ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»

На правах рукописи

ПОДРЕЗОВ Денис Рустамович

Разработка и идентификация моделей оценки запасов рудника подземного скважинного выщелачивания урана

Специальность 05.13.01 – Системный анализ,
управление и обработка информации
(промышленность)

Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель
проф., д.т.н. Гончаренко С.Н.

Москва 2021

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ……. 4

1.ПРОБЛЕМЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ УПРАВЛЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БЛОКОВ РУДНИКА ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ…… 9

1.1. Теоретико-информационный анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана на месторождении методом подземного скважинного выщелачивания……. 9

1.2. Формализованная постановка задачи управления основными показателями функционирования технологического блока рудника подземного скважинного выщелачивания…….. 16

Выводы по главе 1……..... 40

2.ИССЛЕДОВАНИЕ СИСТЕМНЫХ СВЯЗЕЙ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО БЛОКА И РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ НА ОСНОВЕ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ДАННЫХ……. 41

2.1. Разработка информационной модели эксплуатации технологических скважин и оценка эволюции запасов в процессе отработки блоков месторождения ……. 41

2.2. Формирование стохастической факторной системы геофизических данных и разработка критериев оценки вариантов подсчета запасов технологического блока ……. 56

Выводы по главе 2…….. 71

3.МЕТОДЫ И МОДЕЛИ ИДЕНТИФИКАЦИИ И ДВИЖЕНИЯ ВСКРЫТЫХ И ГОТОВЫХ ЗАПАСОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БЛОКОВ РУДНИКА ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ 73

3.1. Сравнительно-сопоставительный анализ методов идентификации запасов технологического блока и оценка качества и достоверности

данных при ведении разведочных и горно-подготовительных работ на месторождении……. 73

3.2. Статистическое определение законов площадного распределения коэффициента радиоактивного равновесия и корреляционный анализ показателей бортовых кондиций…… 94

3.3. Моделирование показателей функционирования и подсчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана…….. 106

Выводы по главе 3…… 120

4. РАЗРАБОТКА ПРОБЛЕМНО-ОРИЕНТИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЯМИ ТЕХНОЛОГИЧЕКИХ ПРОЦЕССОВ РУДНИКА ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА…… 123

ЗАКЛЮЧЕНИЕ…….……. 137

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ ……..... 139

Приложение А……. 155

Приложение Б……. 162

Приложение В……. 165

Приложение Г……. 167

Приложение Д……. 171

Приложение Е……. 172

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Задачи непрерывного поиска производственных резервов, факторов повышения эффективности, оптимизации расходов на добычу и расширение минерально-сырьевой базы горнодобывающего предприятия становятся как никогда актуальными в сложившихся на сегодняшний день негативных тенденциях на мировом рынке уранового сырья. Одним из путей сохранения своих позиций для предприятия является непрерывное развитие минерально-сырьевой базы месторождения и обеспечение необходимых объемов вскрытых и готовых к отработке запасов.

Однако, в сложившихся условиях рудник подземного скважинного выщелачивания столкнулся с несколько нестандартной проблемой, заключающейся в наличии на большинстве технологических блоков переизвлечения вскрытых запасов, зафиксированного как в настоящее время, так и ожидаемого по прогнозным экспертным расчетам.

Анализ такого состояния свидетельствует о наличии системной тенденции недооценки вскрытых запасов, приводящей к появлению аномально низких коэффициентов обеспеченности и завышению коэффициентов по вскрытию, что в свою очередь, влияет непосредственно на показатели проектного извлечения и уровень производственной себестоимости.

Проведенные исследования были направлены на выяснение закономерностей и основных причин несоответствия расчетных объемов вскрытых запасов фактической добыче, а также определение потенциальных возможностей укрепления минерально-сырьевой базы и повышение эффективности функционирования рудника подземного скважинного выщелачивания. В этой связи системный анализ производственных факторов, определяющих причины эксплуатационного переизвлечения урана и недооценки запасов на технологических блоках является одним из направлений поиска эффективных управленческих решений укрепления ресурсной базы предприятия и увеличения ее капитализации.

Таким образом, идентификация объемов вскрытых запасов на основе ретроспективного анализа геофизической информации на технологических блоках рудника подземного скважинного выщелачивания урана является актуальной научной и практической задачей.

Целью работы является повышение эффективности и интенсификация отработки технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания на основе выявления и анализа закономерностей несоответствия результатов геологоразведочных работ на месторождении и показателей технологического вскрытия рудной залежи.

Идея работы заключается в получении достоверных сведений о запасах урана на технологических блоках рудника на основе разработанных методов и моделей переинтерпретации геофизических данных с изменением и коррекцией радиологических параметров морфологических элементов рудной залежи.

Новизна научных исследований заключается в следующем:

Установлены корреляционные зависимости между показателями вскрытых запасов на блоках месторождения, объемом горнорудной массы, извлечением металла, средней концентрацией металла в растворе и технологическими параметрами выщелачивающих растворов;

Проведен корреляционный анализ показателей бортовых кондиций и получены зависимости бортовой массовой доли радия на границах рудных интервалов от средней массовой доли радия для различных морфологических элементов рудной залежи;

Определены законы распределения горнорудной массы, запасов урана и мощностей рудных интервалов на технологических блоках месторождения, позволяющие определить структуру и соотношения параметров блоков, находящихся на определенной стадии отработки запасов;

Определены законы площадного распределения коэффициента радиоактивного равновесия для разведочных и технологических скважин с керновой аналитикой для различных морфологических элементов рудной залежи, позволяющие выявить значимые корреляционные зависимости данного

коэффициента от средней массовой доли радия и среднего значения мощности рудных интервалов;

Проведено формирование стохастической факторной системы геофизических данных, позволившей сформировать исходное множество оценочных критериев для подсчета запасов технологического блока и на основе экспертно-моделирующих процедур получить упорядоченную последовательность их значимости.

Задачи:

Теоретико-информационный анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана методом подземного скважинного выщелачивания;

Разработка информационной модели эксплуатации технологических скважин и формализация задачи управления основными показателями функционирования технологического блока;

Разработка методики идентификации вскрытых запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания, включающей:

- методы определения типов границ рудных интервалов, интерпретации и корректировки рудной мощности, оценки бортовых кондиций, группировки сближенных скважин;
- зависимости коэффициента радиоактивного равновесия от средней массовой доли радия, содержания металла в рудном интервале и расчет метропроцента;
- процедуру формирования исходного множества вариантов подсчета запасов технологического блока и оценочных критериев переинтерпретации геофизических данных;
- методы решения задачи выбора варианта расчета запасов по сформированной совокупности оценочных критериев;
- модели оценки показателей функционирования и переоценки запасов технологических блоков рудника;
- модель определения ресурсного потенциала и развития минерально-сырьевой базы месторождения.

Разработка проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания урана, позволяющей реализовать функции планирования добычи по технологическим блокам рудника и формирования производственной программы развития технологического полигона на основе полученных модельных вариантов вскрытых запасов.

Методы исследования включают системный, факторный и статистический анализ геофизических данных технологического полигона, теорию принятия решений, математическое моделирование показателей геотехнологий, теорию вероятностей, теоретико-информационный анализ деятельности горнопромышленного предприятия.

Научные положения:

Сформирована структура предпочтений оценочных критериев и решена многокритериальная задача выбора варианта расчета запасов, позволяющая определить показатели переоценки запасов технологических блоков рудника и ресурсный потенциал развития минерально-сырьевой базы месторождения.

Выявлены корреляционные взаимосвязи коэффициента радиоактивного равновесия для различных морфологических элементов рудной залежи от средней массовой доли радия, позволяющие осуществить процедуру переинтерпретации геофизических данных с изменением и коррекцией радиологических параметров содержания металла, величины рудного интервала и показателей бортовых кондиций.

Созданная методика идентификации вскрытых запасов показала, что определение причин переизвлечения металла при эксплуатационных работах и пересчет вскрытых запасов технологических блоков рудника необходимо осуществлять на основе разработанных методов, сформированных моделей и полученных регрессионных взаимосвязей в структуре геофизических данных для различных морфологических элементов рудной залежи.

Обоснованность и достоверность результатов исследования обеспечивается: репрезентативностью исходных статистических выборок геофизических и технологических данных; корректным использованием в

обработке информации методов математической статистики и теории принятия решений; использованием современного программного обеспечения, оборудования и апробированных методик.

Научная и практическая значимость: разработана методика идентификации вскрытых запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания, которая, в отличии от существующих, в условиях неполноты геологической информации, позволяет повысить точность, надежность и качество интерпретации показателей освоения минерально-сырьевой базы на основе использования выявленных системных взаимосвязей в структуре показателей эволюции запасов месторождения.

Реализация выводов и рекомендаций работы. Основные положения диссертации использованы в АО «Совместное предприятие «Акбастау» (Республика Казахстан) при создании методики идентификации и пересчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана и в АО «Казахстанско-российско-кыргызское совместное предприятие «Заречное» (Республика Казахстан) при разработке проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания, что подтверждается соответствующими актами внедрения.

Апробация работы. Результаты работы докладывались и обсуждались на 4-й конференции Международной научной школы академика К.Н. Трубецкого «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр» (ноябрь, 2020 г.)

Публикации. Материалы диссертации опубликованы в 6 научных работах, в том числе в 4-х изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

Объем и структура диссертации. Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, библиографического списка из 153 наименований и представлена на 175 страницах, включая 48 рисунков, 44 таблицы.

1. ПРОБЛЕМЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ УПРАВЛЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БЛОКОВ РУДНИКА ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1.1. Теоретико-информационный анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана на месторождении методом подземного скважинного выщелачивания

Несмотря на сложившиеся на сегодняшний день негативные тенденции мирового рынка, заключающиеся в снижении спроса и цены на уран, атомная энергетика имеет хорошее будущее и существует потенциальная возможность для производителей урана наращивать его выпуск [49,69,58,130].

В связи со снижением мировых цен на природный уран и ухудшением рыночной ситуации для уранодобывающих предприятий, все добычные компании ведут работы по оптимизации производства и сокращают расходы. При этом, одни компании эффективно внедряют в производство методы и модели снижения производственных затрат, как Cameco, а другие, как Paladin Energy, ведут добычу на рудниках с низкой себестоимостью [91,94,123,131].

Объем добычи урана в пост-фукусимском периоде, несмотря на снижение спроса, из года в год растет, в основном за счет отработки запасов месторождений крупнейших уранодобывающих компаний, что обусловлено стремлением сохранить свою долю на рынке природного урана. Такая тенденция обеспечивается, в первую очередь, развитой минерально-сырьевой базой месторождений. В ожидании улучшения мировой конъюнктуры уранодобывающие компании с незначительными запасами и небольшими объемами добычи вынуждены сокращать объемы своей производственной деятельности [95,107,124,133].

В этой связи, для выполнения поставленных перед уранодобывающим предприятием стратегических целей [146], которые направлены на увеличение стоимости компании, в том числе и за счет актуализации показателей минерально-сырьевой базы месторождения, повышения эффективности, качества и надежности производственной-технологической деятельности, необходимо обеспечение максимально эффективного функционирования предприятия при проведении горно-подготовительных работ, интенсификация процесса добычи, повышение содержаний урана в продуктивном растворе и снижение уровня эксплуатационных затрат [71,111,113,125,126].

С этой целью на первом этапе исследований был проведен всесторонний комплексный анализ технологической схемы отработки запасов урана и выпуска готовой продукции, который позволил выделить следующие основные стадии производственных процессов (рисунок 1.1, А.1, А.2, А.4) [92,100,120,127,137].

Процесс добыча урана на геотехнологическом полигоне состоит из следующих составляющих: подземное скважинное выщелачивания урана (ПСВ) сернокислотными растворами на геотехнологическом полигоне скважин (ГТП); насосный растворопoдъём продуктивных растворов из откачных скважин; сбор продуктивных растворов в технологических узлах приёма (УППР); транспортировка урансодержащих растворов по сборному коллектору в пескоотстойники продуктивных растворов (ПР) основной промышленной площадки рудника ПСВ; подкисление возвратных растворов в технологических узлах приготовления выщелачивающих растворов (УПВР) серной кислотой, подаваемой с расположенного на промышленной площадке рудника ПСВ склада; подача рабочих (выщелачивающих) растворов в закачные скважины добычных полигонов через узлы распределения (УРВР) [141,142,145].

Рисунок 1.1– Укрупнённая технологическая схема промышленной отработки запасов урана на месторождении

Продуктивные растворы с добычных комплексов полигонов скважин поступают на установку цеха переработки продуктивных растворов (ЦППР) перерабатывающего комплекса - основной промышленной площадки рудника ПСВ [121,122]. Основные технологические процессы переработки урансодержащих растворов в ЦППР рудника ПСВ заключаются в следующем (рисунок 1.2) [59,97]: сбор и осветление продуктивных растворов в пескоотстойнике; подача ПР насосами центральной насосной станции (ЦНС) на переработку; сорбционное извлечение комплексных уранил-сульфатных ионов из сернокислых продуктивных растворов; сброс маточников сорбции в пескоотстойник выщелачивающих растворов (ВР); подача возвратных растворов насосами ЦНС на добычной комплекс; регенерация насыщенного ураном сорбента с выпуском продукции в виде урансодержащего товарного десорбата.

Основные звенья технологического цикла ЦППР: сорбционное извлечение комплексных уранил-сульфатных ионов из сернокислотных продуктивных растворов на сильноосновных анионитах марки Amberlit IRA-910 Cl или Ambersep 920 Cl в колоннах СНК-3м; промывка сорбента от механических взвесей маточниками сорбции в колоннах типа ПИК-1600.

Далее происходит регенерация насыщенной ураном ионообменной смолы: донасыщение сорбента оборотными растворами в зонах донасыщения I колонн СДК-1500; донасыщение сорбента частью товарного десорбата в зонах донасыщения II колонн СДК-1500; противоточная нитратная десорбция урана со смолы в зонах десорбции колонн СДК-1500; вывод урансодержащего товарного десорбата из колонн СДК-1500 в сборную ёмкость; промывка отдесорбированной смолы от исходного десорбирующего раствора в зонах отмывки колонн СДК-1500; противоточная денитрация сорбента раствором серной кислоты в колоннах типа ПИК-2000; промывка отрегенерированного сорбента от избыточной кислотности технической водой в отмывочной колонне типа ПИК-2000; загрузка отрегенерированного сорбента в колонны СНК-3м сорбционного отделения ЦППР; сбор товарного десорбата и направление его на дальнейшую переработку на аффинажное производство [19].

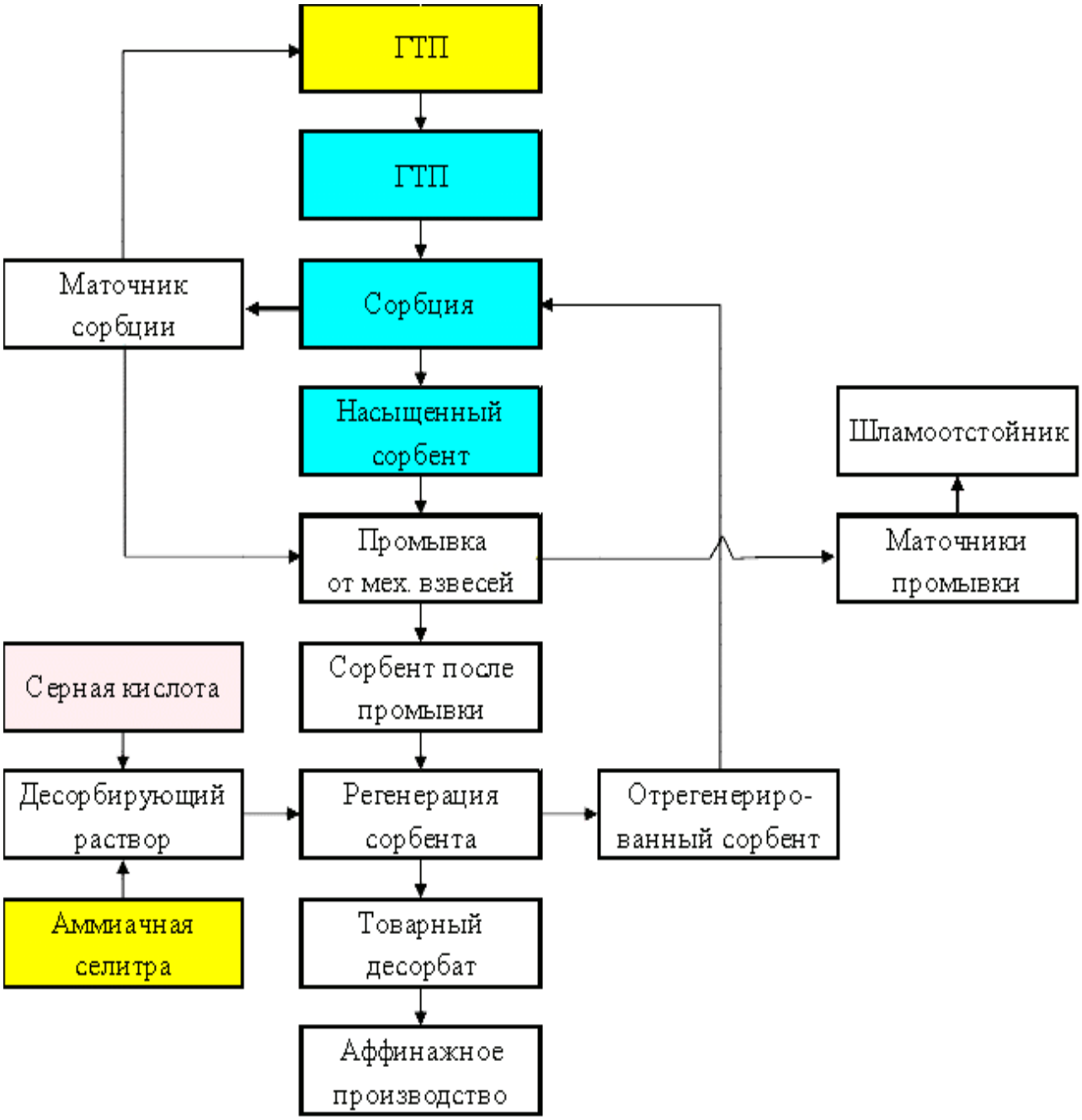


Рисунок 1.2 – Укрупнённая технологическая схема переработки продуктивных растворов ПСВ урана и выпуска продукции в виде урансодержащего товарного десорбата

Проектная производительность перерабатывающей установки ЦППР – 2 000 тонн урана в год в виде товарного десорбата.

