application of atomic absorption spectrometry for the quantitative determination of metallic impurities in pure uranium compounds // Analytical Sciences. - The Japan Society for Analytical Chemistry (Japan), 2002. - Vol. 18, N 11. - P. 1263-1266.

8. Sanchez P.L.A. Evaluation for the method for the determination of impurities in uranium products by atomic absorption spectrophotometry // "IIE-IMP-ININ on technological specialties Seminar": abstract of the Seminar. - Mexico (Mexico), 7 Sep 1994. - P. 7.

9. Satyanarayana K., Durani Smeer, Malhotra R.K. Determination of rare-earth elements and some trace elements in dominant uranium matrix by ICP-OBE after removal of the matrix by solvent extraction separation using D sub 2 EHPA in toluene // DAE-BRNS symposium on spectroscopy of lanthanides and actinides: abstract of international symposium 16-19 Nov. 1999. - Mumbai (India), 1999. - P. 181-183.

10. Page A.G., Madrashwala K.N. and et al. Carrier distillation – ICAP approach for trace metal assay of U_3O_8 powder. // Fresenius Z Journal of Analytical Chemistry. – Springer, 1983. – Vol. 315, N 1. - P. 38-41.

11. Okada Yukiko. Hirai Shoji. Activation analysis of uranium and thorium contained in high purity niobium oxides. // Science Reports of the Research Institutes. - Tohoku University, 1994. Sept. - Series A., Vol. 40(1). - P. 25-28.

12. Rosenberg R.J., Zilliacus R. Determination of impurities in nuclear fuel element components by neutron activation analysis. // J. of Radioanal. and Nucl. Chem. – Springer, 1993. - Vol. 169, N 1. - P. 113-124 (12).

13. Liu Husheng. Determination of trace elements in nuclear power uranium dioxide by chromatographic separation ICP-AES method.// China Nuclear Information Centre, Beijing, BJ (China). Mar 1995. 8 p. INIS 1/93-12/96

14. Sanchez P.L.A. Evaluation for the method for the determination of impurities in uranium products by atomic absorption spectrophotometry // Seminar of the IIE IMP ININ on technological specialities. Mexico City, D.F. (Mexico). 7 Sep 1994. Quimica Analitica. Distrito Federal (Mexico). 1994. p. 1-6. INIS 1/93-12/96.

15. Экстракционная хроматография / Под редакцией Т. Браун, Г.Герсини. - Москва: Мир, 1978. - С. 627.

16. Садыков И.И., Колотов В.П. Исследование аппаратурных возможностей в инструментальном нейтронно-активационном анализе при больших загрузках измерительного тракта // Узб. физич. журнал. – Ташкент: АН РУз, 2000. - Т. 2, № 2. - С. 173-179.

17. Sadikov I.I., Rakhimov A.V., Salimov M.I., Zinov'ev V.G., Mukhamedshina N.M., Tashimova F.A. Neutron activation analysis of pure uranium: Preconcentration of impurity elements // J. of Radioanal. and Nucl. Chem. – Springer, 2009. - Vol. 280,N 3. - P. 489-493.

ОПЫТ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ В АТОМНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Симаков И.Г., Лебедев Н.М.
(ООО «Александра-Плюс», г. Вологда, Россия)

Эффективность традиционных химических и физико-химических технологий в различных отраслях промышленности может быть значительно повышена за счет ультразвукового воздействия. Специалисты компании Александра-Плюс решают различные технологические задачи, учитывая принципы формировании эффективных ультразвуковых полей. Применение ультразвуковых технологий в производственных процессах предприятий атомной промышленности является обоснованным, так как сокращается участие человека, появляется возможность дистанционной работы, повышается эффективность, возможен широкий диапазон регулировок и др. Компания Александра-Плюс имеет значительный опыт в реализации проектов с применением ультразвукового оборудования. Далее представлены примеры применения ультразвуковых технологий на предприятиях атомной энергетики реализованных в сотрудничестве с ОАО «НИКИЭТ», ОАО «Концерн Росэнергоатом» и рядом других предприятий отрасли.

Ультразвуковая дезактивация. В процессе эксплуатации и вывода из эксплуатации атомных электростанций, а также прочих ядерных и радиационно опасных объектов неизбежно генерируются металлические отходы, загрязненные радиоактивными веществами, часть из которых может относиться к категории радиоактивных отходов. В попытке снизить расходы на их дальнейшее захоронение, можно дезактивировать металл, например, в ультразвуковых ваннах. Внедрение ультразвуковой обработки в процесс дезактивации позволяет в десятки раз снизить продолжительность технологического процесса. Это подтверждается опытными работами, проведенными на Белоярской АЭС.

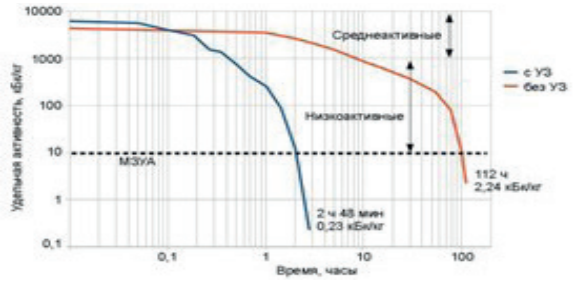


Рисунок 1 – Сравнение скорости дезактивации металлических образцов в процессе опытной дезактивации на Белоярской АЭС

Без применения ультразвука | С применением ультразвука

Рисунок 2 – Фото образцов до (сверху) и после (снизу) дезактивации

Использование ультразвуковых технологий обеспечивает эффективность дезактивации металлических изделий, и может быть реализовано в различных исполнениях в зависимости от решаемой задачи. Основные способы очистки крупных деталей включают использование больших ванн, погружных модулей и применение контактных методов обработки. В частности испытания ультразвуковой технологии при дезактивации чехлов ОТВС показали снижение β-загрязненности ОТВС с исходных 500—16 000 частиц/(см²×мин) до не более 16 частиц/(см²×мин), а средний коэффициент дезактивации составляет 850 (Рис 3). В результате проведения ультразвуковой дезактивации металл чехлов ОТВС становится пригодным для вторичного использования и переплавки.

Рисунок 3 – Ультразвуковая ванна для дезактивации чехлов ОТВС

Рисунок 4 – Установка для дезактивации МО-128

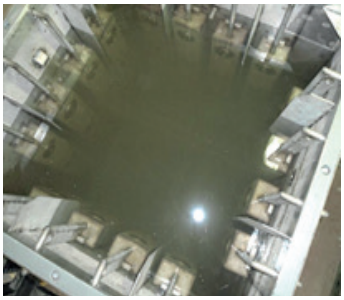


Рисунок 5 – Установка для дезактивации МО-152

На рис. 4 представлена поставленная во ВНИИНМ установка для дезактивации МО-128, представляющая собой передвижную ванну с системой циркуляции моющего раствора. На рис 5 показана изготовленная для Калининской АЭС установка МО-152 с объёмом ультразвуковой ванны 2,2 м³. Подобная установка поставлена и для «РОСРАО». Применение ультразвука при химической дезактивации будет эффективным только в случае, если радиоактивное загрязнение локализовано в поверхностных рыхлых отложениях: тогда ультразвук способствует существенному ускорению очистки. Если же радиоактивные загрязнения находятся в плотных химически стойких оксидных пленках, воздействие ультразвука не так эффективно. В этом случае более рациональным является совмещение, например, электрохимической и ультразвуковой обработки. При таком совмещении ультразвук интенсифицирует электрохимическую дезактивацию путем энергичного перемешивания электролита у поверхности дезактивируемого металла, чего не удается достичь иными способами. Эти явления позволяют достигать необходимой эффективности дезактивации в менее концентрированных электролитах, при более низкой плотности тока или при меньшем времени обработки. В результате достигается экономия реагентов и снижается количество вторичных отходов.