Основные показатели работы цеха по переработке продуктивных растворов представлены ниже (таблица 1.1).

Основные звенья технологического цикла аффинажного производства можно разделить на две стадии – очистка товарного десорбата от примесей и осаждение урана из товарного десорбата (рисунок 1.3).

Таблица 1.1 – Основные показатели работы сорбционного отделения цеха переработки продуктивных растворов рудника подземного скважинного выщелачивания

Показатель	Един. измер.	Величина
Объём растворов ПР, поступивших на переработку	тыс. $м^3$	649,1
Состав продуктивных растворов:		
– среднее содержание урана в ПР;	мг/л	303
– pH растворов	pH	2,0
Получено маточников сорбции	тыс. $м^3$	649,1
Получено урана в ПР	кг	197 314
Содержание урана в маточниках сорбции	мг/л	1,1
Получено урана в ВР	кг	714
Коэффициент извлечения урана из ПР	%	99,6
Получено урана в насыщенной смоле (добыча урана)	кг	196 600

Очистка товарного десорбата от примесей включает в себя: окисление 2-х валентного железа в 3-х валентное состояние перекисью водорода; нейтрализация избыточной кислотности товарного десорбата с осаждением железа аммиачной водой в виде гидроокиси; сгущение осадка гидроокиси железа; фильтрация

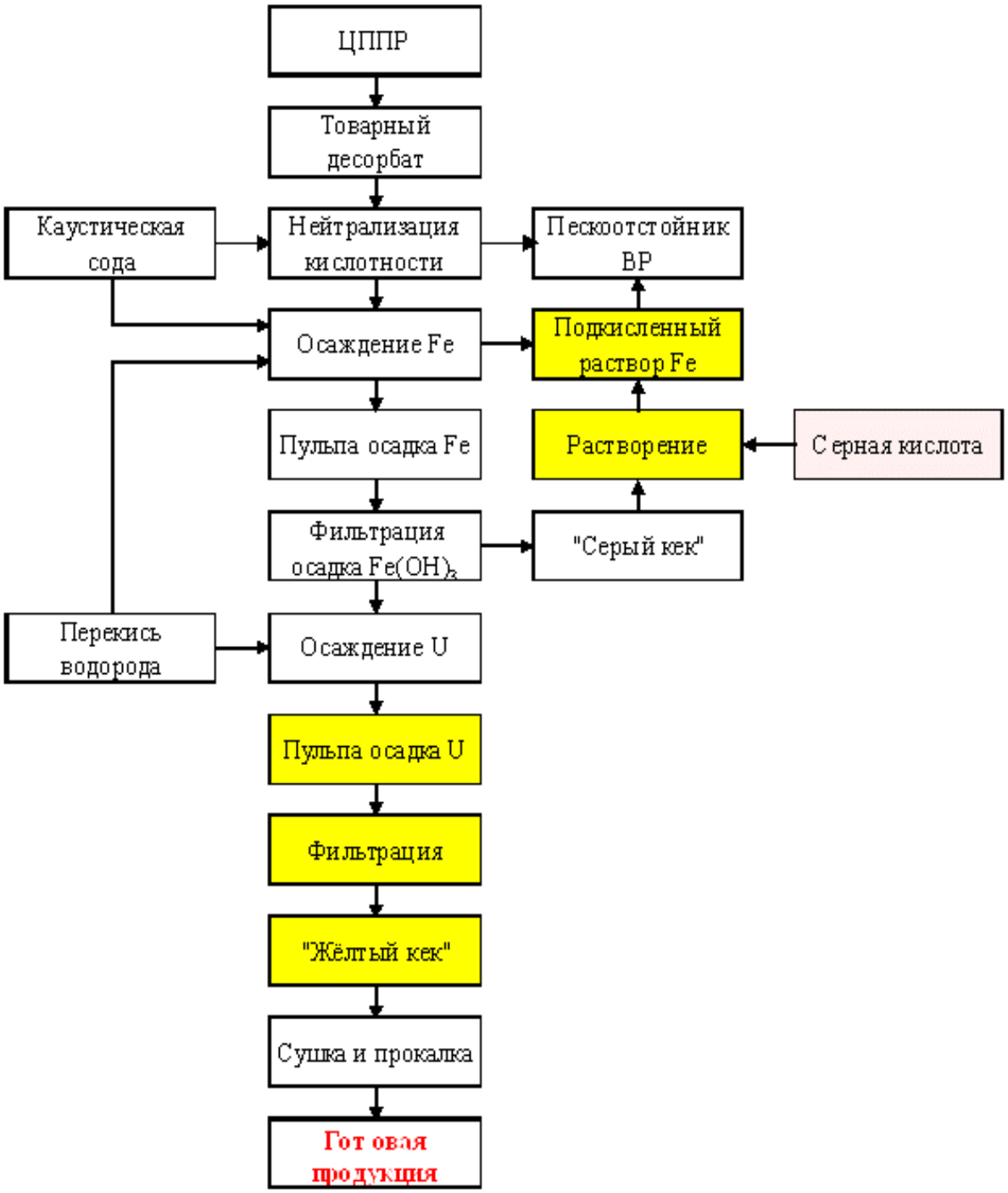


Рисунок 1.3 – Укрупнённая технологическая схема аффинажной очистки товарного десорбата и выпуска готовой продукции в виде закиси-окиси природного урана

сгущённой части осадка гидроокиси железа на фильтр-прессе; растворение осадка гидроокиси железа в маточниках сорбции с добавлением серной кислоты; использование полученного сернокислого раствора железа в качестве дополни-

тельного окислителя в процессе ПСВ урана – направление растворов на объединение с маточниками сорбции.

На стадии осаждении урана из товарного десорбата происходят следующие процессы: осаждение урана перекисью водорода с получением пероксида; корректировка величины значения pH процесса осаждения аммиачной водой; сгущение осадка пероксида урана; фильтрация сгущённой части осадка пероксида урана на фильтр-прессах; направление маточников фильтрации и промывочных вод на объединение с продуктивными растворами ПСВ урана; направление полученного осадка пероксида урана на стадию прокалки; сушка и прокалка осадка пероксида урана до закиси-окиси; затаривание готовой продукции в транспортную тару.

Проектная производительность аффинажного производства – 2000 т урана в год в виде закиси-окиси природного урана.

1.2. Формализованная постановка задачи управления основными показателями функционирования технологического блока рудника подземного скважинного выщелачивания

Для эффективного применения методов системного анализа для надежной и качественной промышленной оценки урановых месторождений, кроме, непосредственно, сведений о запасах, необходимо провести исследования качества и состава руды, соотношения между первичными и окисленными урановыми минералами, минералогического и химического состава нерудных составляющих, количества и ценности сопутствующих компонентов в комплексных рудах, как исходной совокупности базовых показателей идентификации сложных систем управления [7,128,129].

Используя классификацию урановых руд по содержанию, можно заметить, что в основном преобладают бедные руды (0,01÷0,10%), реже рядовые

(0,10÷0,25%) и средние (0,25÷0,5%) [11]. Урановые минералы в руде представлены легко растворимыми в сернокислотных растворах формами, к тому же локализованными среди основной массы нерастворимых и труднорастворимых минералов. Рудная минерализация, более или менее равномерно распределенная в рудах, представлена коффинитом и настураном. Как правило, урановые минералы находятся в тонкодисперсной форме и легко переходят в раствор слабоконцентрированной серной кислоты [4].

Используя корреляционную зависимость [1] между гранулометрическим составом и коэффициентами фильтрации ($К_ф$), легко заметить, что литологические разности имеют следующие усредненные фильтрационные свойства: мелкозернистый песок ($К_ф$=5 м/сут.); среднезернистый песок ($К_ф$=10 м/сут.); разнозернистый песок ($К_ф$=19 м/сут.); разнозернистый песок с гравием ($К_ф$=24м/сут) [18].

Характерными особенностями технологического блока и в целом залежи месторождения являются: приуроченность основных запасов урана к проницаемым породам с высокой площадной продуктивностью руд и хорошими фильтрационными свойствами; наличие напорных вод; низкая карбонатность руд и вмещающих пород; достаточно равномерное распределение уранового оруденения при однородном литологическом строении рудовмещающего горизонта [38,72].

На технологическом блоке используется гексагональная (ячеистая) схема вскрытия (рисунки А.6, А.7), являющаяся наиболее эффективной при разработке широких рудных залежей. Она позволяет оперативно управлять процессом подземного скважинного выщелачивания, легко расширяется в любую сторону, отличается равномерностью отработки рудного горизонта, наиболее напряжённым гидродинамическим режимом. Анализ результатов эксплуатации блоков с рядной (рисунок А.8) и ячеистой (рисунок А.5) системами расположения скважин однозначно показывает, что при гексагональной схеме отношение Ж:Т (отношение количества поданного выщелачивающего раствора к горнорудной массе) меньше, блоки отрабатываются быстрее и эффективнее, средние и максимальные

содержания урана в продуктивных растворах значительно выше и удельные расходы серной кислоты на выщелачивание ниже [77, 138].

При выборе схемы вскрытия участков и блоков на этапе промышленной отработки месторождения должны учитываться: морфология рудных тел в плане и разрезе – расположение рудного тела в нескольких рудных подгоризонтах и ширина геологических блоков; литолого-фильтрационные свойства залежи; гидродинамический режим откачки-закачки технологических растворов.

Основные геотехнологические параметры и прогнозные показатели функционирования блока рудника подземного скважинного выщелачивания представлены в таблице 1.2.

С учётом геолого-гидрогеологических условий рудовмещающего горизонта, плотности пород, коэффициента эффективной пористости, показателя скин-эффекта для расчета функционирования откачных скважин принимается дебит – 10 $м^3$/час, отсюда приёмистость закачных скважин составит около 2,2 $м^3$/ч (таблица 1.3).

Таблица 1.2 − Геотехнологические параметры блока рудника ПСВ

Название параметра	Ед. измерения	Величина
Средняя продуктивность рудного тела (m_U)	кг/$м^2$	14,9
Средняя рудная мощность (m)	м	11,28
Среднее содержание урана в руде (C)	%	0,077
Продуктивность в метропро-центе (mc)	м%	0,8686
Эффективная мощность закисляемого продуктивного горизонта ($М_э$)	м	13,6
Коэффициент фильтрации растворов в рудной части горизонта ($К_ф$)	м/сут	7,0

Таблица 1.3– Геолого-гидрологические условия отработки технологического блока рудника ПСВ

Название параметра	Ед. измерения	Величина
Плотность пород рудного горизонта ($\rho_п$)	кг/м^3	1,7
Коэффициент эффективной пористости ($К_п$)	–	0,22
Компрессия на закачных скважинах ($S_н$)	м вод. ст.	65
Депрессия на откачных скважинах ($S_о$)	м вод. ст.	10
Показатель скин-эффекта ($S_к$)	–	2,05
Коэффициент извлечения ($К_{извл.}$)	–	0,90

Прогнозные выходные кривые изменения степени извлечения урана из недр во времени и содержания урана в продуктивном растворе от Ж:Т построены по формулам и представлены на рисунках 1.4, 1.5 , как одни из основных параметров процесса подземного скважинного выщелачивания.

Данные взаимосвязи легли в основу расчета основных прогнозных показателей работы технологического блока (таблица 1.4) [53] и позволили рассчитать основные показатели и параметры его отработки (таблица 1.5).

Таблица 1.4.- Основные прогнозные показатели работы технологического блока рудника ПСВ

Название параметра	Ед. измерения	Величина
Ж:Т	м^3/т	1,9
Время закисления ($T_{закисл.}$)	день	62
Время выщелачивания ($T_{выщ.}$)	год	2,6
Максимальное содержание урана (C_{max})	мг/л	1320
Среднее содержание урана ($C_{сред.}$)	мг/л	295
Удельный расход кислоты на период активного выщелачивания ($C^1_{уд.акт.выщ.}$)	кг/кг	33,5

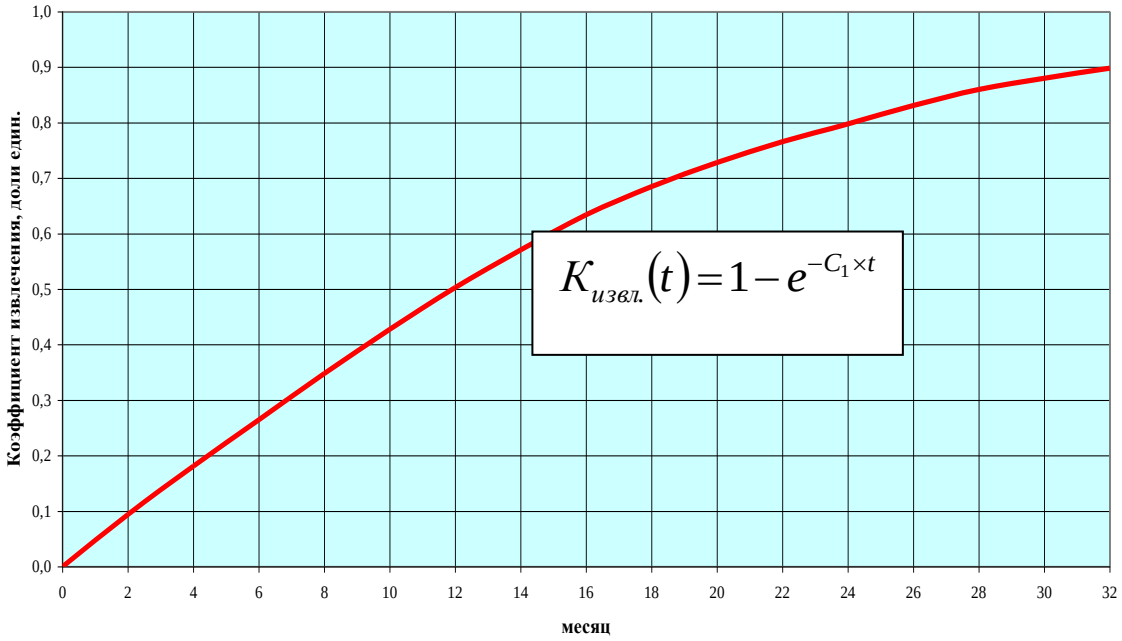


Рисунок 1.4 – Динамика изменения степени извлечения урана из недр (C_1=1,4 -параметр, определяющий кинетику процесса выщелачивания урана в ячейке)

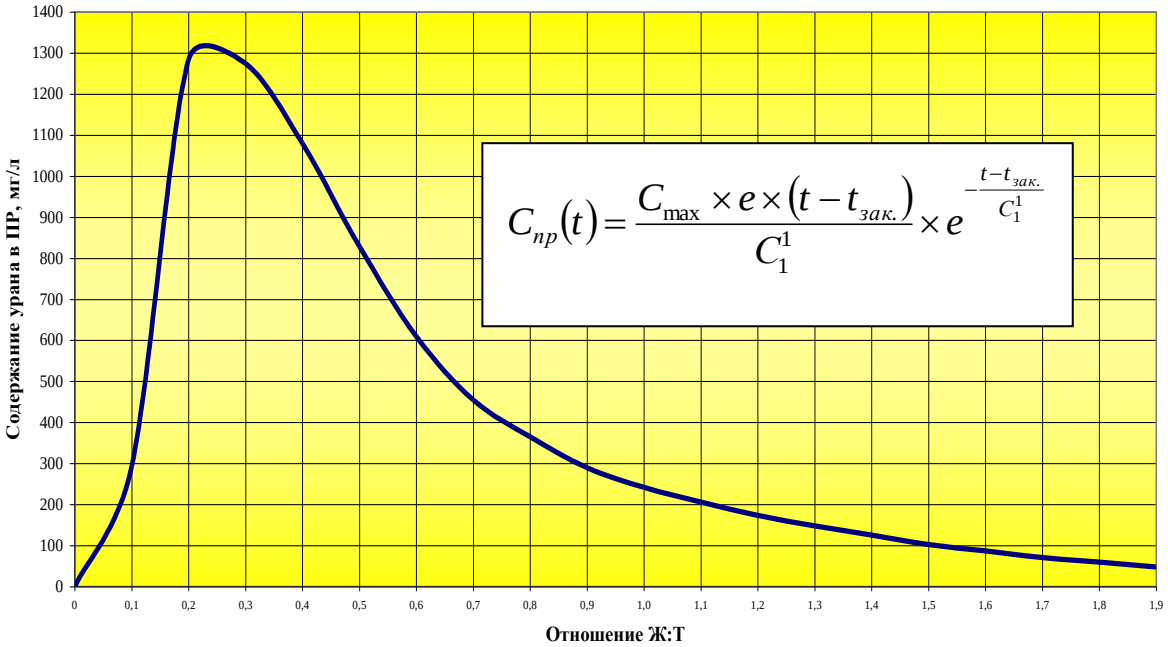


Рисунок 1.5 – Динамика изменения содержания урана в продуктивном растворе от отношения Ж:Т (C_1^1=4,95 - параметр, определяющий скорость изменения концентрации урана в растворе)