Очевидно, что предлагаемый подход совмещенной электрохимической и ультразвуковой дезактивация, может стать полезным инструментом для решения проблем с накопленными объемами радиоактивно загрязненного металла, а также теми объемами, которые будут массово генерироваться при выводе из эксплуатации ядерных и радиационно опасных объектов. В целом, указанный способ предлагается использовать для удаления прочнофиксированных загрязнений с различных металлических поверхностей, преимущественно с нержавеющей стали. К настоящему времени изготовлено и эксплуатируется несколько установок, реализующих эту технологию. Например установка AlexPulse МО-726 для ФГУП «ГХК» (рис. 6). Предназначена для удаления радиоактивных загрязнений с поверхностей твэлов в дезактивирующем растворе с применением электрохимического и ультразвукового воздействия. Установка предназначена для использования в составе комплекса изготовления твэлов, после их загрузки топливом и герметизации, перед контролем на альфа-загрязнение.

Специалистами ООО «Александра-Плюс» была также создана автоматическая линия AlexPulse МО-643 (рис. 7), реализующая технологию совмещенной дезактивации. В настоящее время эта линия успешно эксплуатируется в ОДИЦ ВВЭР в Нововоронеже. Для дезактивации используется «гибридная» технология – окислительно-восстановительная обработка, на втором шаге которой (восстановительная ванна) применяется совмещенная электрохимическая и ультразвуковая дезактивация. Согласно имеющимся данным, степень дезактивации составляет от 60 до 100 % в зависимости от уровня исходного загрязнения и времени выдержки.

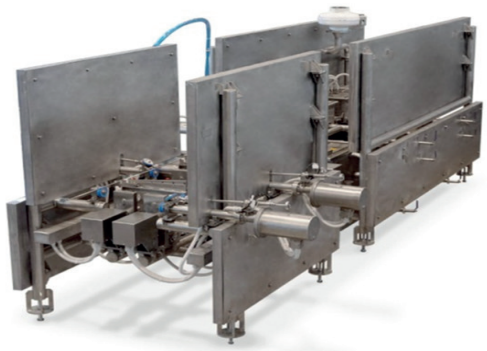


Рисунок 6. Пост дезактивации твэлов модели Alexpulse МО-726

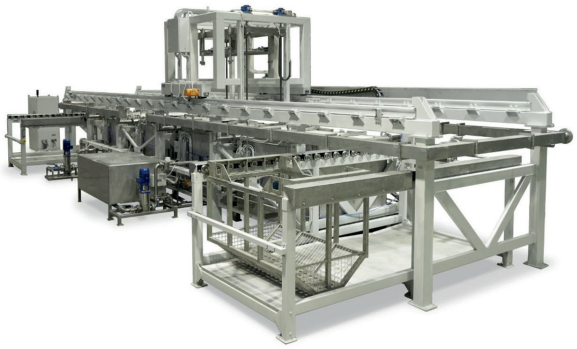


Рисунок 7 – Автоматическая линия AlexPulse МО-643

Ультразвуковая дезактивация крупногабаритного оборудования без предварительной фрагментации. Одним из наиболее проблемных вопросов является демонтаж крупногабаритного оборудования, которое, как правило, требует проведения его фрагментации, что является трудоемкой и радиационно опасной операцией. При этом образуются радиоактивные аэрозоли, являющиеся причиной вторичного радиационного загрязнения. Наиболее ярким представителем крупногабаритного емкостного оборудования являются выпарные аппараты, которые в больших количествах применяются на предприятиях. За продолжительный период эксплуатации выпарных аппаратов на стенках массивных корпусов образуется значительный объем нерастворимых солевых отложений и шламовых образований,

ухудшающих теплопередачу, увеличивающих гидравлическое сопротивление, и вызывающих развитие подшламовой коррозии, сопровождающихся нарушением герметичности и повышением радиоактивного фона. Работа с таким оборудование осложняется следующими факторами: труднодоступность, большие габаритные размеры; высокий уровень радиационных полей.

В соответствии с технологической схемой установки была разработана аппаратурная схема установки, подобран состав существующего и подготавливаемого оборудования (Рис 9).

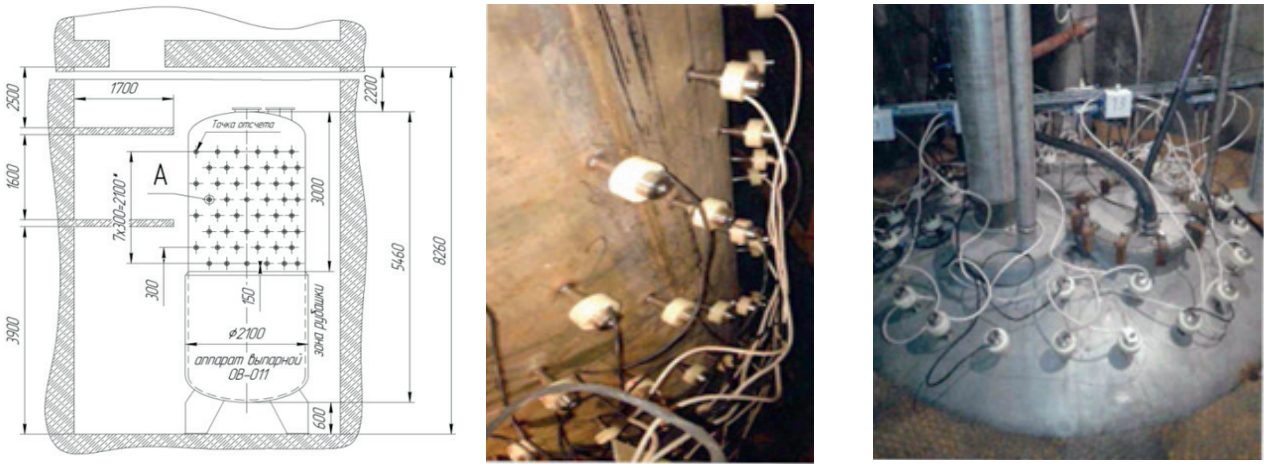


Рисунок 9 – Схема размещения ультразвуковых излучателей на корпусе выпарного аппарата

Для дополнительного воздействия на радиоактивные загрязнения был разработан ультразвуковой погружной модуль для разрушения донного осадка, располагающегося в центральной части емкости и не поддающегося химической дезактивации (рис 10).

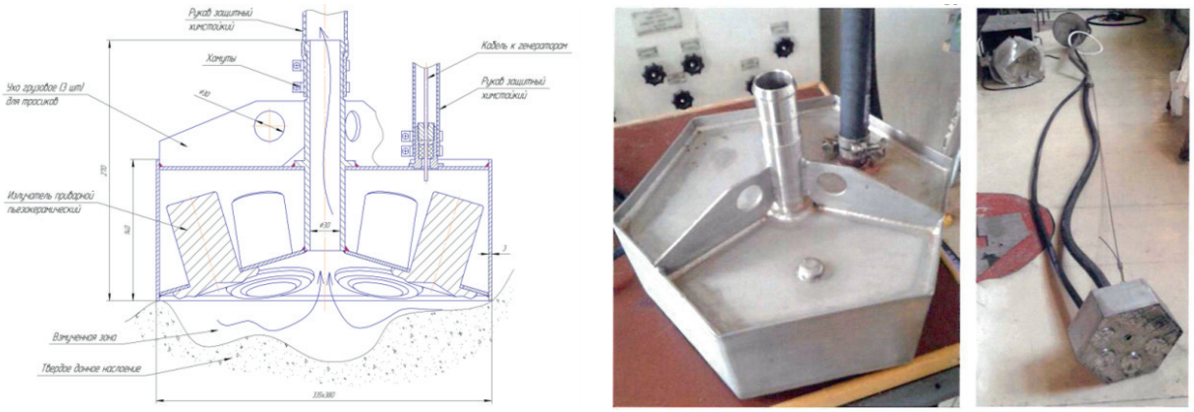


Рисунок 10 – Внешний вид погружного ультразвукового блока

Принятые решения позволили снизить мощности дозы гамма-излучения выпарного аппарата в реперных точках в 5 раз. Определено, что максимальный эффект воздействия ультразвука на аппарат при постоянной мощности достигается при работе отдельных групп ультразвуковых излучателей («боковые» или «верхние» и т.д.). По окончанию работ визуальный осмотр аппарата показал, что внутренние поверхности стенок очищены от солевых и шламовых образований на 90%. На дне осталась незначительная часть шлама, которая имеет размягченную подвижную глинистую структуру в виде геля, которую можно достаточно легко удалить механически.

Дальнейшее развитие технологии дезактивации крупногабаритного оборудования без его предварительной фрагментации открывает уникальную возможность дезактивации труднодоступных, а иногда и не доступных частей крупногабаритного оборудования сложной формы. Что позволит безопасно выводить из эксплуатации такое оборудование, освобождать места его вынужденного хранения и получать металл, пригодный для дальнейшей доочистки без значительных затрат до нормативных значений, допускающих его неограниченное использование.

Ультразвуковые технологии при добыче урана

При подземном выщелачивании урана, в процессе эксплуатации технологических скважин, как правило, происходит снижение их производительности. Эффективная площадь фильтрации со временем уменьшается из-за отложения солей, подвижек грунта, кольматации. В результате механической кольматации отверстия фильтров заклиниваются или перекрываются песком, глиной, гравием, в связи с чем, удельный дебит скважин снижается. Глинистые частицы набухают в водной среде, и, в связи с этим, изменяется внутренняя геометрия порового пространства водоносной породы. С течением времени глинистая корка уплотняется за счет усиления адсорбционных и молекулярных связей между глинистыми частицами, и ее удаление представляет значительную сложность.

Применение погружного модульного ультразвукового оборудования, опускаемого в технологическую скважину на глубину размещения фильтра, позволяет произвести очистку скважинного фильтра и восстановить дебит скважины. Проверка работы данного оборудования была проведена в ряде испытаний на скважинах России и Казахстана, доказавших эффективность данного метода. Устройство и способ очистки фильтров скважин с помощью ультразвука был запатентован совместно с НАК «Казатомпром».

Важной особенностью ультразвука является интенсификация различных химических процессов, что позволяет в разы ускорить протекание процесса, снизить концентрацию используемых химических реагентов и понизить температуру рабочего раствора. Данная особенность позволяет интенсифицировать процесс десорбции ионообменных смол. Проведенные в УППР рудника «Семизбай» и «Уванас». Промышленные испытания технологии ультразвукового воздействия на десорбцию урана показали, что под действием ультразвука происходит интенсификация процесса десорбции урана с ионообменных смол, увеличивается извлечение урана в десорбат и снижается расход кислоты. (Рис. 11)

Рисунок 11 – Схема размещения ультразвуковых преобразователей на ионообменных колоннах

Ультразвуковая дезактивация грунта. В общем случае, радиоактивное загрязнение грунтов может быть представлено как тяжелыми естественными радионуклидами – членами радиоактивных семейств урана и тория, так и искусственными радионуклидами – продуктами деления (прежде всего ^{137}Csи ^{90}Sr) и некоторыми изотопами трансурановых элементов (плутония и др.). Специфика радионуклидов как загрязнителей состоит в том, что их нельзя разрушить или перевести в нетоксичное состояние, т.е. их присутствие создает долговременную опасность для окружающей среды.

Обработка грунта водными растворами неорганических кислот является наиболее простым и дешевым способом дезактивации грунтов. Кислота способствует переходу радионуклидов в водную фазу, т.е. приводит к повышению коэффициентов дезактивации. Можно использовать для этих целей любые минеральные кислоты (азотную, соляную и др.), концентрированную или разбавленную серную кислоту, а также смеси серной и ортофосфорной кислот.

Во многих источниках предлагается реагентная промывка не исходного грунта, а фракций после гидросепарации (водно-гравитационного разделения), причем после реагентной промывки рекомендуется снова отделить мелкодисперсную фракцию. Обосновывается этот подход тем, что часть мелкодисперсного вещества прочно связана с гидроксидными пленками и другими фрагментами гидроксида железа, находящимися на поверхности частиц крупных фракций. Отделить эту связанную часть мелкодисперсной фракции можно только с применением кислых растворов высокой концентрации, нагрева или иного интенсифицирующего воздействия, например, ультразвука.

Для загрязненных ураном грунтов с площадки сублиматного производства АО «Ангарский электролизный химический комбинат» (СП АЭХК) на основе предварительных исследований предложена гибридная схема, включающая гидросепарацию и реагентную промывку. В проведенных экспериментах проводилась реагентная дезактивация только фракции мелкого песка (0,1-0,7 мм), содержание которой в грунте составляло около 40 % (масс.). После сравнительных испытаний была предложена схема промывки песчаной фракции в реакторе с мешалкой 5,2 г/дм3 раствором кальцинированной соды в течение 0,5 ч при Ж:Т = 2, и затем 12,3 г/дм3 разбавленной серной кислотой в течение 0,5 ч при Ж:Т = 2. В состав установки также предлагается включить узел регенерации растворов соосаждением (после добавления гидроксида кальция), узел промывки грунта и узел сгущения осадка вакуумным фильтрованием.

Эффективная интенсификация реагентной промывки, т.е. ускорения и повышения эффективности данного процесса, возможна с помощью ультразвукового воздействия на технологические пульпы (жидкость-грунт).

Известно, что при прохождении ультразвуковых волн через жидкость в ней возникают такие явления как: кавитация, ударные волны, акустические течения, звукокапиллярные эффекты. Исходя из общих соображений, от ультразвуковой обработки технологических пульп (смесей воды или дезраствора с грунтом) можно ожидать:

1) интенсификации процесса дезинтеграции грунта;

2) ускорения и увеличения эффективности химических процессов, а, следовательно, перехода загрязнителей в дезактивирующий раствор.

В первом случае ультразвуковое воздействие, а точнее микроударные волны и кумулятивные струйки, образующиеся при схлопывании кавитационных полостей, обеспечивают более полное и быстрое отделение мелкодисперсных частиц от поверхности песчинок и гальки, разрушение агломератов и т.п., что в итоге приводит к более эффективному выделению загрязненной мелкодисперсной фракции и дополнительной очистке крупных фракций при гидросепарации.