Таблица 1.5 – Основные расчётные показатели функционирования технологического блока рудника ПСВ

Наименование показателей	Ед. измер.	Величина показателя
1. Характеристика опытного блока		
1.1. Площадь опытного блока	тыс. $м^2$	25,3
1.2. Средняя продуктивность	кг/$м^2$	14,9
1.3. Геологические запасы	т	343
1.4. Схема расположения скважин	–	гексагональная
1.5. Радиус гексагональной ячейки	м	2 по 45 2 по 50
1.6. Общее количество скважин: – откачных; – закачных; – наблюдательных	шт. шт. шт. шт.	24 4 18 2
1.7. Отношение количества закачных скважин к откачным	шт./шт.	4,5
2. Показатели эксплуатация технологического блока		
2.1. Дебит откачных скважин	$м^3$/ч	10
2.2. Приёмистость закачных скважин	$м^3$/ч	≈ 2,5
2.3. Давление на устье закачной скважины	МПа	> 6,0
2.4. Отношение Ж:Т	$м^3$/т	1,9
2.5. Горнорудная масса	тыс. т	633
2.6. Объём технологических растворов	тыс. $м^3$	1202,7
2.7. Производительность опытного блока	$м^3$/ч	40
2.8. Время закисления	день	62
2.9. Время отработки	год	2,6
2.10. Объём растворов на закислении	тыс. $м^3$	59,5
2.11. Объём растворов на выщелачивании	тыс. $м^3$	1143,2
2.12. Среднее содержание урана в продуктивных растворах	мг/л	295
2.13. pH продуктивных растворов	pH	1,8÷2,1

Продолжение таблицы 1.5

Наименование показателей	Ед. измер.	Величина показателя
2.14. Кислотность выщелачивающих растворов:		
– в период закисления;	г/л	15÷17
– в период активного выщелачивания;	г/л	5÷7
– в период доработки	г/л	1÷2
2.15. Удельный расход кислоты:		
– в период активного выщелачивания;	кг/кг	35,5
– за весь период отработки	кг/кг	51,5
3. Параметры отработки технологического блока		
3.1. Геологические запасы	т	343
3.2. Извлекаемые запасы	т	308,7
3.3. Потери	т	34,3
3.4. Степень извлечения урана из недр	%	90

Проведя системный анализ горно-геологических особенностей месторождения, технологических показателей и параметров отработки блока, были полученные следующие соотношения. Всего на участке (блоке) пробурено 24 скважины, в том числе: откачных – 4 скважины; закачных – 18 скважин; наблюдательных – 2 скважины.

Совокупность исходных данных для бурения и сооружения скважин представлена следующими показателями: средняя глубина скважин - 640÷670 метров; средний удельный вес рудовмещающих пород - 1,7 т/м^3; плановый дебит откачных скважин - 10 м^3/ч; приёмистость закачных скважин - 2,5÷3,0 м^3/ч; средняя мощность рудного тела - 8 м (максимальная – до 30 м). Конструктивно скважины представляют собой колонну, состоящую из оголовка, обсадной колонны, щелевого фильтра и отстойника (рисунок А.3) [55,74].

Управление строительно-монтажными работами в целом на полигоне скважин включают в себя проведение, контроль и мониторинг следующих видов работ: прокладка магистральных раствоpо- и кислотопроводов соответственно от

пескоотстойников продуктивного раствора (ПР) и выщелачивающего растовора (ВР) и склада серной кислоты промышленной площадки до участков полигона скважин; монтаж участковых технологических узлов закисления растворов (ТУЗ), распределения выщелачивающих растворов (УРВР), приёма продуктивных растворов (УППР); прокладка воздушных и кабельных линий электропередач напряжением 0,4 кВ; прокладка и строительство подъездных путей (дорог, путепроводов и др.) от промышленной площадки до участков [20].

Специфика отработки месторождения предполагает наличие избыточного давления растворов в скважинах (самоизлива) и необходимость транспортировки продуктивных растворов в пескоотстойник ПР, расположенный на промышленной площадке на расстоянии порядка 300 м от технологического блока. Данный факт определил выбор насосного способа раствороподъёма. Марка погружных насосов выбрана с учётом необходимости обеспечения заданного дебита откачных скважин и транспортировки продуктивных растворов до пескоотстойника по достаточно ровному рельефу местности (абсолютные отметки поверхности меняются незначительно – от 130,0 м до 130,5 м) [98].

Магистральные трубопроводы ПР слабонапорные, давление растворов в них создаётся погружными насосами, установленными в откачных скважинах.

Подача выщелачивающих растворов в скважины технологического блока осуществляется нагнетанием закачными насосами центральной насосной станции (ЦНС) под давлением 6÷7 атм. по магистральному трубопроводу.

Процесс управления непосредственно работами технологического блока на руднике ПСВ подразделяется на несколько стадий: управление на стадии закисления; управлением стадией активного выщелачивания; управление на стадии доработки и вывода блока из эксплуатации [28,36].

Выделение этих стадий носит несколько условный характер, тем не менее, они обусловлены конкретными изменениями геотехнологических параметров и режимов, связанных, в основном, с подачей основного выщелачивающего реагента– серной кислоты [104].

Закисление - это непрерывный во времени технологический процесс,

направленный на формирование в рудовмещающем водоносном горизонте геохимической обстановки, обеспечивающей перевод урана в раствор и обогащение им продуцирующих растворов, создание закачкой и откачкой технологических растворов гидродинамических условий интенсивного массопереноса. С учётом морфологических параметров рудных тел, вещественного состава руд и вмещающих пород, водно-физических характеристик продуктивного водоносного горизонта оптимальными приняты закисляющие растворы с содержанием порядка 15÷17 г/л серной кислоты. При закислении подача растворов в закачные скважины производится одновременно с непрерывной откачкой пластовых вод из откачных скважин с соблюдением общего по блоку баланса растворов.

Период отработки участков (блоков) подразделяется на две стадии: активное выщелачивание; довыщелачивание запасов урана [139,140].

Стадия активного выщелачивания характеризуется интенсивным переходом урана в обогащающийся и продуцирующий раствор и переносом его к откачным скважинам. Выщелачивание урана осуществляется маточниками сорбции, доукрепляемыми серной кислотой до заданной концентрации. Как в период закисления, так и на стадии активного выщелачивания, необходимо соблюдать гидродинамическое равновесие (баланс объёмов закачиваемых и откачиваемых растворов) как по отдельным блокам, так и по участкам в целом. При соблюдении указанного условия система скважин блоков (участков) работает в стационарном режиме фильтрации, чем обеспечиваются локализация зоны циркуляции растворов в плане и разрезе рудовмещающего горизонта, минимальное разубоживание продуктивных растворов и управляемость процесса в целом [2,89,90].

Доработка (довыщелачивание) эксплуатационного блока (участка) – процесс завершающей стадии отработки запасов урана блока (участка), характеризующийся, как правило, устойчивым снижением содержания урана в продуктивных растворах при достижении извлечения запасов урана из недр от уровня 60÷70% до планового в 90%. На этой стадии концентрация рабочих растворов по кислоте должна неуклонно снижаться независимо от карбонатности

руд и вмещающих пород от 5÷3 г/л до кислотности маточников. Маточными растворами завершается отработка блока (участка), достигаемая при этом цель – разбавление в рудоносном горизонте растворов с повышенной кислотностью.

Отработку блока (участка) можно считать завершенной при необратимом снижении содержания урана в продуктивных растворах до уровня ниже минимально-промышленного – 30 мг/л [67].

Для наблюдения за технологическими параметрами процессов закисления и выщелачивания, получения информации о формировании структуры фильтрационного потока в разрезе, изучения динамики закисления и выщелачивания урана из руды между закачными скважинами гексагональной сети, а также контроля за контуром растекания выщелачивающих растворов в плане и разрезе на технологическом полигоне предусмотрены наблюдательные скважины, которые с учётом отсутствия повсеместно развитого нижнего водоупора и возможности не только горизонтального, но и вертикального растекания технологических растворов, сооружаются несколько ниже рудного горизонта [119,134,135].

Управление режимно-балансовыми наблюдениями и опробованием находящихся в работе технологических скважин проводятся с целью контроля содержания урана в растворах, наблюденем за ходом ПСВ и за химизмом выщелачивания урана.

Процесс опробования делится на ряд этапов, отличающихся по совокупности решаемых задач, видам и методикам выполнения: опробование скважин в период подготовки запасов к отработке; опробование в процессе проведения опытных работ; опробование скважин после завершения процесса ПСВ [15,55].

По результатам наблюдений и анализа объёмов технологических растворов и их опробованию осуществляется расчет и мониторинг добычи урана и затрат выщелачивающего реагента (серной кислоты), а также оперативный контроль баланса между объёмами откачных и закачных растворов по ячейкам технологического блока в целом, являющийся обязательным условием нормального ведения процесса ПСВ и охраны окружающей среды [61].

На последнем этапе – после завершения процесса ПСВ, выполняется опробование скважин контрольного бурения с целью определения полноты извлечения урана. Из проведенного анализа расположения подгоризонтов рудных тел и интервалов посадки фильтров обсадных колонн технологических (откачных и закачных) и наблюдательных скважин следует, расчет показателей вскрытия рудного тела и, соответственно, вскрытых запасов [47]. Основные параметры ячеек технологического блока в целом и распределение запасов урана в них приведены в таблице 1.6.

Таблица 1.6 – Характеристика ячеек технологического блока и распределение запасов урана в них по результатам вскрытия рудного тела

№ ячейки	№ откачной скважины	Площадь блока (S), тыс. $м^2$	Средняя продуктивность рудного тела (m_U), $кг/м^2$	Запасы урана (P_U), т	Горнорудная масса (ГРМ), тыс. т
1	0-2-1	6,83	20,33	137,1	164,6
2	0-2-2	5,33	16,08	86,2	111,2
3	0-2-3	5,09	9,85	52,1	92,7
4	0-2-4	6,50	13,68	87,6	173,5
По технологическому блоку		23,73	23,75	363,0	542,0

На следующем этапе необходимо формализовать задачу управления основными показателями извлечения урана из недр, при этом, степень извлечения определяется как разница запасов до проведения опыта (подсчёт проводится по гамма-каротажу [34] по всем скважинам, входящим в геометрический контур) и после завершения результатов опробования керна контрольных скважин. Степень извлечения урана по контрольным скважинам основывается на сопоставлении результатов кернового опробования и приведённого рудного интервала по гамма-

аномалии через содержание радия [22]. В понятие приведённого рудного интервала (РИ) по контрольной скважине вложено эквивалентное сохранение соотношение концентрации радия до опыта и после процесса выщелачивания.

Проведенный анализ определения фактически закисленной горнорудной массы, произведенный по скважинам с учётом всех видов лабораторных исследования на базе результатов индукционного каротажа, позволил определить следующие соотношения.

Средняя мощность фактически закисленных пород на геотехнологическом блоке составила 13,26 м при средней длине фильтров 10,3 м. Нижняя граница распространения выщелачивающих растворов ограничивается локальными водоупорами продуктивного горизонта. Верхняя граница расположена в отдельных скважинах выше фильтров на 5÷6 м, что определяется прежде всего взаимным расположением фильтров технологических скважин. Площадь ячейки в геометрическом контуре: 23 753 м^2. Объём закисленной горнорудной массы: 23 753 × 13,26 = 314 964,8 м^3. Закисленная горнорудная масса: 314 964,8 × 1,70 = 535440т.

Дебиты откачных скважин и приёмистость закачных, а также производительность технологического блока в целом по откачным и закачным растворам за весь период эксплуатации были достаточно стабильны.

Наличие расходомеров и регулирующей запорной арматуры на всех откачных скважинах в технологических узлах приёма продуктивных растворов (УППР) и закачных в узлах распределения выщелачивающих растворов (УРВР) технологического блока позволяло своевременно принимать меры по повышению эффективности, надежности и изменению режима работы всей скважинной системы для контроля баланса откачных и закачных растворов [3].

Таким образом, в результате проведенного анализа показателей функционирования технологического полигона установлено, что всего за расчетный период: поднято на поверхность 714,7 и подано в недра 709,8 тыс. м^3 растворов; средняя производительность блока по откачным растворам составила 60,2 м^3/ч, по закачным – 59,8 м^3/ч; средний дебит откачных скважин – 15,1 м^3/ч; средняя приёмистость закачных скважин – 3,3 м^3/ч.

В целом, средняя за отчётный период приёмистость закачных скважин колебалась в достаточно широком интервале – от 1,5 до 6,4 м^3/ч. Работоспособность скважин поддерживалась проведением эрлифтной прокачки нагнетаемым на глубину 60÷90 м сжатым воздухом. Баланс продуктивных и выщелачивающих растворов по ячейкам, на которых выводились для проведения РВР закачные скважины, поддерживался перераспределением объёмов подачи растворов в смежные с ними скважины.

Баланс продуктивных и выщелачивающих растворов по технологическому блоку приведён на рисунке 1.6.

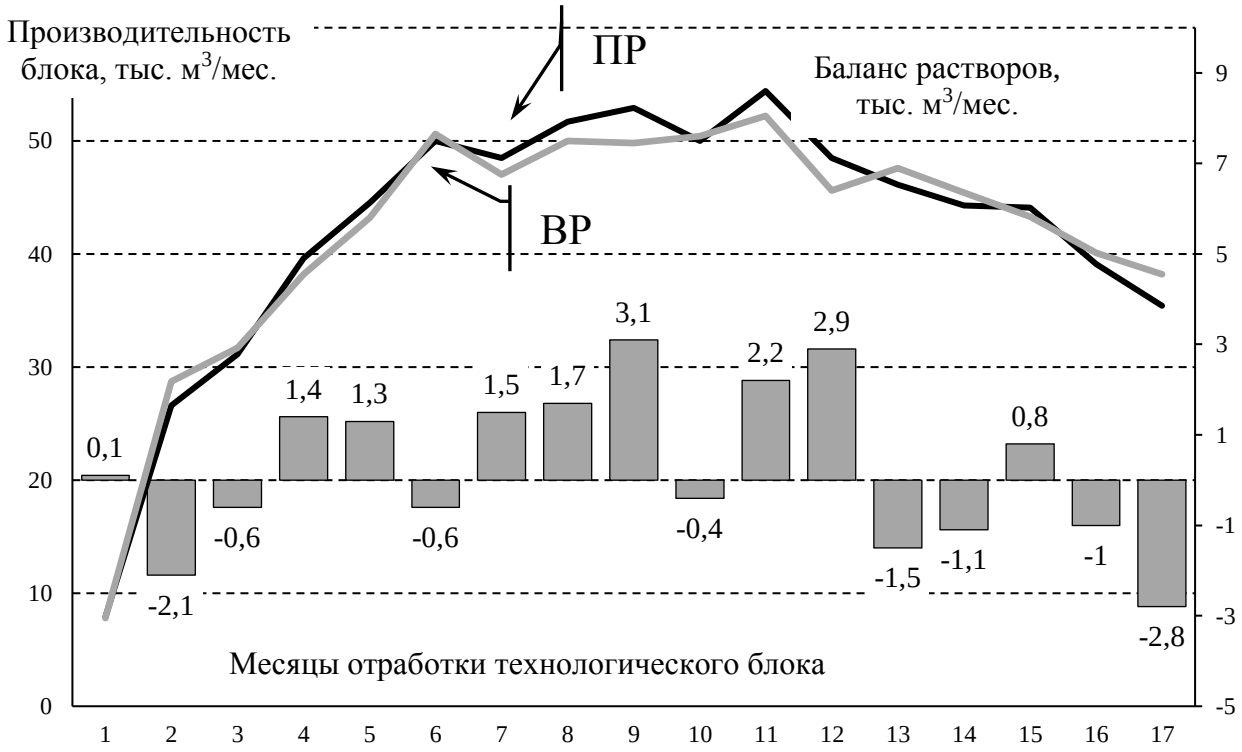


Рисунок 1.6 – Динамика баланса производительностей технологического блока по продуктивным (ПР) и выщелачивающим растворам (ВР) (Баланс растворов =ПР-ВР, тыс. м^3/мес.)