Во втором случае используется свойство ультразвука ускорять массообменные процессы за счет интенсивного микроперемешивания кумулятивными струйками и ударными волнами пограничного слоя жидкости у поверхности твердого тела, т.е. частиц грунта, более глубокого проникновения жидкости в поры (капиллярный эффект) и дополнительного макроперемешивания жидкости по всему объему (акустические течения). Это может привести к ускорению и углублению очистки грунта от загрязнителей: увеличение скорости процесса, как минимум, в несколько раз – и до нескольких десятков раз; достигаются более высокие степени очистки. В результате появляется возможность использовать для промывки грунта менее концентрированные растворы при сохранении требуемой эффективности очистки.

Ультразвуковая промывка грунта может осуществляться после сепарации или совместно с ней, как, например, это было реализовано на установке НО-180, изготовленной ООО «Александра-Плюс» для АО «НИКИЭТ» в проведения работ по экспериментальной проверке эффективности использования ультразвука для очистки почвы.

Испытания, проведенные на НО-180, показали, что при обработке песчаного грунта, загрязненного 137Cs, в 63 г/дм3 азотной кислоте, интенсификация процесса ультразвуком позволила увеличить коэффициент дезактивации примерно в 30 раз.

Ультразвуковая отмывка тепловыделяющих сборок (ТВС)**.** При эксплуатации ядерных реакторов на наружных поверхностях тепловыделяющих элементов происходит накопление отложений в виде солей жесткости и других загрязнений. Отложения могут приводить к перегреву и разгерметизации оболочек твэлов с радиационными последствиями. С целью обеспечения надежной эксплуатации топлива применяются специальные технологии отмывок ТВС, применение которых усложняется наличием чехловых труб, как в случае ТВС реакторов ВВЭР-400. Интенсивное излучение от ТВС обуславливает необходимость проведения отмывок непосредственно в прореакторном бассейне выдержки топлива. Данная задача решена на Нововоронежской АЭС при использовании резонансного трубного излучателя конструкции «Александра-Плюс» длиной более 3 м и Ø 220 мм. Внедрение ультразвуковой технологии позволило удалить отложения с ТВС, что обеспечило их дальнейшую надежную работу в реакторе, а также улучшило экономические показатели эксплуатирующего предприятия за счет увеличения продолжительности срока эксплуатации ТВС. Этот опыт имеет мировое значение, учитывая необходимость обеспечения готовности решения аналогичных задач и на других АЭС с ВВЭР.

Ультразвуковая очистка теплообменного оборудования и труб. Образование и рост накипи на теплообменном оборудовании является серьезной эксплуатационной проблемой любого крупного

промышленного предприятия. В теплообменниках покрытие из окалины действует как теплоизолятор, значительно снижая эффективность теплопередачи, вызывает перегрев нагревательных элементов, что приводит к выходу из строя компонентов системы. Отложения накипи уменьшают просвет, увеличивают гидродинамическое сопротивление потока теплоносителя, ухудшают или блокируют циркуляцию и теплообмен в отдельных частях или теплообменнике в целом, что снижает производительность, повышает эксплуатационные расходы, затраты на обслуживание и ремонт оборудования, сокращает срок службы оборудования.

Основным компонентом накипи является карбонат кальция, так же в состав накипи могут входить силикаты (диоксид кремния), кальция сульфат (гипс), кальция фосфат, магния карбонат, гидроксид и фосфат, оксид железа. Карбонат кальция встречается в трех кристаллических формах – ватерит, арагонит, кальцит. Кристаллы арагонита имеют меньшую механическую прочность и сцепление с поверхностью по сравнению с кристаллами кальцита, что обуславливает методы их разрушения.

Для предотвращения образования отложений разработан комплект ультразвукового оборудования, включающий в себя контактные ультразвуковые преобразователи, генератор ультразвуковой и соединительные провода. Ультразвуковые преобразователи жестко крепятся на поверхности теплообменного оборудования при помощи акустических адаптеров. Механизм ультразвукового воздействия имеет сложных многофакторный характер и включает в себя механическую вибрацию поверхности, образование кавитационных облаков, создание акустических потоков в жидкости и других процессов. Одним из первых был реализован проект предотвращения образования отложения на кожухотрубном теплообменнике одного из подразделений АО «Норильский никель» фото оборудования представлено на рис. 12. Анализ полученных результатов позволил определить требования к размещению преобразователей, а именно диаметрально противоположное размещение преобразователей является малоэффективным по причине наложения ультразвуковых колебаний и их взаимного нивелирования. Таким образом, колебания от одной группы преобразователей перекрываются колебаниями другой группы. Кроме того, принципиально важным аспектом является рассредоточение рабочих элементов по длине обрабатываемого объекта.

Следующим этапом апробирования оборудования Александра-Плюс стали опытные работы на пластинчатых теплообменниках. Схема размещения оборудования представлена на рис. 13. Для получения значимого эффекта контактные ультразвуковые преобразователи были установлены на прижимных пластинах теплообменника, а также на торцах пластин. С целью контроля за работой ультразвукового оборудования осуществлялся мониторинг параметров работы системы, контроль давления и температуры. Снимаемые параметры говорили о том, что тепловые показатели не отображают нарушений в работе системы. Таким образом, можно говорить о том, что внутренние каналы теплообменника не являются заросшими.

Рисунок 12 – Схема размещения излучателей на кожухотрубном теплообменнике

Рисунок 13 – Схема размещения излучателей на пластинчатом теплообменнике

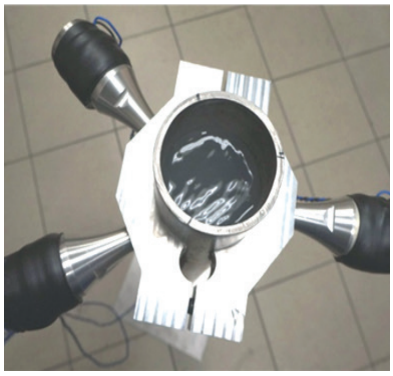


Рисунок 14 – Схема размещения мобильного комплекта ультразвукового оборудования на трубопроводе

Представленные варианты размещения ультразвуковых преобразователей являются стационарными, так как выполняется требование обеспечения жесткого контакта ультразвукового преобразователя с корпусом теплообменного аппарата. Специалисты компании Александра-Плюс, так же, разработали комплект мобильный ультразвукового оборудования AlexPulse HO-497 (рис. 14), предназначенный для безразборной обработки (очистки, профилактики, дезактивации) внутренней поверхности технологических

трубопроводов. Данное оборудование пригодно для применения как в процессе работы и обслуживания трубопроводов с целью контроля уровня радиационной активности, так и при выводе из эксплуатации объектов использования атомной энергии.

Ультразвуковая обработка расплавов металлов. Ультразвуковые колебания, вводимые в расплав, интенсифицируют процесс дегазации, способствуют дополнительному перемешиванию, препятствуют возникновению дендритной ликвации и концентрации неметаллических включений на границах зерен, что положительно влияет на формирование однородной структуры металла в процессе кристаллизации. Одним из эффективных вариантов воздействия является для обработки расплава меди при производстве катанки методом вертикальной вытяжки по технологии Upcast. Оборудование устанавливается на наружную трубу узла кристаллизации передает ультразвуковые колебания частотой 22 кГц. (Рис. 15)

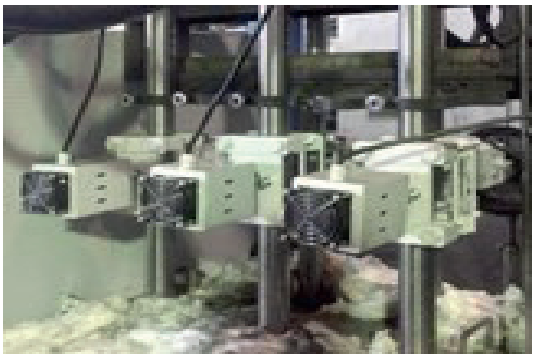


Рисунок 15 – Схема размещения ультразвуковых преобразователей на кристаллизаторе

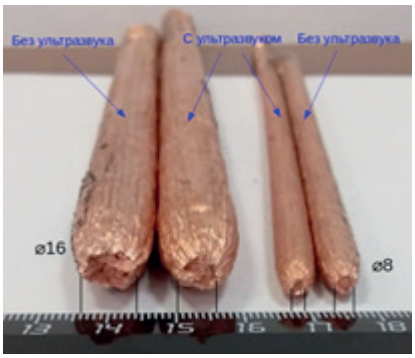


Рисунок 16 – Образцы медной катанки после испытания на растяжение

Основный эффект от применения ультразвуковой обработки, как это видно из Рис. 16, состоит в увеличении относительного сужения площади поперечного сечения после разрыва. Из этого следует, что локальная пластичность после воздействия ультразвуковой обработки существенно возрастает.

Другое опытное ультразвуковое оборудование «Александра-Плюс», разработанно совместно с ФГУП «ЦНИИчермет им И.П. Бардина», использовалось в кислородно-конвертерном цехе ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» при непрерывной разливке слябовых заготовок из автолистовых сталей в 2009-2011 г. Основные принципы волнового резонансного воздействия для улучшения структуры непрерывнолитых слябов были отработаны в ходе экспериментов. В общем случае ультразвуковая обработка расплавов металлов при разливке в машинах непрерывного литья заготовок или установках непрерывной разливки стали улучшает внутреннюю структуру слитка, повышает качество поверхности благодаря минимизации количества поверхностных дефектов, стабилизирует процесс литья, сокращает расход энергии, увеличивает выход годного продукта. При этом ультразвуковое оборудование по принципу действия значительно проще по сравнению с альтернативными системами (например, электромагнитного перемешивания или динамического мягкого обжатия), позволяющими получить сходные положительные эффекты.

В 2010 г были проведены опытно-промышленные испытания на АО «Московский металлургический заводе «Серп и молот», где был «озвучен» слябовый кристаллизатор для сечения 140х450 мм весом порядка 700 кг. Ультразвук накладывался на внешние стенки и через стальную рубашку охлаждения и слой воды передавался на медные плиты. В данном случае ультразвук позволил уменьшить трение между затвердевшим металлом и стенками кристаллизатора, что в свою очередь привело к улучшению качества поверхности сляба и уменьшению усилия вытягивания, а, следовательно, к уменьшению потребляемой электроэнергии и продлению срока службы плит.

Ультразвуковое просеивание. Ультразвуковые колебания, создаваемые ультразвуковым излучателем на сите побуждают обрабатываемый порошок и ситовую поверхность производить большее число колебаний, тем самым препятствуют слипанию, оседанию, забиванию ячеек и другим факторам засорения сита, улучшая при этом эффективность просеивания. Также ультразвук позволяет снижать трение между частицами порошка и ячейками ситовой ткани, тем самым ускоряя процесс прохождения частиц сквозь нее. Ультразвуковые колебания значительно интенсифицируют процесс просеивания, за счет более высокой частоты колебаний и составляет от 20 до 40 кГц, что превышает частоту традиционных вибромоторов

более чем в 10 раз. Александра-Плюс успешно поставляет комплекты ультразвукового оборудования для применения в машинах с традиционными вибромоторами, а так же с применением только ультразвуковых колебаний, в том числе для рассева тонкодисперсننых металлических порошков в среде инертного газа для защиты их от воздействия атмосферы цеха.

Варианты исполнения систем ультразвукового рассева представлены на Рис.17. Вибросито с ультразвуком модели Alexpulse HO-438 поставлено для АО «ВНИИХТ» и АО «НИКИЭТ», установка рассева и система генерации ультразвука модели Alexpulse HO-510 поставлена АО «НЗХК».

Alexpulse HO-438

Alexpulse HO-510

Alexpulse HO-520

Рисунок 17 – Варианты исполнения систем ультразвукового рассева

Система ультразвукового рассева металлических порошков в среде инертного газа Alexpulse HO-520 является опытной и проходит стендовые испытания. Данная установка оснащена такими функциями как: защитная инертная атмосфера (аргон или азот), контролируемый уровень содержания кислорода; сито из нержавеющей стали, непрерывное и импульсное ультразвуковое воздействие, вибропривод для сброса отсева с поверхности сита.

Приведенные примеры разнообразного оборудования, поставленного нашей компанией, доказывают эффективность применения ультразвука при разделении порошков на фракции. Все больше предприятий применяет оборудование для разделения сыпучих материалов с наложением ультразвуковых колебаний на поверхности сита, что позволяет интенсифицировать процесс рассева, предотвратить засорение ячеек сита, снизить трение.

СОДЕРЖАНИЕ

Құрметті конференцияға қатысушылар!.....3
Уважаемые участники конференции!.....4
Dear participants of the conference!.....5

Ульянин Ю.А., Бойцов А.В.
МИРОВАЯ УРАНОВАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ: СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ.....6
Жарменов А.А.
НАУКА И ТЕХНОЛОГИИ – ОСНОВА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ.....12
Ульянин Ю.А., Бойцов А.В.
СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ УРАНА
ГК «РОСАТОМ» ЗА РУБЕЖОМ.....14
Andreas Pautz, Robert Eichler, Didier Gavillet, Nicholas P. van der Meulen
RADIONUCLIDE PRODUCTION AND SEPARATION TOWARDS MEDICAL APPLICATION
AT PAUL SCHERRER INSTITUTE.....17

РАЗДЕЛ I
ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГОРНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Асирбек Н.А
СРАВНИТЕЛЬНАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ГЕОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СВОЙСТВ
РАЗРЕЗА НА ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ
(НА ПРИМЕРЕ АКДАЛА-МЫНКУДУК).....22
Кенжетаев Ж.С., Абдрахманов Н.Н., Алтайбаев Б.Т.
ПОДБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ
ХАРАКТЕРИСТИК РУД СКВАЖИННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА.....28
Мушрапилов А.А., Жасымбеков Б.Е., Хазов Р.В., Латыпова Ю.А., Султанбеков С.А.
СТУПЕНЧАТОЕ ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН ПРИ ПОДЗЕМНОМ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ.....36
Абдулалиева Л.Н., Шагарова Л.В.
ВОЗМОЖНОСТИ ОБЛАЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ GEE ДЛЯ МОНИТОРИНГОВЫХ
ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ.....38
Оловов Х.Х., Омаров А.Е., Мусаев Р.А., Мусаев А.М.
ЭЙСИТЫ ГОР КАРАТЮБЕ ИСТОЧНИКИ РАДИОАКТИВНОЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ
УЛУС-ДЖАМСКОГО ПРОГИБА (ЗАПАДНЫЙ УЗБЕКИСТАН).....42
Хасанов Ж.Т., Назаров В.Ф., Ахадов Х.Р., Мирходжаев Б.И., Сапаров А.Б.
НЕТРАДИЦИОННЫЕ ТИПЫ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАК НАДЕЖНЫЙ РЕЗЕРВ
ВОСПОЛНЕНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН.....49
Артыкова Ж.К., Бейсенбаев О.К., Иса А.Б.
ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ ПОЛИМЕРНЫХ
МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ.....55
Atakulov L.N., Haydarov Sh.B., Usmonov M.Z., Elbekov J.U.
THEORY OF FORCES INFLUENCING THE PROCESS OF EXCAVATOR BUCKET OPERATION.....63
Орынбек А.
ПРОВЕДЕНИЕ МОНИТОРИНГОВЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ В РАМКАХ ОХРАНЫ ПОДЗЕМНЫХ
ВОД ШУ-САРЫСУСКОЙ И СЫРДАРЬИНСКОЙ УРАНОВОРУДНЫХ ПРОВИНЦИЙ.....66
Разуваева Т.В., Светлакова К.Р., Калыкова Г.М., Никитина Ю.Г.
ВОЗМОЖНОСТИ 3D-МОДЕЛИРОВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА
ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ПРОЦЕССА ДОБЫЧИ УРАНА МЕТОДОМ ПСВ.....70
Брехт А.А., Вятченникова Л.С., Жондиллаева М.С., Мусабаев С.Р., Раисов Б.Б., Чистилин П.Е.
ВЛИЯНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СОДЕРЖАНИЙ УРАНА В РУДАХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННОГО ТИПА НА ПРОЦЕСС ПСВ.....77