Анализ данных показал, что подъём продуктивных растворов несколько превысил закачку в недра выщелачивающих – на 0,69 %. Связано это, в первую очередь, с тем, что статический уровень подземных вод составляет плюс 20 метров

и более от поверхности земли, т.е. самоизливом скважин, и естественной подтяжкой пластовых вод, что, в свою очередь, привело к некоторому разубоживанию продуктивных растворов.

Дебаланс откачиваемых и закачиваемых в недра растворов в сторону раствороподъёма в процессе переработки продуктивных растворов ликвидировался за счёт их испарения в пескоотстойниках ПР и ВР (за год с «зеркала» бассейна (пескоотстойника) испаряется около 1400 мм воды).

Управление основными показателями функционирования технологического блока на стадии закисления направлено на формирование в непрерывном во времени технологическим процессе в рудовмещающем водоносном горизонте геохимической обстановки, обеспечивающей перевод урана в раствор и обогащение им продуцирующих растворов, создание балансом откачки и закачки гидродинамических условий для интенсивного массопереноса [68].

Перед запуском технологического блока в режим закисления была проведена прокачка всех технологических скважин в течении 24 часов до достижения проектной производительности. Фактические дебиты составили 20÷25 м^3/ч. При окончании прокачки были отобраны пробы на определение содержания урана и pH пластовой воды. Средние значения по технологическому блоку составили: $C_U < 1{,}0$ мг/л; pH = 6,7.

Для создания благоприятной гидродинамической обстановки в рудном горизонте, до подачи кислоты, в течении 7 дней проведена проработка рудного тела пластовой водой по замкнутому циклу с непрерывным раствороподъёмом из откачных скважин и подачей вод в закачные.

На этом этапе определён дебит откачных скважин (порядка 15 м^3/ч) и приёмистость закачных (около 4,5÷5,0 м^3/ч), установлен баланс работы скважин по растворам. В соответствии с гидрогеологическими расчётами напорный градиент составил 1,1÷1,2 [81].

После проведения вышеуказанного перечня работ было начато закисление опытного участка. С учётом морфологических параметров рудных тел, показателей

и параметров вещественного состава руд и вмещающих пород, водно-физических характеристик продуктивного водоносного горизонта, оптимальными были приняты закисляющие растворы с содержанием 16÷20 г/л серной кислоты [62].

При закислении подача растворов в закачные скважины производилась одновременно с непрерывной откачкой пластовых вод из откачных скважин с соблюдением общего по технологическому баланса, т.е. закисление проводилось в активном режиме. В течении 10 дней кислотность рабочих (закисляющих) растворов поэтапно поднималась с 5 до 20 г/л, далее стабилизировалась на уровне 17÷19 г/л. Концентрация закисляющего реагента регулировалась в зависимости от скорости снижения значений pH в откачных растворах по сборному коллектору. При достижении величины pH, равной 3,0÷3,5, концентрация кислоты в закисляющих растворах плавно уменьшалась до 15÷12 г/л с последующим снижением до 10÷9 г/л при pH = 2,5. Календарное время стадии закисления составило 65 дней. Скорость движения кислотного фронта достигала 0,7÷0,8 м/сут. и была равномерной во времени для ячеек опытного участка. Отношение Ж:Т на стадии закисления составило 0,122, кроме того, необходимо также отметить, что нет однозначного определения термина окончания стадии закисления. Концом стадии закисления можно считать появление в растворах минимально рентабельного содержания урана, индивидуального для каждого из отрабатываемых месторождений, не ориентируясь на значение pH продуктивных растворов. В этом случае длительность закисления уменьшается в 1,5÷2,0 раза, соответственно, снижается расход закисляющего реагента, в положительную сторону изменяются экономические показатели [27].

Таким образом, в результате проведенного расчета и анализа удалось получить следующие соотношения. За весь период закисления: поднято на поверхность - 65,6 тыс.м^3 растворов; средняя производительность технологического блока по откачным растворам составила 44,5 м^3; средний дебит откачных скважин – 11,1 м^3/ч; в недра закачано - 68,2 тыс.м^3 растворов; средняя производительность по закачным растворам составила 45,7 м^3/ч; средняя

приёмистость закачных скважин – 2,5 $м^3$/ч. Учёт расхода серной кислоты вёлся по результатам анализов проб закисляющего раствора и его объёмам, поданным в рудный горизонт по каждой ячейке технологического блока.

Управление основными показателями функционирования технологического блока на стадии выщелачивания заключалось в следующем. Продуктивные растворы со средним содержанием урана порядка 240 мг/л и величиной pH на уровне 2,5 подаются на сорбционное извлечение урана в сорбционную колонну СНК-3м - установку по переработке продуктивных растворов. На этой стадии блок переводится в режим активного выщелачивания. Эта стадия характеризуется интенсивным переходом урана в продуктивный раствор и переносом его к откачным скважинам. Работа скважинной системы в стационарном режиме фильтрации обеспечивалась локализацией зоны циркуляции продуктивных растворов в плане и разрезе рудовмещающего горизонта для обеспечения минимального разубоживания растворов. Концентрация выщелачивающего реагента на данном этапе отработки регулировалась согласно значениям pH откачиваемых растворов и поддерживалась на уровне 8 г/л.

На основании данных входных параметров обработаны и рассчитаны основные геотехнологические показатели работы блока на данной стадии. Период выщелачивания составил 14 месяцев. Всего за период выщелачивания: поднято на поверхность - 649,1 тыс. $м^3$ растворов; средняя производительность блока по откачным растворам составила 63,6 $м^3$; средний дебит откачных скважин – 15,9$м^3$/ч; в недра закачано - 641,6 тыс. $м^3$ растворов; средняя производительность блока по закачным растворам составила 62,8 $м^3$/ч; средняя приёмистость закачных скважин – 3,5 $м^3$/ч.

Динамика объёмы добычи урана по блоку в целом, а также изменения степени извлечения по месяцам и с начала работ представлены на рисунке 1.7.

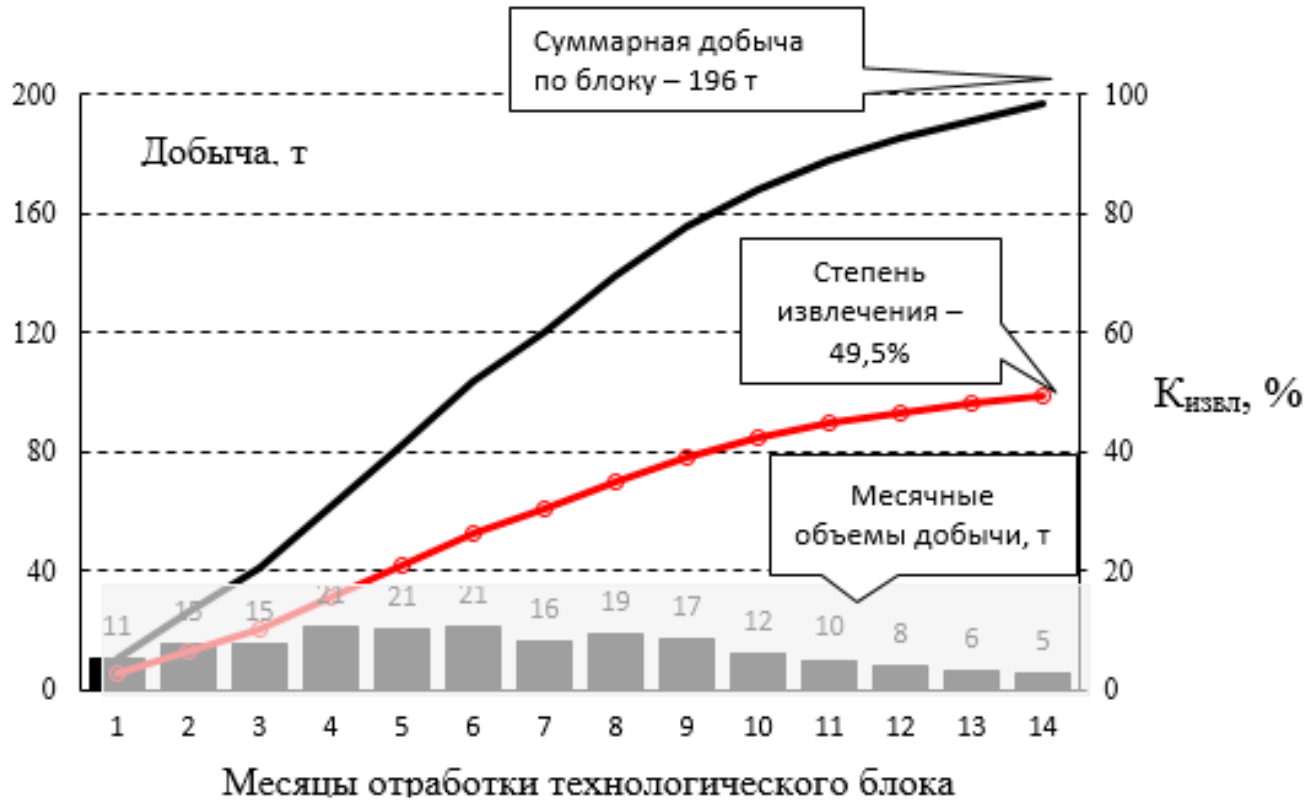


Рисунок 1.7 – Динамика изменения добычи и степени извлечения по технологическому блоку

При определении степени извлечения урана принимались запасы, пересчитанные по результатам контрольного бурения скважин [78,82].

Таким образом, в результате проведенных расчетов в целом по технологическому блоку были получены следующие показатели. Общая добыча урана составила 196,3 т, степень извлечения – 49,5 %, это с высокой степенью достоверности совпадает с расчётными проектными показателями. Отмеченные ранее особенности выщелачивания урана на технологическом блоке объясняются высокими содержаниями урана в руде и большой удельной продуктивностью, равной 16,68 кг/м^2.

Такая достаточно эффективная работа технологического блока связана с формой нахождения урана в руде, которая отличается не только составом урановых минералов, но и характером их распределения – подавляющая часть урана в рудах

технологического блока находится в легко извлекаемой форме в рыхлом, проницаемом, дезинтегрируемом поровом заполнителе песчаных и песчано-гравийных пород, концентрируется в виде псевдоморфоз по обугленному растительному детриту, в кавернах, микротрещинах и микропорах песчаных и гравийных зерен и галек. Поэтому, в первую очередь выщелачиванию подвергаются легкорастворимые минералы из пород с повышенной проницаемостью. Затем в процесс подключаются трудновскрываемые минералы с высокими содержаниями урана, где урановые минералы представлены микроглобулями и веретеновидными образованиями, которые в результате перекристаллизации вещества образуют почковидные сферокристаллические агрегаты. На растворение этих минералов необходимы дополнительное время и более высокие концентрации выщелачивающего реагента [13,73].

На основании анализа и обработки результатов контрольного бурения скважин и проведения вскрышных работ определены фактические отношения Ж:Т на ячейках технологического блока. Расчёты отношения Ж:Т выполнены с учётом фактического объёма закисленной горно-рудной массы, пересчитанной по результатам бурения контрольных скважин, дебитов откачных, приёмистости закачных скважин и производительности технологического блока по продуктивным и выщелачивающим растворам в целом. В целом по технологическому блоку отношение Ж:Т составило 1,34 – это выше проектного показателя на 61,4 %, что объясняется более высокими фактическими средними дебитами откачных скважин по сравнению с проектными, равными 15,1 и 10 $м^3$/ч. соответственно, а также фактически закисленной горнорудной массой, которая несколько меньше расчётной – 535,4 против 542 т, соответственно [92].

После обработки результатов контрольного бурения скважин и проведения комплексных работ определены фактические степени извлечения урана из недр на ячейках и технологическом блоке. Расчёты выполнены с учётом: фактического состояния запасов на начало работ в технологическом блоке; фактического объёма закисленной горно-рудной массы, также как и запасы, пересчитанной по результатам контрольного бурения скважин; дебитов откачных, приёмистости

закачных скважин и производительности блока в целом; времени закисления; содержаний урана в продуктивных растворах откачных скважин и блока в целом; времени стадии выщелачивания. За 14 месяцев работы блока извлечено 49,5 % (рисунок 1.8).

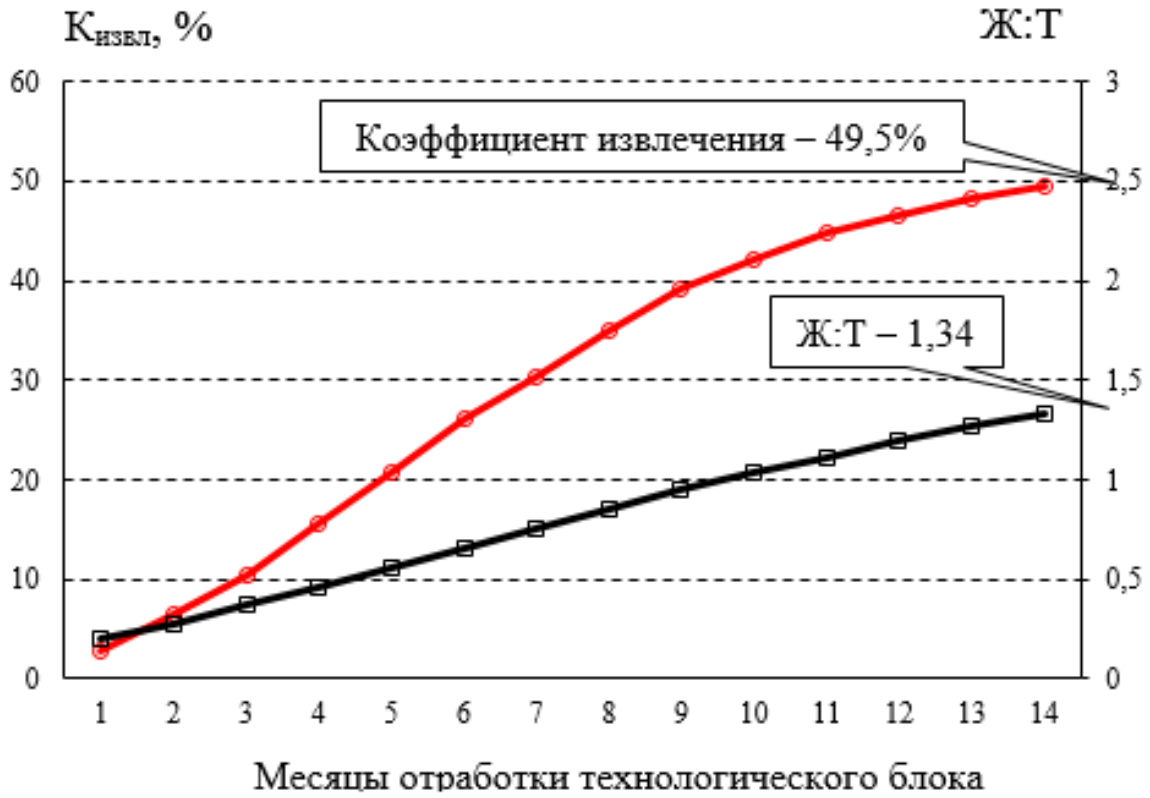


Рисунок 1.8 – Динамика изменения степени извлечения урана из недр и отношения Ж:Т в технологическом блоке

Степень извлечения урана из недр достаточно неравномерна, при этом возможно построить корреляционную зависимость от отношения Ж:Т (рисунок 1.9). По данной зависимости 90% степени извлечения урана из недр достигается при отношении Ж:Т близком к значениям 2,5 ÷ 3,5. Время выщелачивания до достижения 85 % извлечения урана из недр колеблется от 2,0 до 6,2 года.

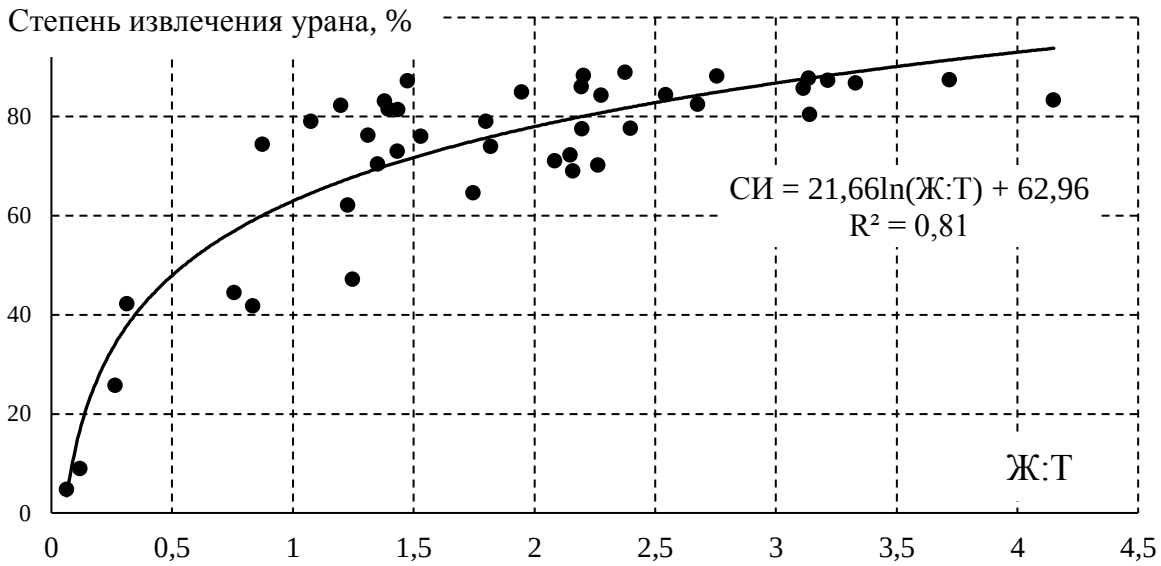


Рисунок 1.9 – Изменение степени извлечения урана (СИ), % из недр от отношения Ж:Т

Принципы управления показателями расхода серной кислоты на выщелачивание определялись исходя из кислотности выщелачивающих растворов, их расхода по закачным скважинам каждой ячейки и в целом по технологическому блоку [80,132]. Общий расход серной кислоты (100 %) и удельный расход серной кислоты на выщелачивание определён на основании её расхода и попутной добычи урана (рисунок 1.10). Колебания в удельных расходах серной кислоты по отдельным ячейкам и в целом по технологическому блоку в течении отчётного периода связаны, в первую очередь, с различными содержаниями урана в продуктивных растворах за каждый конкретный месяц работы блока при практически неизменной концентрации кислоты в выщелачивающих растворах. Средний удельный расход серной кислоты на выщелачивание за отчётный период составил – 25,4 кг на 1 кг урана. Удельные расходы серной кислоты составляют: на закисление: 1,5÷3,2 кг/тГРМ; на выщелачивание: 20÷68 кг/кгU.