Редько А.В., Волненко М.П., Кондрачуков М.А., Гайнуллин Д.Р.
РАЗРАБОТКА И ИЗГОТОВЛЕНИЕ КОМПЛЕКСНОГО СКВАЖИННОГО ПРИБОРА, СОВМЕЩЕННОГО С ИНКЛИНОМЕТРОМ И КАВЕРНОМЕРОМ КСП-ГК-60ИК.....82
Редько А.В., Гайнуллин Д.Р., Демехов Ю.В., Истратов В.А., Копбаева М.П.
ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАДИОВОЛНОВОЙ ГЕОИНТРОСКОПИИ МЕЖСКВАЖИННОГО ПРОСТРАНСТВА «4D РВГИ» В ТОО «СП «ИНКАЙ» ДЛЯ МОНИТОРИНГА ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА.....86
Светлакова К.Р., Ненашев Д.В., Разуваева Т.В., Мырзабек Г.А.
МОДЕЛИРОВАНИЕ ЛИТОЛОГИЧЕСКИХ РАЗНОСТЕЙ И ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ ОРУДЕНЕНИЯ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ УРАНА ГИДРОГЕННОГО ТИПА С ПРИМЕНЕНИЕМ РАДИАЛЬНЫХ БАЗИСНЫХ ФУНКЦИЙ.....92
Shirin L.N., Inyutkin I.V., Herasymenko A.O.
PROBLEMS AND PROSPECTS OF SELF-PROPELLED DELIVERY EQUIPMENT USE IN TERMS OF URANIUM DEPOSIT DEVELOPMENT.....98
Оразбек Н.Ә., Шуриев Т.Х., Садырбаев Ж.А.
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ И МАТЕРИАЛОВ ПРИ ДОБЫЧЕ УРАНА НА УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ».....104
Шылбатыр А.А., Хорошайло Д.В., Досатов Т.И.
ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТОДОВ РЕГЕНЕРАЦИИ И ИНГИБИРОВАНИЯ ГИПСА В РУДОНОСНОМ ПЛАСТЕ, ВОЗНИКАЮЩЕГО В РЕЗУЛЬТАТЕ ХИМИЧЕСКОЙ КОЛЬМАТАЦИИ, ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПСВ.....107
Сейтжанов А.К., Шуриев Т.Х., Садырбаев Ж.А., Зайцева О.А., Оразбек Н.Ә.
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ОБВЯЗОЧНЫХ РАБОТ НА УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ».....111
Alibek Abeuov, George Mathews, Antoine Dillinger, Milovan Fustic
THE ABUNDANCE OF MUSCOVITE IN URANIUM BEARING PALEOCENE-EOCENE STRATA: PRELIMINARY CHARACTERIZATION AND SEDIMENTOLOGICAL SIGNIFICANCE, CHU SARISU BASIN, SOUTHERN KAZAKHSTAN.....115
Cuney Michel, Mercadier Julien, Bonnetti Christophe
A NEW CLASSIFICATION OF SANDSTONE-RELATED URANIUM DEPOSITS.....117
Milovan Fustic, Antoine Dillinger, Emmanuelle Chanvry, Assemgul Imantayeva, Chingis Irkitbayev, Yerlibek Bolat, Alexia Proanec, Alibek Abeuov, Santiago David Veintimilla Vela, Saltanat Gabdulina, Randy Hazlett
DEPOSITIONAL MODELS AND RESERVOIR ARCHITECTURE OF URANIUM BEARING PALEOCENE-EOCENE STRATA, NEW INSIGHTS FROM CORES, LOGS, AND INNOVATIVE WORKFLOW, SOUTH TORTKUDUK, SOUTHERN KAZAKHSTAN.....119
Абсаметов М.К., Муртазин Е.Ж., Шагарова Л.В.
ОЦЕНКА ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА АРТЕЗИАНСКИХ БАССЕЙНОВ ЗАПАДНОГО И ЮЖНОГО КАЗАХСТАНА.....120
Флеров И.А., Осипов С.В., Арыстанбаев Я.У.
ИЗУЧЕНИЕ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА.....126
Диракка А., Волненко М.П., Редько А.В., Павлов К.А., Гафаров Т.А.
РАЗРАБОТКА, ИЗГОТОВЛЕНИЕ И ОПЫТНАЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ УСТАНОВКИ ДЛЯ СБОРА И УТИЛИЗАЦИИ РАСТВОРОВ С ОСВОЕНИЯ СКВАЖИН В ТОО «СП «ИНКАЙ».....132
Н.А. Асирбек
ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ДАННЫХ КНД-М С ОДНОВРЕМЕННЫМ ГК НА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГИДРОГЕННОГО ТИПА.....136
Иванов А.Г., Гладышев А.В., Арсентьев Ю.А., Соловьев Н.В., Назаров А.П., Иванов Д.А.
ОСЕВАЯ УСТОЙЧИВОСТЬ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ КОЛОНН ИЗ ПОЛИМЕРНЫХ ОБСАДНЫХ ТРУБ И СПОСОБЫ ЕЕ СОХРАНЕНИЯ ПРИ СООРУЖЕНИИ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН СПВ УРАНА.....140