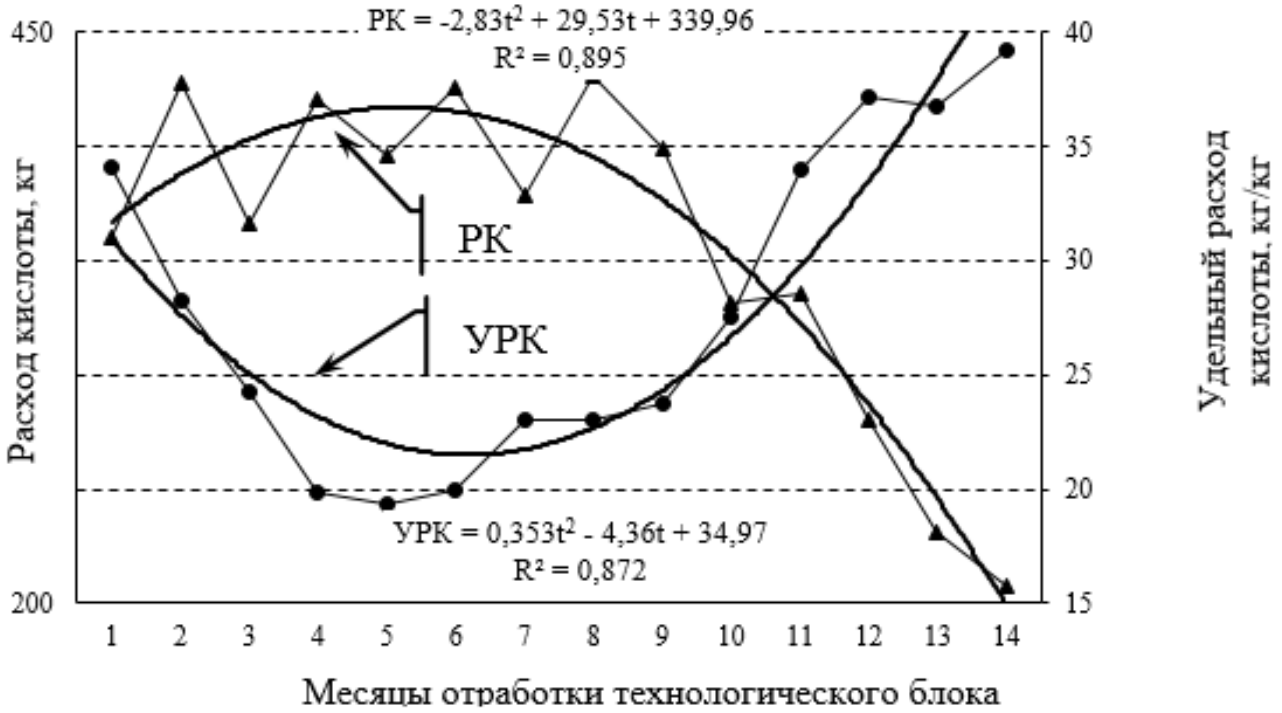


Рисунок 1.10– Динамика расхода (РК), (кг) и удельного расхода (УРК) (кг H_2SO_4/кгU) серной кислоты (100%) на выщелачивание по технологическому блоку за время отработки

Фактический удельный расход электроэнергии на раствороподъём определён на основании показаний счётчиков и объёмов поднятых на поверхность растворов. Удельные расходы электроэнергии на 1 м^3 поднятых растворов (рисунок 1.11) зависят в основном от технического состояния откачной скважины – её дебита [28,102].

Таким образом, в результате исследований получены основные показатели проведённых в отчетный период работ по подземному скважинному выщелачиванию урана сернокислотными растворами с подсчётом геологических запасов (таблица 1.7) [143,144,146].

Рисунок 1.11 – Динамика удельного расхода электроэнергии (УРЭ), (кВт-ч/м^3) на раствороподъём

Таблица 1.7 – Основные геотехнологические показатели работы блока

Наименование показателей	Ед. измер.	Величина показателя
1. Общая характеристика технологического блока		
1.1 Площадь	тыс. м^2	23,75
1.2. Средняя продуктивность	кг/м^2	16,68
1.3.Геологические запасы	т	397
1.4. Горнорудная масса	тыс. т	535,4
1.5.Схема расположения скважин		гексагональная
1.6.Количество технологических скважин: – откачных; – закачных; – наблюдательных	шт. шт. шт. шт.	24 4 18 2
2. Показатели стадии закисления технологического блока		
2.1. Режим закисления		активный
2.2. Кислотность рабочих растворов	г/л	17÷20

Продолжение таблицы 1.7

Наименование показателей	Ед. измер.	Величина показателя
2.3. Дебит откачных скважин	$м^3$/ч	≈ 11,1
2.4. Приёмистость закачных скважин	$м^3$/ч	≈ 2,5
2.5. Давление на устье закачной скважины	МПа	> 6,0
2.6. Время закисления	день	65
2.7. Объём оборотных растворов – ПР (ВР).	тыс. $м^3$	65,6 (68,2)
2.8. Характеристика продуктивных растворов на окончание стадии закисления: – содержание урана; – pH; – eH	 мг/л pH мВ	 230 2,5 245
2.9. Отношение Ж:Т при закислении	$м^3$/т	0,122
2.10. Расход серной кислоты 100 %)	т	1 002
2.11. Удельный расход кислоты (100 %)	кг/т ГРМ	1,9
3. Показатели стадии выщелачивания технологического блока		
3.1. Время выщелачивания	мес.	14
3.2. Дебит откачных скважин	$м^3$/ч	15,9
3.3. Приёмистость закачных скважин	$м^3$/ч	3,5
3.4. Давление на устье закачной скважины	МПа	> 6,0
3.5. Объём продуктивных растворов	тыс. $м^3$	649,1
3.6. Среднее содержание урана в продуктивных растворах	мг/л	303
3.7. pH продуктивных растворов	pH	2,0
3.8. Количество урана в продуктивных растворах	т	197,306
3.9. Объём выщелачивающих растворов	тыс. $м^3$	641,6
3.10. Среднее содержание урана в выщелачивающих растворах	мг/л	1,1
3.11. Средняя кислотность выщелачивающих растворов	г/л	7,8
3.12. Количество урана в выщелачивающих растворах	т	0,706
3.13. Добыча урана	т	196,3
3.14. Степень извлечения урана из недр	%	49,5
3.15. Отношение Ж:Т при выщелачивании (с начала опыта)	$м^3$/т	1,34
3.16. Расход серной кислоты (100 %)	т	4 989
3.17. Удельный расход кислоты (100 %)	кг/кг	25,4

Результаты выполненного анализа позволяют сделать следующие основные выводы: расчет и анализ основных показателей и параметров подземного скважинного выщелачивания урана на технологическом блоке месторождения подтвердили эффективность и надежность отработки его методом сернокислотного выщелачивания; полученные геотехнологические показатели позволяют осуществить достоверный прогноз дальнейшей рентабельной отработки технологического блока месторождения с определением таких важных оценок эффективности, как степень извлечения урана из недр (90 %) за ожидаемое время отработки, равное примерно 3 года, а также отношение Ж:Т, которое составит порядка 3,0÷3,1.

Выводы по главе 1

1.Проведен анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана методом подземного скважинного выщелачивания. Определены структуры взаимосвязей основных показателей функционирования технологических циклов предприятия и формализована задача управления технологическими блоками на стадиях закисления, активного выщелачивания, доработки и вывода из эксплуатации.

2. Полученные по результатам вскрытия рудного тела статистические характеристики ячеек технологического блока и распределения запасов урана, а также анализ динамики изменения добычи и степени извлечения по технологическому блоку, баланса производительностей технологического блока по продуктивным и выщелачивающим растворам позволили рассчитать основные геотехнологические показатели, которые легли в основу получения регрессионных взаимосвязей между степенью извлечения урана и соотношением Ж:Т, а также для рядов динамики удельных расходов серной кислоты и электроэнергии, что позволило определить проблемные зоны и перспективные направления совершенствования процесса управления и повышения эффективности функционирования технологического полигона рудника подземного скважинного выщелачивания.

3. Полученные взаимосвязи и основные геотехнологические показатели позволили с высокой степенью вероятности прогнозировать дальнейшую эффективную отработку месторождения. По полученным данным результатов промышленной отработки запасов урана на технологических блоках процессы ПСВ можно охарактеризовать как достаточно интенсивные, а результаты эксплуатации рудных тел, следует признать весьма эффективными и привлекательными как с технологической стороны, так и с экономической точки зрения, что существенно расширяет минерально-сырьевую базу отрасли, а типизация данных и формализация задач функционирования технологических процессов рудника предопределяет возможность создания проблемно-ориентированных систем управления процессами подземного скважинного выщелачивания.

2. ИССЛЕДОВАНИЕ СИСТЕМНЫХ СВЯЗЕЙ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО БЛОКА И РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ НА ОСНОВЕ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ДАННЫХ

2.1. Разработка информационной модели эксплуатации технологических скважин и оценка эволюции запасов в процессе отработки блоков месторождения

Под информационной моделью эксплуатации технологических скважин будем понимать модель, содержащую целенаправленно отобранную и представленную в формальном виде (таблицы, функции, зависимости, соотношения) существенную информацию в виде показателей, параметров и структуры взаимосвязей между ними, позволяющую численно описать и прогнозировать возможные состояния эксплуатации технологических скважин рудника подземного скважинного выщелачивания урана [33,96,116].

Разработку информационной модели эксплуатации технологических скважин рудника подземного скважинного выщелачивания урана необходимо осуществить на основе комплексного статистического анализа данных паспорта эксплуатационного блока [98].

Проведенный анализ основных типов скважин, применяемых на руднике, позволил определить, что по своему назначению скважины подразделяются на технологические (закачные, откачные, пушпульные/универсальные, насосные, наблюдательные (мониторинг процесса ПСВ, мониторинг поверхностных вод, мониторинг подземных вод), контрольные (бурились по окончанию опытного и опытно-промышленного выщелачивания), разведочные, эксплуатационно-разведочные и специальные (гидрогеологические, водозаборные и другого назначения) (рисунок А.3) [15,16,25,74].

Технологические скважины представлены на полигоне скважин следующими типами: откачные, пушпульные, закачные, наблюдательные, насосные (рисунок 2.1) [39].

Откачные скважины - скважины, через которые из продуктивного горизонта выдается на поверхность продуктивный раствор. В практике подземного выщелачивания закачные и откачные скважины могут меняться назначением.

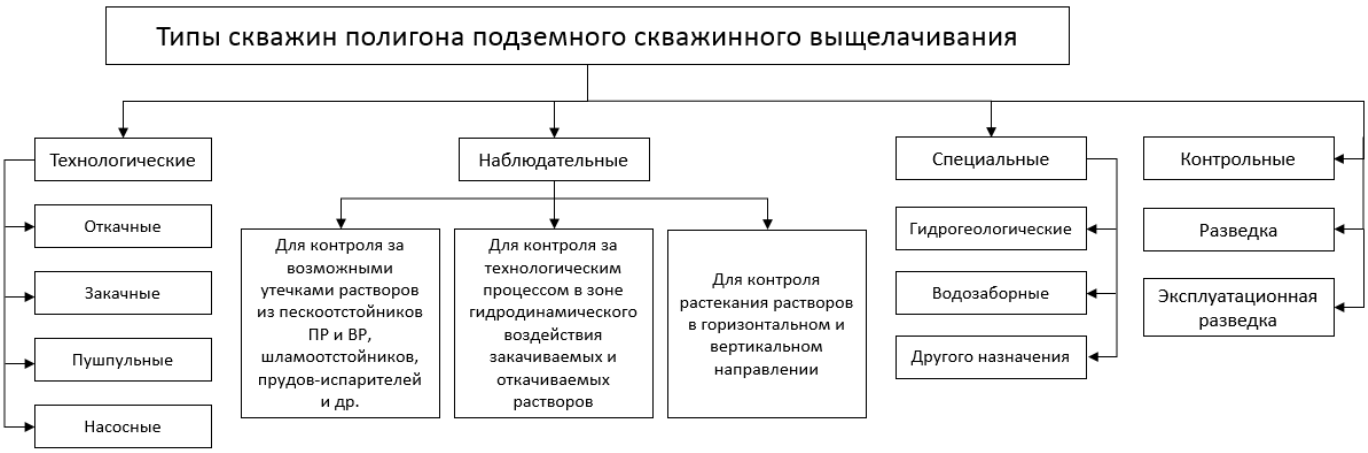


Рисунок 2.1 – Типы скважин, применяемых на месторождениях урана, отрабатываемых методом подземного скважинного выщелачивания

Пушпульные скважины - это скважины, сооружаемые по конструкции откачной, в процессе эксплуатации могут быть использованы как откачные, для поднятия продуктивных растворов и как закачные, для закачивания выщелачивающих растворов, во втором случае насос из скважины поднимается.

Закачные скважины - скважины, через которые в рудные тела подается выщелачивающий раствор.

Скважины насосные – скважины, предназначенные для транспортировки продуктивных растворов, поднятых на поверхность самоизливом через откачные безнасосные скважины, за счет установленного в них насосного оборудования [65].

Насосная скважина представляет собой глухую безфильтровую колонну, состоящую из оголовника и обсадной колонны, глубиной до 100 метров.

Наблюдательные скважины предназначены для наблюдения и контроля за геохимическим состоянием рудовмещающего горизонта, растеканием технологических растворов за пределы эксплуатационных участков, и их возможными перетоками в надрудный и подрудный горизонты. Наблюдательные скважины в зависимости от месторасположения делятся на внутриконтурные и законтурные. Количество скважин на месторождении по основным типам представлено в таблице 2.1, рисунок 2.2.

Таблица 2.1 – Количество скважин на месторождении по основным типам

Типы скважин	Количество скважин по типам, шт.
Откачные	871
Пушпульные	6
Закачные	2112
Насосные	68
Наблюдательные (за подземным скважинным выщелачиванием)	94
Наблюдательные (за поверхностными водами)	22
Наблюдательные (за подземными водами)	23
Гидрогеологические	14
Водозаборные	9
Всего скважин	3219

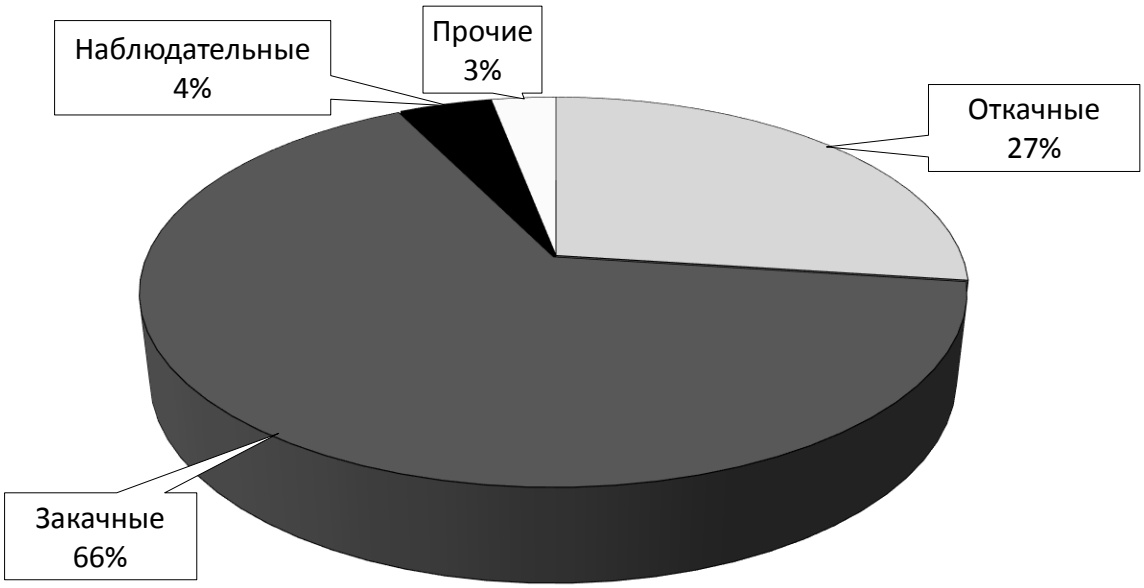


Рисунок. 2.2 – Структура распределения основных типов скважин на месторождениях урана, отрабатываемых методом подземного скважинного выщелачивания

Режимы закисления блоков и способы подачи в них рабочих растворов определены в проектах опытно-промышленной добычи и/или разработки месторождения, а также в паспортах добычи блоков [84]. После завершения всех подготовительных работ на новом блоке составляется акт о его готовности к вводу в эксплуатацию, после чего начинается закисление блока. Вся гидрогеологическая информация заносится в паспорт эксплуатационного блока с обязательным заполнением паспортов скважин, содержащих следующую информацию: время начала и окончания бурения; координаты скважины с абсолютной отметкой устья; конструкция скважины (глубина, положение манжеты, параметры обсадной колонны и др.); диаметр, длина и местоположение фильтра; комплекс ГИС; цементация; литология и коэффициент фильтрации по данным ГИС; расчетный и полученный при освоении дебит, удельный дебит, время и режимы освоения; уровень подземных вод и глубина до песка; запасы урана, продуктивность; все отклонения в процессе бурения и освоения и др. [88]. При сдаче-приемке скважин в эксплуатацию на каждую скважину составляется акт сдачи. Данные по

технологическим скважинам должны вводиться в общую электронную базу данных, с последующим пополнением в процессе эксплуатации, что позволяет оперативно получать необходимую информацию в нужной форме и компоновке.

На основе первичных данных гидрогеологической службой в компьютерном виде ведется оперативный поблочный учет объемов и качества растворов, учет добычи металла в блоках и поступления в блоки выщелачивающих реагентов и окислителей, а также осуществляется текущий контроль за соблюдением баланса объемов откачанных и закачанных растворов, составляются квартальные, годовые и сводные отчеты. На базе полученный сведений формируется перечень графической документации, содержащую информацию о гидрохимических условиях эксплуатации участка (блока) подземного выщелачивания (ПВ), а именно: сводный хронологический график изменения качества и баланса растворов, который строится для каждого эксплутационного блока в компьютерном варианте; карта пьезометрической поверхности участка ПВ; карта растекания растворов ПВ (в изолиниях pH, SO_4^{2-}, NO_3^-); схематический план концентрации металла участка (блока); профили запескованности эксплуатационного блока [8,9,54,136]. При ликвидации эксплуатационного блока составляется соответствующий акт списания блока, содержащий сведения: о запасах и основных геотехнологических параметрах блока по результатам контрольного бурения; о методах и результатах рекультивации; о химическом составе подземных вод до и после отработки; карта пьезометрической поверхности блока до и после отработки; о фильтрационных свойствах пород и руд до и после отработки. Вышеперечисленные сведения по скважинам рудника были сведены в единую информационную модель эксплуатации технологических скважин, позволяющую оценить эффективность функционирования геотехнологического полигона рудника подземного скважинного выщелачивания (таблица 2.2).

Таблица 2.2 – Структура информационной модели эксплуатации технологических скважин (основные графы таблицы данных по скважинам) рудника ПСВ

№ блока	№ скважины	Время сооружения скважины (начало)	Время сооружения скважины (конец)	Глубина скважины, м	Смещения забоя скважины, м	Азимут смещения забоя, град.	Плановый интервал посадки фильтров, м	Фактический интервал посадки фильтров, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9

Продолжение таблицы 2.2

Плановые интервалы установки цементных колец,м	Фактические интервалы установки цементных колец,м	Температура, t	Длина фильтров, м	Дебит после промывки, м³/ч	Дебит после освоения, м³/ч	Механические взвеси, мг/л	Время освоения, ч	Ремонтно-восстановительные работы
10	11	12	13	14	15	16	17	18

Анализ данных информационной модели эксплуатации технологических скважин (таблица 2.2) и показателей фактического состояния отработки вскрытых запасов на блоках месторождения (таблица 2.3) позволил выявить ряд корреляционных взаимосвязей между показателями горнорудной массы (ГРМ), вскрытых запасов, извлечения металла, средней концентрации урана и соотношения Ж:Т (рисунок 2,3, 2.4, 2.5, 2.6) [1,41].

Анализ вскрытых на сегодняшний день запасов свидетельствует о том, что 43,8% технологических блоков, находящихся на начальной стадии отработки с объемами ниже среднего значения по месторождению демонстрируют извлечение более 90% (рисунок 2.4).

Таблица 2.3 −Фрагмент таблицы фактического состояния отработки вскрытых запасов на блоках месторождения

№ блока	Объем горно-рудной массы, т	Вскрытые запасы, т	В эксплуатации		Извлечено всего		Достиг-нутое соотно-шение Ж:Т	Средняя концент-рация металла в растворе, мг/л
			мес.	лет	т	%		
1	967	703	148	12,3	633,157	90,07	3,70	188,3
2	1148	674	148	12,3	661,352	98,12	4,07	149,4
3	2045	1651	137	11,4	1524,315	92,33	4,30	178,9
4	967	716	132	11,0	692,379	96,70	5,30	141,3
…	…	…	…	…	…	…	…	…
…	…	…	…	…	…	…	…	…
66	267	63	24	2,0	52,215	82,88	1,48	68,12
67	750	305	10	0,8	221,783	72,72	1,09	170,5
Среднее значение	824,00	363,23	71,25	5,94	330,09	89,65	2,59	161,5
Стандарт-ное откло-нение	375,05	266,27	35,59	2,97	254,95	12,18	0,91	56,3

Статистический анализ законов распределения [42,48] ГРМ ($ГРМ_{ср}$=843 тыс.т., $\sigma_{грм}$=±400 – нормальное распределение) и запасов урана ($Qз_{ср}$=334 кг, $\sigma_{Qз}$=±400 – экспоненциальное распределение) на месторождении (рисунок 2.7, 2.8) позволил выявить структуру распределения технологических блоков по стадиям отработки (таблица 2.4).

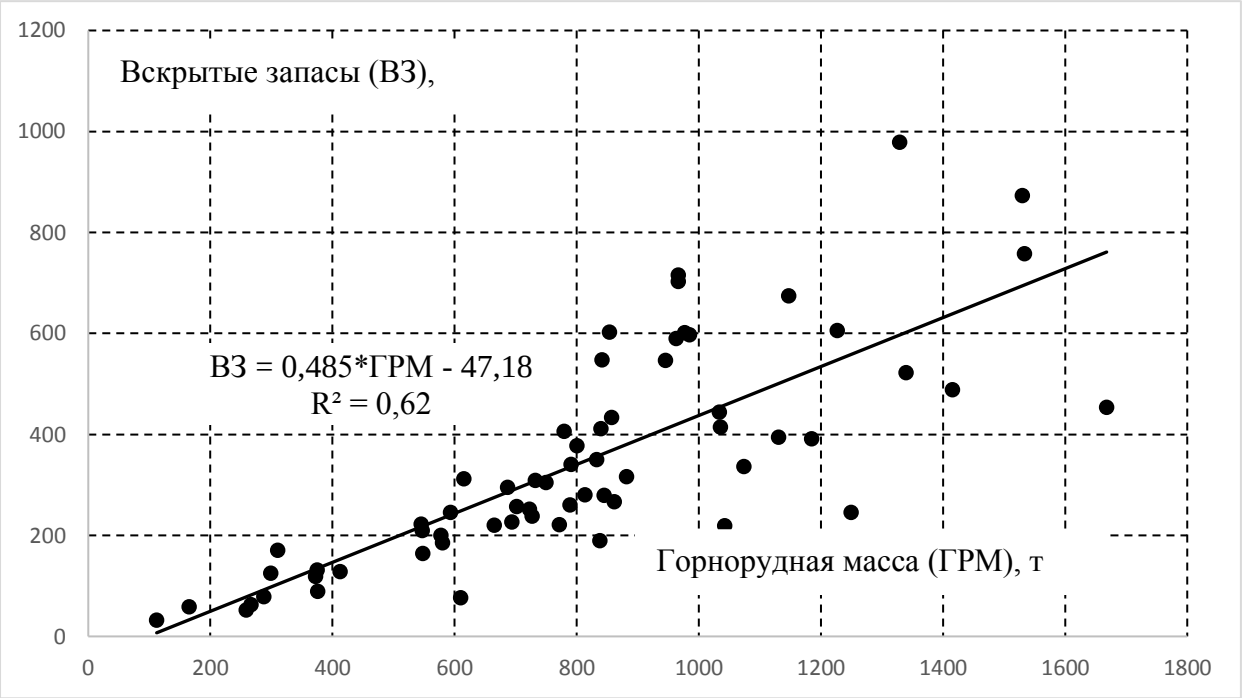


Рисунок 2.3 – Зависимость вскрытых запасов на блоках месторождения от объема горнорудной массы

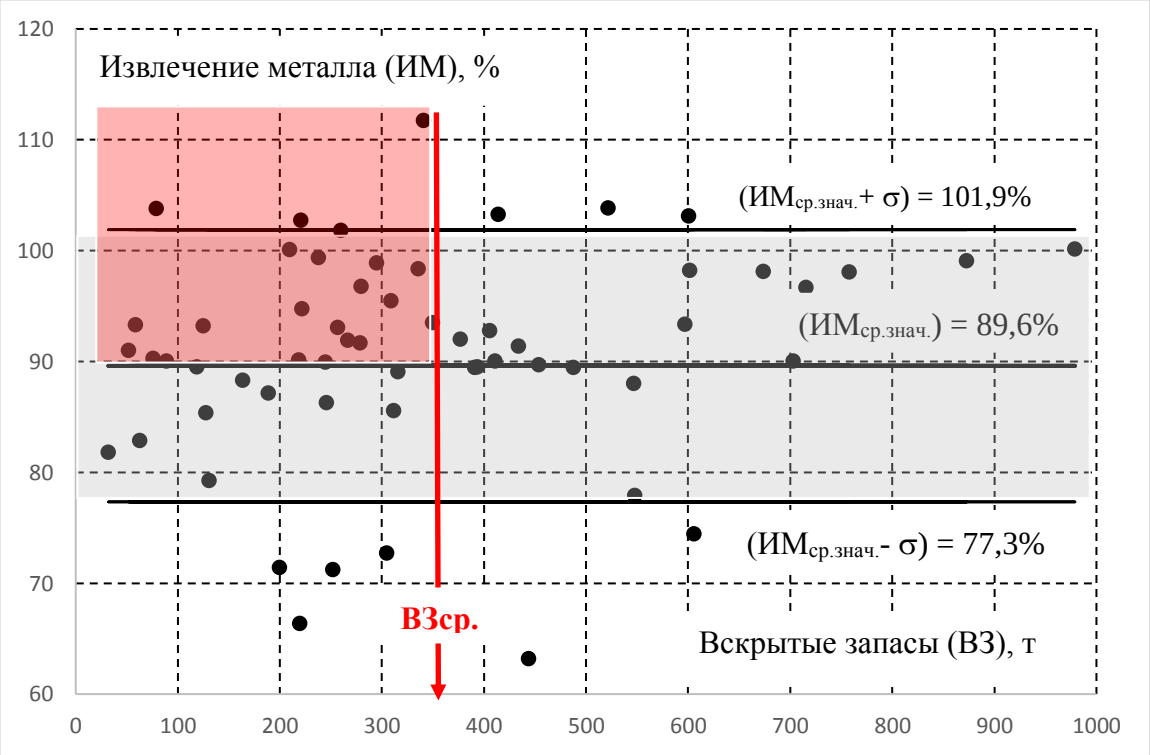


Рисунок 2.4 – Извлечение металла (ИМ),% из вскрытых запасов (ВЗ),т месторождения (среднее значение извлечения металла ($ИМ_{ср.знач}$=89,6%) для технологических блоков, стандартное отклонение для извлечения металла составляет (σ=12,3%))

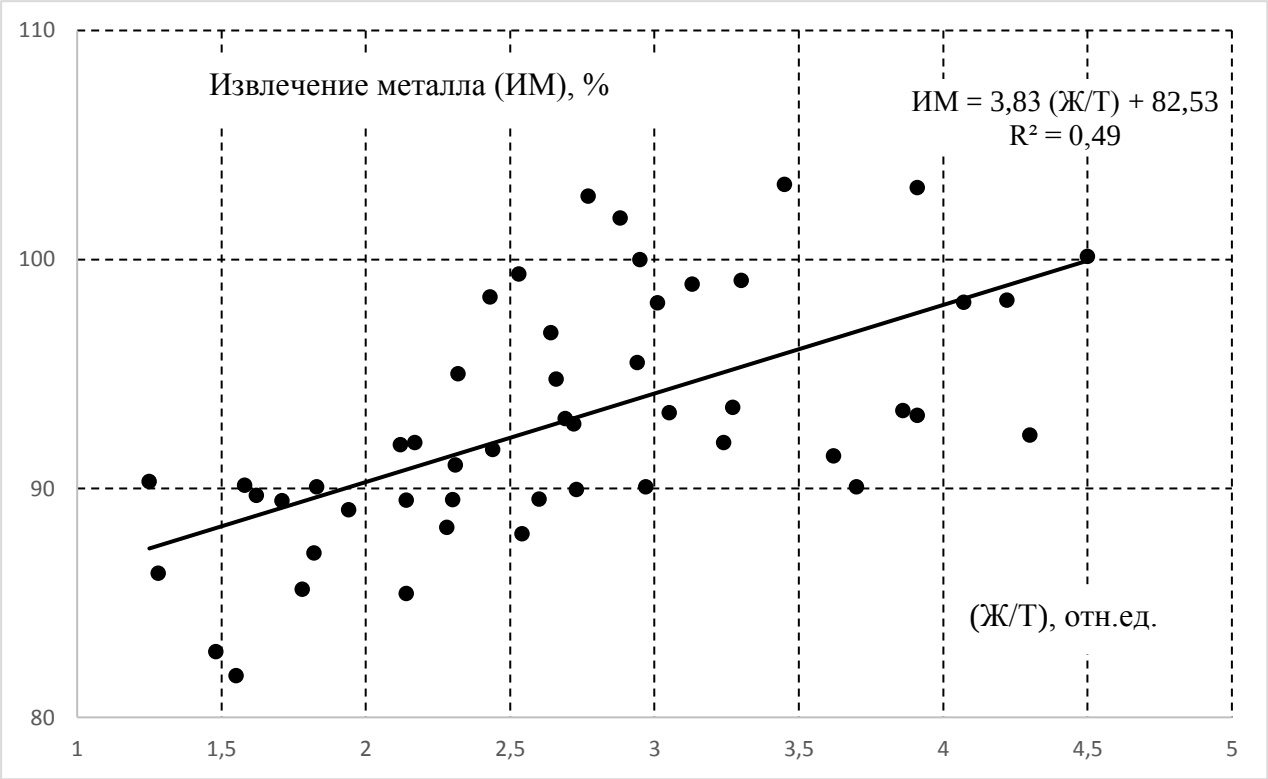


Рисунок 2.5 – Зависимость извлечения металла (ИМ), % от технологического параметра (соотношение Ж/Т), отн.ед.

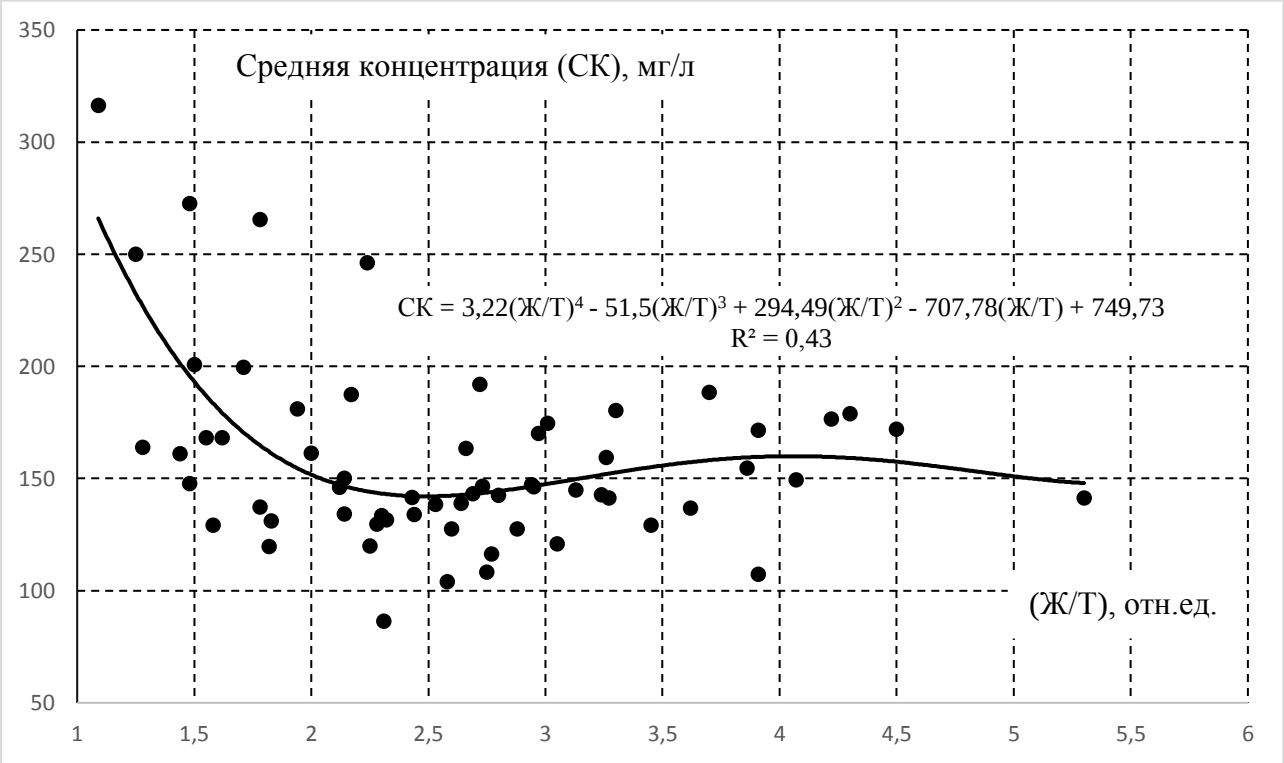


Рисунок 2.6 – Зависимость средней концентрации металла в растворе (СК), мг/л от технологического параметра (соотношение Ж/Т), отн.ед.