Иса А.Б., Бейсенбаев О.К., Ахмедов У.К., Мадыбекова Г.М., Артыкова Ж.К.
МОДИФИЦИРОВАННЫЙ ПОЛИАКРИЛАМИД В ПРИСУТСТВИИ ХЛОПКОВОГО СОАПСТОКА И ГЛИЦЕРИНА ДЛЯ ВЫТЕСНЕНИЯ НЕФТИ.....152
Нурабаева А.Б.
ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ И ГЕОХИМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПРИ ПОИСКАХ И ОЦЕНКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА В ПАЛЕОРУСЛАХ.....161
Рожков С.С., Колпаков Г.А., Салтыков А.С.
ЭКСПРЕССНОЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ УРАНОВЫХ РУД ДЛЯ ОЦЕНКИ ВОЗМОЖНОСТИ ОТРАБОТКИ ИХ СПОСОБОМ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.....167
Субботин С.Б., Актаев М.Р., Тоқтағанов Т. Ш., Супрунов В.И.
ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДОВ ИЗОТОПНОЙ ГИДРОГЕОЛОГИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.....174
Толыбаева А.А., Маджара Е.О., Редько А.В.
ОПРЕДЕЛЕНИЕ УРАНА В КЕРНОВЫХ ПРОБАХ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА ТОО «СП «ИНКАЙ»....179
Миносьянц А.Р., Суворов А.В., Кузьмин Л.А.
ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ В РФ МЕТОДА КНД-М ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА СКВАЖИННЫМ ПОДЗЕМНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ.....183
Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б., Манер А.Н.
ЭКСПРЕСС-РАЗРАБОТКА ПРОЕКТОВ РАЙОНИРОВАНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРНЫХ И ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ ПО КАТЕГОРИЯМ ОБЛЕГЧЕННОЙ БУРИМОСТИ И ОБЛЕГЧЕННОЙ ВЗРЫВАЕМОСТИ РУД И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИХ ИНДИВИДУАЛЬНОГО ПАСПОРТА ДЛЯ КАЖДОЙ КАТЕГОРИИ С ЦЕЛЬЮ СОКРАЩЕНИЯ ЗАТРАТ НА ИХ ОТБОЙКУ В РАЗМЕРЕ 20% И ВЫШЕ.....186
Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б., Манер А.Н.
ПРОГНОЗИРОВАНИЕ И ПРЕВЕНЦИЯ ГОМОГЕННЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ КАТАСТРОФ НА ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ КАРЬЕРАХ (НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ).....194
Седышев С.А.
ПЕРСПЕКТИВЫ РАСШИРЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РУДНИКА ПСВ «ЗАРЕЧНОЕ».....200
Битимбаев М.Ж., Кунаев М.С., Парилов Ю.С.
ВОЗМОЖНОСТИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЧЕЛОВЕЧЕСТВА НЕИСЧЕРПАЕМЫМИ ЗАПАСАМИ МЕТАЛЛОВ.....201
Алтынбек А.Д., Карамендин Е.Д., Даулетин Е.М.,
ПРИМЕНЕНИЕ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ В СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ БЛОКОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ УРАНА «СЕМИЗБАЙ».....207

РАЗДЕЛ II
ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНА

Дуленин А.П., Березовский А.В., Принзин Н.А., Пирматов А.Э., Копбаева М.П., Сайдуллаева С.А., Бердыхалых А., Амагов Х.Р., Тимаков А.С.
ПОЛУЧЕНИЕ ЗОУ СПОСОБОМ АММИАЧНОГО ОСАЖДЕНИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ».....210
Дуйсебаев Б.О., Полиновский К.Д.
ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ПСВ УРАНА ПУТЕМ СУЛЬФИРОВАНИЯ ПЛАСТОВОЙ ОРГАНИКИ СЕРНИСТОЙ КИСЛОТОЙ.....214
Омаров А.Е., Мырзабек Г.А., Мухамеди М.Е.
РАЗРАБОТКА ИННОВАЦИОННОГО КОМБИНИРОВАННОГО МЕТОДА РЕГЕНЕРАЦИИ СКВАЖИН ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА.....222
Хасанов Ж.Т., Назаров В.Ф., Урдабаев Н.Э., Сапаров А.Б., Ахадов Х.Р., Мирходжаев Б.И.
РАЗВИТИЕ УРАНОВОЙ ОТРАСЛИ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН: ИСТОРИЯ ОБРАЗОВАНИЯ, РАЗВИТИЯ И ЗАВТРАШНИЕ ПЕРСПЕКТИВЫ.....226

Данилов А.А.
ПРОВЕДЕНИЕ ОПЫТА ПО ДОЗАКИСЛЕНИЮ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ЯЧЕЕК НА БЛОКАХ С ВЫСОКОЙ СТЕПЕНЬЮ ОТРАБОТКИ (С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ 85% И ВЫШЕ).....234
Муканов Е.Ж., Алтынбек А.Д., Бектай Е.К., Турысбекова Г.С., Шидерин Б.Н., Бектаев М.Е.
БИОАКТИВАЦИЯ РАСТВОРА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ДЛЯ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА.....237
Тюлюбаев З.М., Копбаева М.П., Смайлов Е.К., Пирматов А.Э., Лексин А.М., Мырзакулов Н.Д., Карпенко В.Ю., Елемесов Т.Б., Принзин Н.А., Леонова Л.А.
КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ УРАНА В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕМБРАННЫХ МЕТОДОВ.....242
Ержанов К.Б.
ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫХ ЗАПАСОВ НА СТАДИИ ДОРАБОТКИ БЛОКА (НА ПРИМЕРЕ УРАНОВОГО МЕСТРОЖДЕНИЯ).....246
Жансугуров Д.О., Курмашев А.Д.
МОДЕРНИЗАЦИЯ КОЛОНН СДК-1,5М: РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ.....254
Вахненко В.В., Кузьмин К.А., Болтанов А.В., Гофман А.А., Варывдин Ю.В., Демидов С.Н., Гусакова Г.В.
ОПЫТ ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УРАНСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ В АО «УМЗ».....255
Кононов А.В., Принзин Н.А., Джемисова М.У.
СПОСОБ ОЧИСТКИ УРАНОВОГО КОНЦЕНТРАТА ОТ СОЕДИНЕНИЙ ФОСФОРА.....261
Алтынбек А.Д., Кадирбеков К.А., Кадирбеков А.К., Батырбаев М.С., Кузембаев Н.Ж.
ИЗУЧЕНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ОТРАВЛЯЮЩИХ ИОНИТ-ПРИМЕСЕЙ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ГЕНЕРАТОРОВ С ИЗЛУЧАТЕЛЯМИ ПРИ СЕРНОКИСЛОТНОЙ ДЕСОРБЦИИ УРАНА В УСЛОВИЯХ ЦППР РУДНИКА «СЕМИЗБАЙ».....270
Буленова К.Ж., Фоменко А.С.
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРИМЕНЕНИЯ МИКРОСЕТЧАТЫХ АНИОНИТОВ НА РУДНИКЕ «ЦЕНТРАЛЬНЫЙ МЫНКУДУК».....276
Аликулов Ш. Ш., Раббимов Х.Т.
ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСТВОРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА.....279
Антонов Д.С.
ИССЛЕДОВАНИЕ ИОНИТОВ ГЕЛЕВОЙ СТРУКТУРЫ И ВОЗМОЖНОСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ УРАНА.....286
Бердихалых Т., Мырзабек Г. А., КиселевМ.А.
ФОСФОЛИПИДТЕРДІҢ ЛИПИДТІК ҚАУАТТЫ ҚҰРЫЛЫСЫН СИНХРОТРОНДЫ РЕНТГЕНДІК ДИФРАКЦИЯ КӨМЕГІМЕН АНЫҚТАУ.....293
Жандаров Р.А.
ИССЛЕДОВАНИЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ПРОЦЕССА ДЕНИТРАЦИИ АНИОНИТА НА УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ.....298
Накатаев М., Любченко Д., Матиниер К., Букенов А., Ашимов Н., Кобжанов А., Жолымбаева Е.
ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ НАСЫЩЕНИЯ СМОЛЫ НА УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД НИТРАТОВ.....305
Мырзаханов М.М., Утелбаева А.Б., Утелбаев Б.Т., Сулейменов Э.Н.
МИКРОСТРУКТУРА РАСТВОРОВ: ПРОБЛЕМЫ КОРРОЗИ.....310
Салкынбаев М.Б., Калымбетов Ж.Ж., Сейдахметова Н.М., Машрапин Т.Ж.
УЛУЧШЕНИЕ ПРОЦЕССА ДЕНИТРАЦИИ В КИ-2000 ФИЛИАЛА «ИРКОЛЬ».....313
Кондруцкий Д.А., Чистов Д.Л., Шарипова А.А., Искалиев Д.В., Пискунов И.В., Панкин А.А.
ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ ИОНООБМЕННЫЕ СМОЛЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СОЕДИНЕНИЙ УРАНА ИЗ РАСТВОРОВ.....317
Букенов А.
МЕМБРАННАЯ НАНОФИЛЬТРАЦИЯ ТОВАРНОГО УРОНОВОГО ДЕСОРБАТА.....318