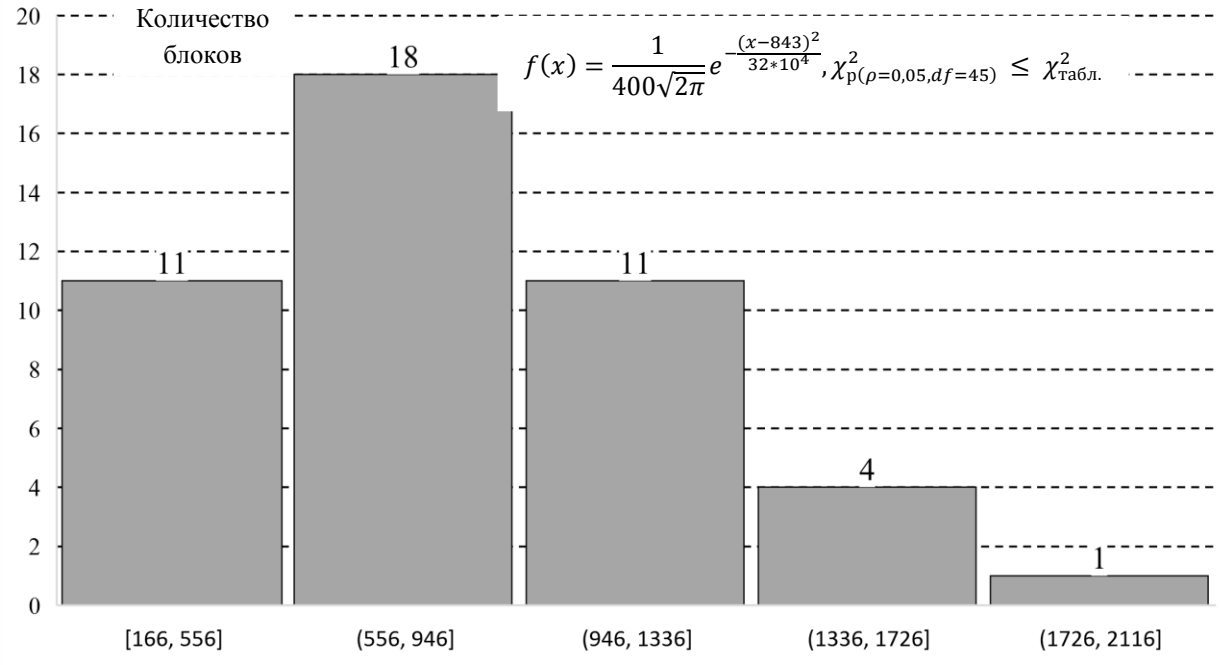


Рисунок 2.7 − Гистограмма распределения горнорудной массы на технологических блоках месторождения, тыс.т.

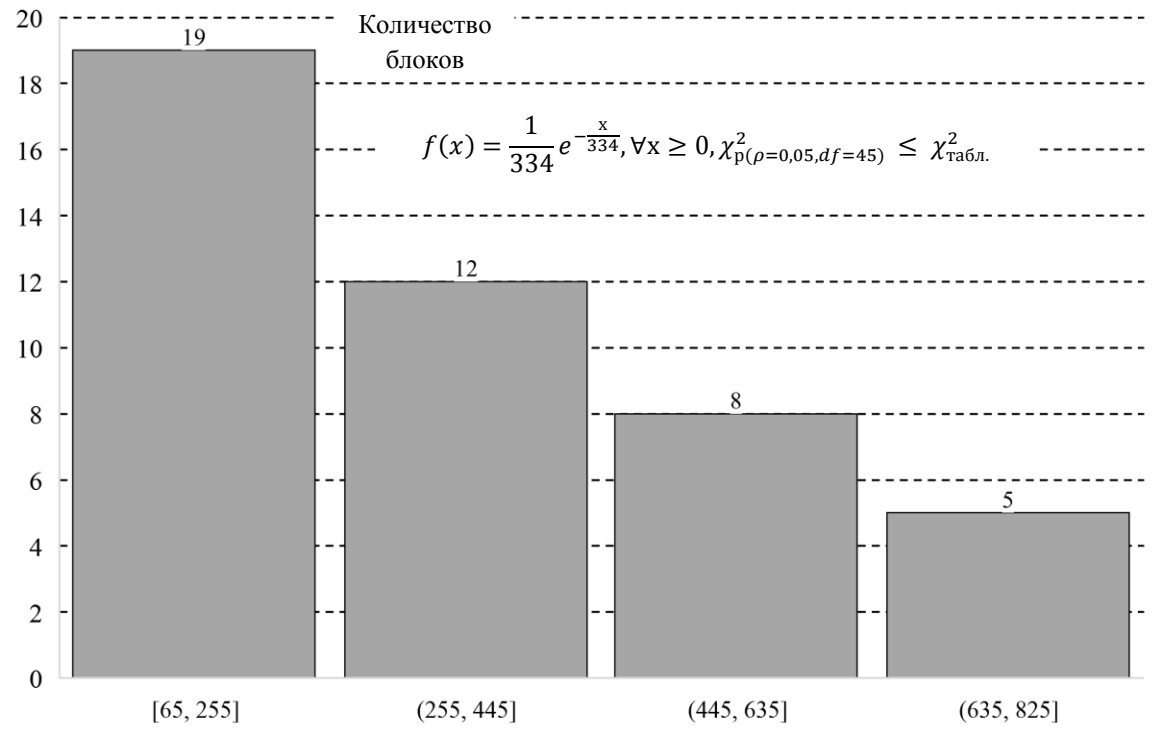


Рисунок 2.8 − Гистограмма распределения запасов урана на блоках месторождения, кг

Таблица 2.4 – Распределение количества блоков, находящихся на определенной стадии отработки

Извлечено запасов в настоящее время, %	Количество блоков	% от суммарного количества блоков
> 85	49	73,1
>90	34	50,7
>100	8	11,9

Таким образом, проведенный в рамках информационной модели эксплуатации технологических скважин анализ геологической и технологической информации показала, что для 11-и блоков, находящихся по извлечению в интервале 85-90% зафиксировано переизвлечение, а ряд блоков, находящихся на ранних стадиях отработки, уже показывают аномальную скорость извлечения запасов в месяц, демонстрируя от 9 до 16% извлечения от вскрытых запасов, при длительности работы от 7 месяцев до 1,5 лет. Следовательно, на месторождении имеет место быть 49 блоков с фактическим или ожидаемым переизвлечением на стадии отработки более 80% от вскрытых запасов и два блока на ранней стадии с аномальной скоростью отработки. По данным информационной модели 51 блок из 67 работающих (76%) демонстрируют переизвлечение по фактическим показателям или ожидаемое в ближайшее время по прогнозным оценкам [56].

Кроме того, обращает на себя внимание длительность эксплуатации технологических блоков: 5 блоков отрабатываются более 10 лет; 13 – более 8; 30 – более 6 лет. Данные сведения убедительно свидетельствуют о наличии серьезной проблемы системной недооценки запасов технологических блоков на месторождении. Для определения основных причин и факторов возникновения системной недооценки запасов рассмотрим основные показатели эволюции запасов технологических блоков (под эволюцией запасов будем понимать процесс структурного изменения (извлечения) запасов от одного состояния к другому). В таблице показаны изменения запасов месторождения с начала учета добычи на блоках по настоящее время, когда корректировки запасов завершены. Как можно

видеть, и с учетом прироста (3189т (19,8%)), уроста (-732т (4,5%)), и коррекции запасов (2457т) в процессе эксплуатации технологических блоков, имеет место системное переизвлечение (таблица 2.5, рисунок 2.9).

Таблица 2.5 – Основные показатели эволюции запасов технологических блоков месторождения (фрагмент)

Номер блока	Запасы на начало учета, т	Запасы в настоящее время, т	Прирост/Урост, %	Извлечение в настоящее время, %
Блок 1	601	703	14,5	89,9
Блок 2	644	674	4,5	97,6
Блок 3	1381	1651	16,4	92,1
Блок 4	716	716	0,0	96,4
Блок 5	307	257	-19,5	92,6
Блок 6	622	873	28,8	98,5
…	…	…	…	…
…	…	…	…	…
Блок 48	131	131	0,0	73,0
Блок 49	348	252	-38,1	65,1
ВСЕГО (запасы на начало периода), т			**16146**	
ВСЕГО (прирост), т (%)			**3189 (19,8)**	
ВСЕГО (урост), т (%)			**-732 (4,5)**	
ИТОГО (коррекция), т			**2457**	
ИТОГО (запасы), т			**18603**	

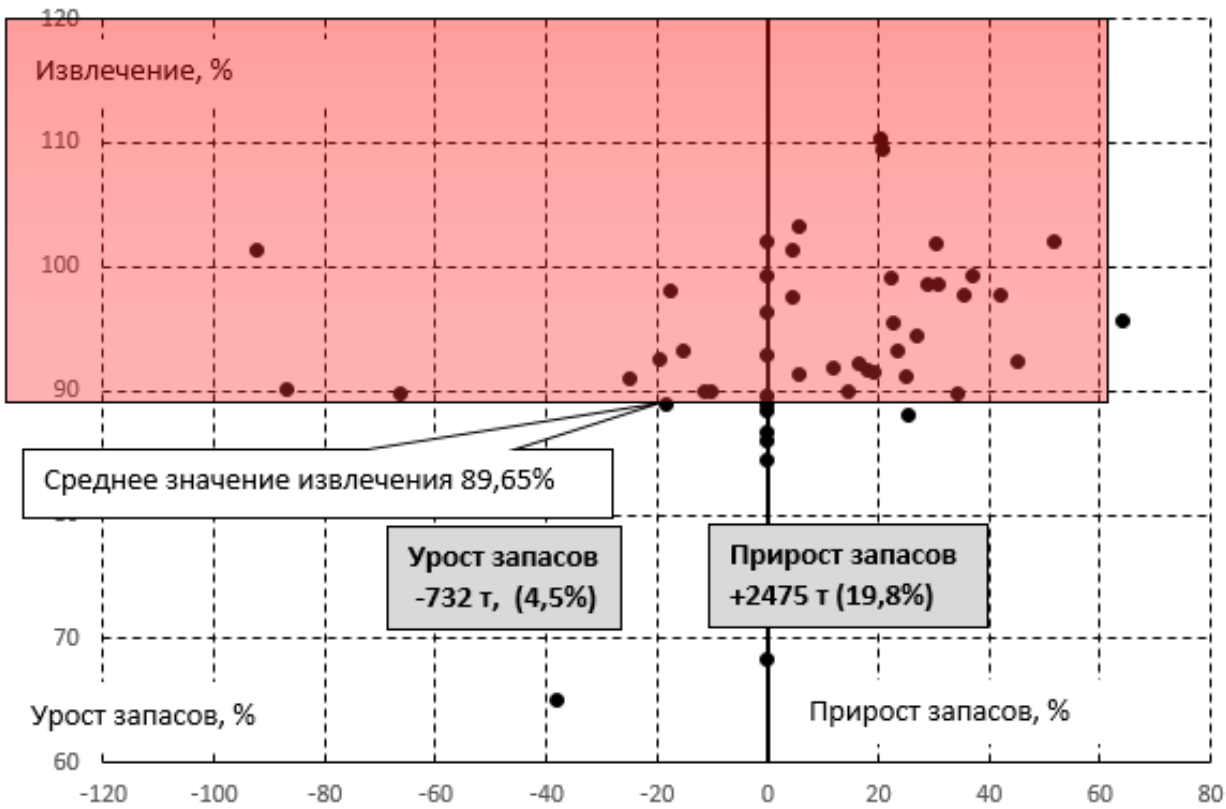


Рисунок 2.9 – Корректировка запасов и извлечения металла на технологических блоках месторождения

На следующем этапе в рамках информационной модели эксплуатации технологических скважин были определены динамические характеристики отработки технологического блока.

Расчет и анализ динамических характеристик технологического блока предопределяет необходимость учета следующих базовых предпосылок и параметров [14,40]:

– эффективная мощность подсчитана, исходя из принятого правила для фильтров в интервале длин 6-10 м и средних фильтрационных характеристиках пласта при коэффициенте фильтрации $К_ф$= 4-15 м/сут;

– отсутствие резкой анизотропии в проницаемости песков по длине фильтра (связана с резкими колебаниями эффективной пористости, что не характерно для терригенных толщ), при этом принимается, что технологические растворы циркулируют в интервалах выше фильтра на 2 м (или до водоупора в

интервале от верха фильтра – 2 м выше), и ниже фильтра на 6 м (или до водоупора в интервале от низа фильтра – 6 м ниже). В случае расположения фильтра непосредственно на нижнем водоупоре, область циркуляции растворов вверх от фильтра может вырасти до 5 м [79];

- - площадь блока подсчитана по проекциям фильтров (отметки верха или низа фильтра) на дневную поверхность, а не по фактическому положению устьев скважин;
- - использование группировки сближенных скважин.

Такая исходная постановка модели технологического блока принимается для корректного сравнения различных вариантов формализации задачи подсчета вскрытых запасов на месторождении.

Предлагаемая интерпретация информационной модели рассматривается для трех вариантов залегания рудного тела - отнесение данного рудного интервала к мешку/крылу/останцу. От каждого из вариантов залегания рудного тела зависит присваиваемое значение коэффициента радиоактивного равновесия ($К_{рр}$) с последующим подсчётом содержания урана в рудном интервале (РИ) [114].

Из исходного множества технологических блоков месторождения для сравнительного статистического анализа данных в рамках информационной модели был выбран вариант, обладающий следующими характеристиками: технологический блок демонстрируют переизвлечение (извлечено на текущий момент времени - 97,7% (среднее извлечение по месторождению составляет 89,65±12,18%) (см. рисунок 2.9) со средним содержанием 123,4 мг/л за последний учетный месяц (средняя концентрация металла в растворе по месторождению составляет 161,5±56,3 мг/л); прирост запасов в процессе эксплуатации составил 13,2% от первоначально рассчитанных. Подсчет эволюции запасов был произведен на основе утвержденного временного технологического регламента на единичный рабочий технологический процесс добычи урана в продуктивных растворах рудника подземного скважинного выщелачивания урана (таблица 2.6).

Таблица 2.6 – Варианты подсчета запасов технологического блока по годами эксплуатации месторождения (t_0-t_2)

Параметры технологического блока	Варианты подсчета запасов по годам		
	t_0	t_1	t_2
Количество скважин в подсчете	71	71	71
Эффективная мощность закисляемого продуктивного горизонта ($M_э$), м	15	14,2	14,2
Средняя рудная мощность (m), м	7,05	9,09	9,09
Среднее содержание урана в руде (c), %	0,085	0,104	0,108
Средняя продуктивность рудного тела (m_U), кг/м^2	10,28	16,45	17,08
Площадь блока ($S_{бл.}$), тыс. м^2	33500	35100	35100
Объем запасов ($Q_з$), т	350	577	602

Для оценки средних значений выборок показателей эволюции расчетных запасов по годам эксплуатации технологического блока использовался статистический t-критерий Стьюдента, уровень значимости принимался равным 0,05 [21,44].

На основе проведенных исследований были выявлены значимые статистические различия между подсчетами запасов в интервалах времени (t_0 - t_1), которые объясняются окончанием периода разведочных работ на участке и принятием комплекса поправок в каротажи. При этом, различия между подсчетами в интервалах времени (t_1 -t_2) остаются невыясненными, учитывая одинаковое количество скважин и идентичные площади блока. Из формуляров подсчета запасов видно, что данные изменения берут начало в подсчете содержания металла в рудных интервалах по скважинам технологического блока (таблица 2.7).