Алдабергенов Н.Н.
СТАТУС РЕАЛИЗАЦИИ ДОЛГОСРОЧНОГО ПЛАНА ОПТИМИЗАЦИИ РЕМОНТНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ НА СКВАЖИНАХ ПСВ ТОО «РУ-6».....321
Ахатаев Е.А.
ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕВООРУЖЕНИЕ КОТЕЛЬНЫХ УСТАНОВОК ВАХТОВОГО ПОСЕЛКА ТОО «КАРАТАУ».....325
Айдуйсенов Б.А.
РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ПРОДУКТА ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ДО ПОЛУЧЕНИЯ ТОВАРНОГО ДЕСОРБАТА НА ОСНОВЕ РАСЧЕТОВ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ В ЦППР РУДНИКА «ХОРАСАН-1».....334
Нуранбаева Б.М., Берикболов С.Б.
ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ОТХОДОВ УРАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ОТРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ КАРЬЕРОВ.....337
Бахир В.М., Бучихин Е.П., Карпенко В.Ю., Козлов И.В., Копбаева М.П., Милютин В.В., Нуралиев Г.О., Принзин Н.А., Сагандыков С.А., Тимаков А.С.
ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ АКТИВАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНА.....341
Hocquet S., Toubon H., Bolat Y., Dorofeyev D., Omirgali A.K., Burkurmanov B.B.
A NEW SCIENTIFIC COLLABORATION BETWEEN ORANO MINING AND KAZATOMPROM FOR TAKING OF THE NEXT CHALLENGES OF ISR TECHNOLOGY FOR URANIUM MINING.....349
Кадирбеков К.А., Алтынбек А.Д., Айдарова С.Б., Газизов А.Д., Даулетбеков А.
СПОСОБ БЕЗРЕАГЕНТНОГО СНИЖЕНИЯ КИСЛОТНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕРЕДЕЛАХ, С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ВОЗВРАТА КИСЛОТЫ В ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЦИКЛ ПРЕДПРИЯТИЙ.....350
Бишимбаева Г.К., Налибаева А.М., Гусарова Н.К., Верхотурова С.И., Сайдуллаева С., Болд А., Жанабаева А.К,, Абдикалыков Е.Н.
ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ФОСФОРОРГАНИЧЕСКИЕ ЭКСТРАГЕНТЫ УРАНА И СОПУТСТВУЮЩИХ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ.....356
Тимаков А.С., Копбаева М.П., Принзин Н.А., Кумарбекова А.Т., Буленова К.Ж.
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА С АНИОНИТА.....360
Адамовский Я.А., Баталов Е., Бодунов А.А., Ganbold N., Ибраев Б.М., Кашафутдинов И.В.
МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА КОМПАНИИ «ГУРВАНСАЙХАН» В МОНГОЛИИ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНО-ДОБЫЧНЫХ РАБОТ.....368

РАЗДЕЛ III
ТЕХНОЛОГИИ И АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ДОРЕАКТОРНОГО ЯДЕРНО-ТОПЛИВНОГО ЦИКЛА, КОНВЕРСИЯ, ПРОИЗВОДСТВО ЯТЦ

Jorshan Choi
CHALLENGES TO THE URANIUM INDUSTRY AS THE MOST IMPACTFUL DRIVER IN A CHANGING NUCLEAR-ENERGY LANDSCAPE FOR SMALL MODULAR REACTORS.....374
Гузеев В.В., Дуйсебаев Б.О., Гузеева Т.И., Зеличенко Е.А.
ВОЗМОЖНЫЕ СПОСОБЫ ДЕНИТРАЦИИ УРАНИЛ НИТРАТА.....380
Кузьмин К.А., Болтанов А.В., Козионов М.А., Кылышканов М.К., Гусакова Г.В.
ВКЛАД АО «УМЗ» В УКРЕПЛЕНИЕ РЕЖИМА ЯДЕРНОГО НЕРАСПРОСТРАНЕНИЯ.....383
Каренгин А.Г., Новоселов И.Ю., Тихонов А.Е., Кузнецова А.А.
ПЛАЗМОХИМИЧЕСКИЙ СИНТЕЗ И ИССЛЕДОВАНИЕ НАНОСТРУКТУРНЫХ ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ, ИМИТИРУЮЩИХ УРАН-ТОРИЕВОЕ ДИСПЕРСИОННОЕ ЯДЕРНОЕ ТОПЛИВО.....387

Каренгин А.Г., Каренгин А.А., Новоселов И.Ю., Иванов К.С.
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ ПЛУТОНИЙ-ТОРИЕВОГО ДИСПЕРСИОННОГО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА.....391
Каренгин А.Г., Бельков Д.М., Н.И. Головков, С.Ю. Кузнецов, И.Ю. Новоселов,
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ УРАНОВОГО ДИСПЕРСИОННОГО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА.....396
Каренгин А.Г., Каренгин А.А., Новоселов И.Ю., Расторгуев В.И.
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ОКСИДНЫХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ УРАН-ПЛУТОНИЕВОГО ДИСПЕРСИОННОГО ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА.....401
Козловский А.Л.
СИНТЕЗ И ХАРАКТЕРИЗАЦИЯ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ЛИТИЕВЫХ КЕРАМИК – МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ БЛАНКЕТОВ ТЕРМОЯДЕРНЫХ РЕАКТОРОВ.....407
Пастухова И.А., Грот А.Н.
УЛЬТРАЗВУКОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИ ПРИ ФАБРИКАЦИИ ЯДЕРНОГО ТОПЛИВА.....411
Рудников А.И.
ОБРАЩЕНИЕ С ОБОРОТНЫМИ ПРОДУКТАМИ КОНВЕРСИОННОГО ПРОИЗВОДСТВА.....415
Садиков И.И., Рахимов А.В., Садикова З.О., Рузметова Ф.А.
НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННЫЙ АНАЛИЗ ЧИСТОГО УРАНА И ЕГО СОЕДИНЕНИЙ.....416
Симаков И.Г., Лебедев Н.М.
ОПЫТ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ В АТОМНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....422

СБОРНИК ТРУДОВ

X ЮБИЛЕЙНОЙ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ, ПОСВЯЩЕННОЙ 25-ЛЕТИЮ АО «НАК «КАЗАТОМПРОМ» И 20-ЛЕТИЮ ТОО «ИНСТИТУТ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ»

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ УРАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

24–26 ноября 2022 г.

https://uranconference.kz

Часть 1

Ответственный за выпуск Скуратова Ирина Михайловна

Компьютерный дизайн и верстка Жадыранова Гульнур Даутбековна

Подписано в печать 22.11.2022 г.
Формат 60x84 $^{1}/_{16}$. Бумага тип. Уч.-изд.л. 27,5 Тираж 300 экз.
Заказ №184

Издательский центр КБТУ, Алматы, ул. Толе би, 59