Таблица 2.7 – Расчет мощности РИ и содержания металла в рудных интервалах технологического блока по годам эксплуатации месторождения (t_1-t_2)

№ скважины технологического блока	Рудный интервал по скважине, м		Мощность рудного интервала, м	Среднее содержание урана в руде (cU, %)		Продуктивность в метропроценте mc, м%	
	от	до		t_1	t_2	t_1	t_2
1	624,45	633,95	6,20	0,056	0,137	0,3472	0,8494
2	624,45	633,95	9,50	0,0410	0,094	0,3895	0,893
3	618,25	629,75	11,5	0,049	0,136	0,5635	1,564
4	617,55	623,55	6,0	0,052	0,137	0,3120	0,822
5	632,25	637,35	5,10	0,068	0,166	0,3468	0,8466

Анализ данных таблицы 2.7 показал, что итоговое превышение продуктивности в метропроценте составило от 2,3 до 2,7 раз в каждом рудном интервале за промежуток времени t_1-t_2. Для выяснения причин такого рода значимых динамических изменений проведены дальнейшие исследования по выявлению значимых факторов подсчета вскрытых запасов на месторождении [71]. Использование данного подхода позволит рассмотреть различные варианты подсчета запасов, а также сформировать и оценить гипотезу о наличии основных (базовых) причин и факторов их недооценки [5].

2.2. Формирование стохастической факторной системы геофизических данных и разработка критериев оценки вариантов подсчета запасов технологического блока

Под факторной системой геофизических данных будем понимать совокупность факторных (множество геофизических и технологических данных) и

результативных (объем запасов технологического блока) признаков, связанных между собой причинно-следственной связью вида ($Q_з = \xi(F1,F2,F3)$).

На данном этапе проведена оценка факторных признаков {F1,F2,F3}, определяющих объем вскрытых запасов на месторождении [93], среди которых необходимо в первую очередь, выделить следующие [83]:

F1 – интервал эффективной мощности закисляемого продуктивного горизонта. На основе учета интервала эффективной мощности закисляемого продуктивного горизонта проведена корректировка рудных интервалов, включаемых в подсчет запасов технологического блока по данному факторному признаку. Для этого были определены рудные интервалы, находящиеся за пределами стандартного подсчета интервала эффективной мощности, в том числе – выше верхней границы интервала эффективной мощности, а также – ниже нижней границы. В такой постановке была проведена корректировка рудных интервалов, включаемых в подсчет запасов блока по интервалу эффективной мощности закисляемого продуктивного горизонта.

F2 - группировка технологических скважин блока. Принципы группировки скважин базируются на выявлении принципов и правил распределений метропроцента рудных интервалов в разрезе и по площади, а также учете влияния приконтурных разведочных скважин, расположенных ближе 10-12 м от границы технологического блока. Принято группировать скважины, вскрывшие один и тот же рудный уровень, по принципу четверти расстояния между откачными и закачными рядами, т.е., при расположении сближенных скважин на расстоянии не более 10-12 м (четверть стандартного от расстояния между рядами) друг от друга, они подлежат группировке.

F3 – площадь технологического блока. Наличие значительной разницы в учитываемых площадях блоков при неизменном количестве скважин, говорит о необходимости коррекции проведенных контуров по граничным скважинам и площадей блоков соответственно. Для этого необходимо использование граница блока, проводимым не по устьям, а по отметкам фильтров (верх, середина или низ).

В такой постановке, по данным инклинометрии могут быть пересчитаны прямоугольные координаты проекций фильтров на дневную поверхность.

Подсчет запасов урана ($Q_з$, т) проведен по традиционно используемой для этих целей формуле $Q_з = S*К_р*\rho$, где S- площадь блока в плане в тыс. м^2 (факторный признак F3); $К_р$ -площадной коэффициент рудоносности (поправочный коэффициент к запасам руды в недрах, учитывающий наличие в пределах оконтуриваемых объемов месторождения участков пустых пород либо некондиционных руд, при этом, $К_р$ численно равен отношению суммы площадей непосредственно рудных участков к собственно общей площади рудной толщи) (факторный признак F2); ρ- средняя продуктивность по блоку в т/м^2. (факторный признак F1). При этом ρ определяется следующим образом $\rho = m*c*d$, где m - средняя рудная мощность по блоку, м; c-среднее содержание урана по блоку в %; d- объёмный вес руды в т/м^3 [28].

Учет данных трех факторов позволил реализовать процедуру пересчета запасов технологического блока на базе оценки эффективной мощности закисляемого продуктивного горизонта, площади по проекциям фильтров и группировок сближенных скважин (таблица 2.8).

Очевидно, что при учете всех указанных выше факторных признаков и ограничений, запасы блоков увеличиваются, считая от последнего по времени учета t_2, на 9,3%. Представленный выше подсчет запасов по предлагаемой факторной модели показал, что реальные запасы урана в недрах не соответствуют фактической отработке. При этом, систематическая недооценка вскрытых запасов связана еще и с расчетом содержания урана в рудных интервалах (см. табл. 2.8), т.е., с принятым в расчет значением коэффициента радиоактивного равновесия ($К_{рр}$).

Таблица 2.8 – Вариант подсчета запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности, площади по проекциям фильтров и группировок сближенных скважин

Параметры технологического блока	Варианты подсчета запасов по годам		
	t_1	t_2	По факторной модели на момент времени t_2
Количество скважин в подсчете	71	71	**71 (базовый) (67 сгруппированных)**
Эффективная мощность закисляемого продуктивного горизонта ($M_э$, м)	14,2	14,2	**14**
Средняя рудная мощность (m, м)	9,09	9,09	**8,88**
Среднее содержание урана в руде (c, %)	0,104	0,108	**0,1002**
Средняя продуктивность рудного тела (m_U, кг/м^2)	16,45	17,08	**15,48**
Площадь блока ($S_{бл}$, тыс. м^2)	35100	35100	**33350**
Объем запасов, ($Q_з$, т)	467	472	**516**

В этой связи на следующем этапе исследования был проведен корреляционный анализ [29] зависимости коэффициента радиоактивного равновесия ($К_{рр}$) от содержания радия (таблица 2.9, рисунок 2.10) и от мощности рудного интервала (таблица 2.10, рисунок 2.11) по различным морфологическим элементам залежи. Данный подход необходимо реализовать для теоретико-методологического и практического обоснования систематической неодооценки вскрытых запасов месторождения урана.

Таблица 2.9 – Зависимости $К_{рр}$ от средней массовой доли радия для месторождения урана с разделением по морфологическим элементам залежи

Средние значения содержаний Ra,%	Средние значения $К_{рр}$, отн. ед	Среднеквадратическая погрешность $sК_{рр}$	Количество определений, n	Аппроксимация уравнением
Мешковая часть залежи. Средневзвешенное (по количеству проб) **$К_{рр}$=0,565**				
0,011	0,437	0,035	17	$К_{рр}$ = 0,11ln(Ra) + 0,93, R^2 = 0,95
0,021	0,482	0,032	35	
0,039	0,590	0,024	46	
0,053	0,611	0,041	17	
0,085	0,699	0,022	25	
0,158	0,699	0,030	18	
Крыльевая часть залежи. Средневзвешенное (по количеству проб) **$К_{рр}$=0,757**				
0,012	0,558	0,039	24	$К_{рр}$ = 0,099ln(Ra) + 1,04, R^2 = 0,86
0,023	0,676	0,027	63	
0,041	0,713	0,020	80	
0,060	0,789	0,032	60	
0,084	0,859	0,036	45	
0,132	0,864	0,037	54	
0,326	0,867	0,064	15	
Глина, алеврит (непроницаемые породы)				
0,020	0,998	0,072	29	$К_{рр}$ = -0,256 Ra + 0,99, R^2 = 0,94
0,041	0,962	0,083	21	
0,073	0,981	0,053	54	
0,173	0,946	0,045	72	
0,484	0,868	0,065	21	

Таблица 2.10 – Зависимости $К_{рр}$ от среднего значения мощности рудных интервалов для останцовой части залежи месторождения

Средние значения мощности рудных интервалов $М_{ри}$, м	Средние значения $К_{рр}$, отн.ед	Среднеквадратическая погрешность $sК_{рр}$	Количество определений, n	Аппроксимация уравнением
Останцовая часть залежи				
0,26	3,08	0,437	15	$К_{рр}$ = -0,87ln(x) + 1,71, R^2 = 0,59
0,46	1,72	0,370	12	
0,65	2,59	0,520	11	
0,85	1,93	0,273	12	
1,27	1,40	0,191	13	

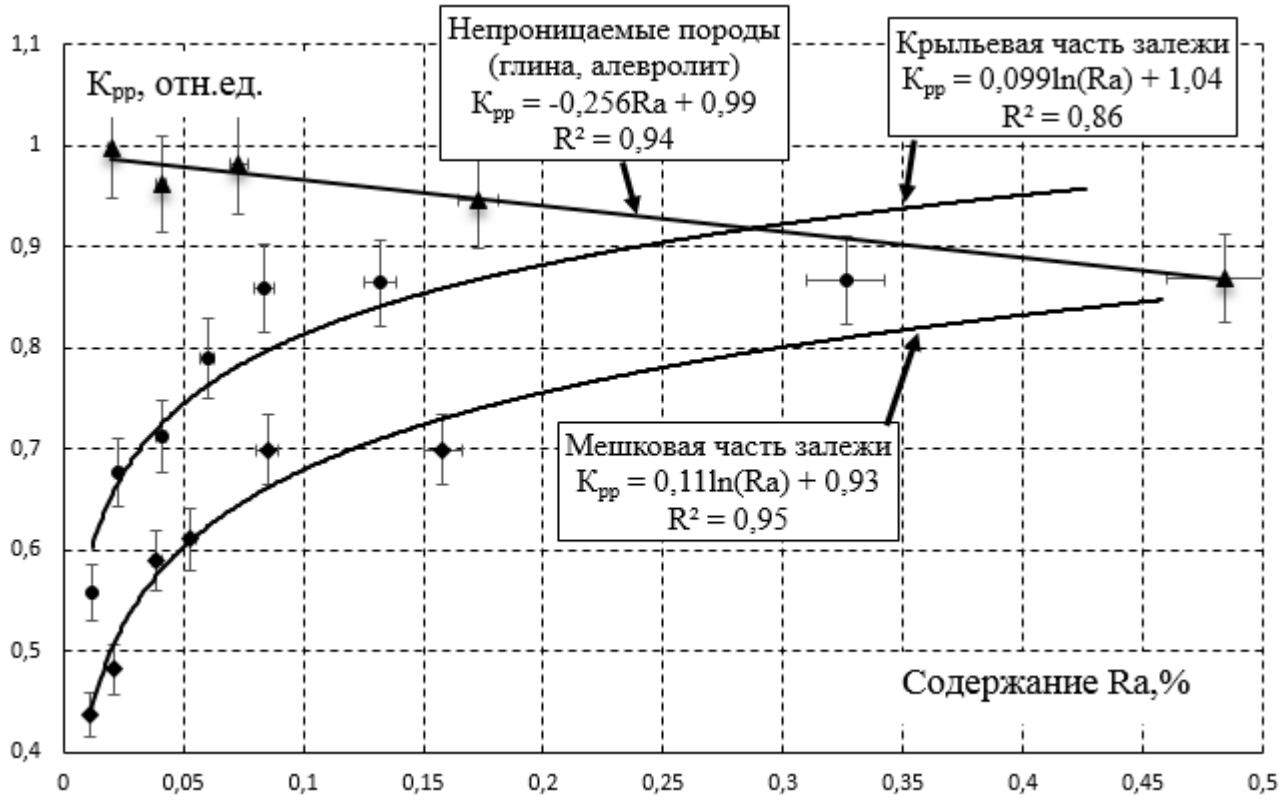


Рисунок 2.10 – Зависимости $К_{рр}$ от средней массовой доли радия для месторождения урана с разделением по морфологическим элементам залежи

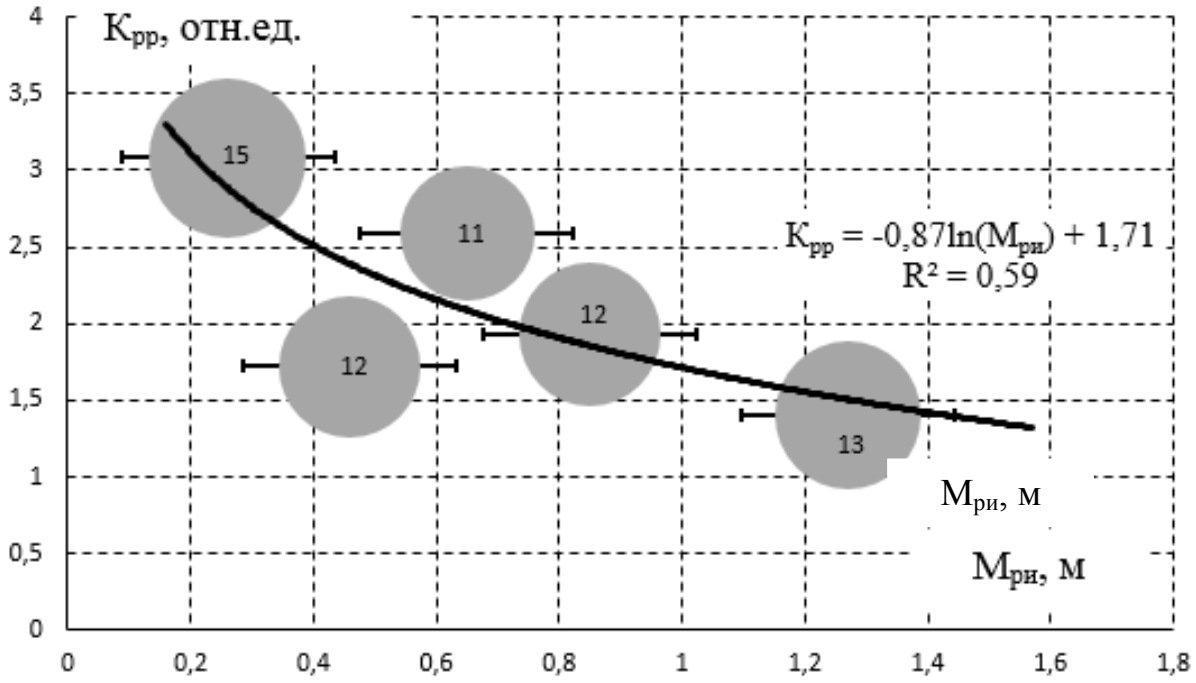


Рисунок 2.11 – Зависимость Крр от среднего значения мощности рудных интервалов ($М_{ри}$, м) для останцовой части залежи месторождения (цифрой внутри круга обозначено количество определений признака)

Проведенные исследования позволили выявить значимые корреляционные зависимости коэффициента радиоактивного равновесия ($К_{рр}$) от средней массовой доли радия для месторождения урана с разделением по морфологическим элементам залежи и зависимости ($К_{рр}$) от среднего значения мощности рудных интервалов для останцовой части залежи месторождения.

Однако, в процессе интерпретации факторной системы геофизических данных и применения поправочных коэффициентов при интерпретации гамма-каротажа выявилось тенденция определения т.н. «мешковатых» крыльев и «крыловатых» мешков.

Такое предположение позволяет выделить два фактора, оказывающие значительное влияние на перераспределение U/Ra в голоцене: высокая природная скорость движения пластовых вод; наличие второстепенного потока подземных вод, формирующегося на склонах поверхности. Таковое влияние, может

заключаться в следующем: мешки – прямые, в их классическом понимании, могут рассматриваться на месторождении как комплекс очень мощных крыльев. Каждое из последних – в силу послойной фильтрации кислородных вод может рассматриваться как отдельный ролл, со своими вторичными формами – мешками и крыльями. При этом, границы между вторичными формами могут визуально быть слабо- или не различимы. Это имеет место при постоянной подпитке кислородными водами, когда уран начинает окисляться одновременно с рассеянными соединениями железа – потенциал-задающими – при окислительно-восстановительном потенциале (eh) +100-150; при этом еще не происходит изменения цвета песка от серого к желтому, т.е. для выпадения в осадок лимонита потенциал еще мал, но окисленный уран, равно также, как и частично окисленное железо уже выносится в виде карбокомплексов. Об этом же процессе могут свидетельствовать часто встречающиеся белесые прослои песков, с фоновым содержанием урана, и практически без железа, находящиеся на границах балансовых интервалов и нацело окисленных песков. Появление таких прослоев – свидетельство глеевого выноса железа (и урана) в слабо восстановительной обстановке; в дальнейшем железо будет привнесено пластовыми водами и высажено в виде лимонита in situ, формируя постепенно расширяющуюся зону окисленных песков [17,32,86].

Вышеизложенные представления позволяют предполагать, что в условиях рассматриваемого месторождения уран будет иметь не столь высокую корреляционную связь с радием, концентрируясь в передовых частях прямых мешков и в обратных мешках. Именно в таких формах будет наблюдаться минимальный $К_{рр}$, при высоком содержании урана. И эта же гипотеза позволяет предполагать, что на месторождении мы имеем дело с маломощными вторичными прямыми мешками, формируемыми по мощным крыльям, и с обширными обратными мешками в зонах ослабленной динамики голоценовых подземных вод [13].

Проанализировав исходные данные отчета по геолого-разведочным работам на месторождении, можно сделать вывод, что для крыльевой части, в общей

выборке 75,81% (257 рудных интервалов) занимают интервалы с мощностью менее 3,0 метров и всего лишь 24,19 % (82 рудных интервала) интервалы более 3 метров (рисунок 2.12).

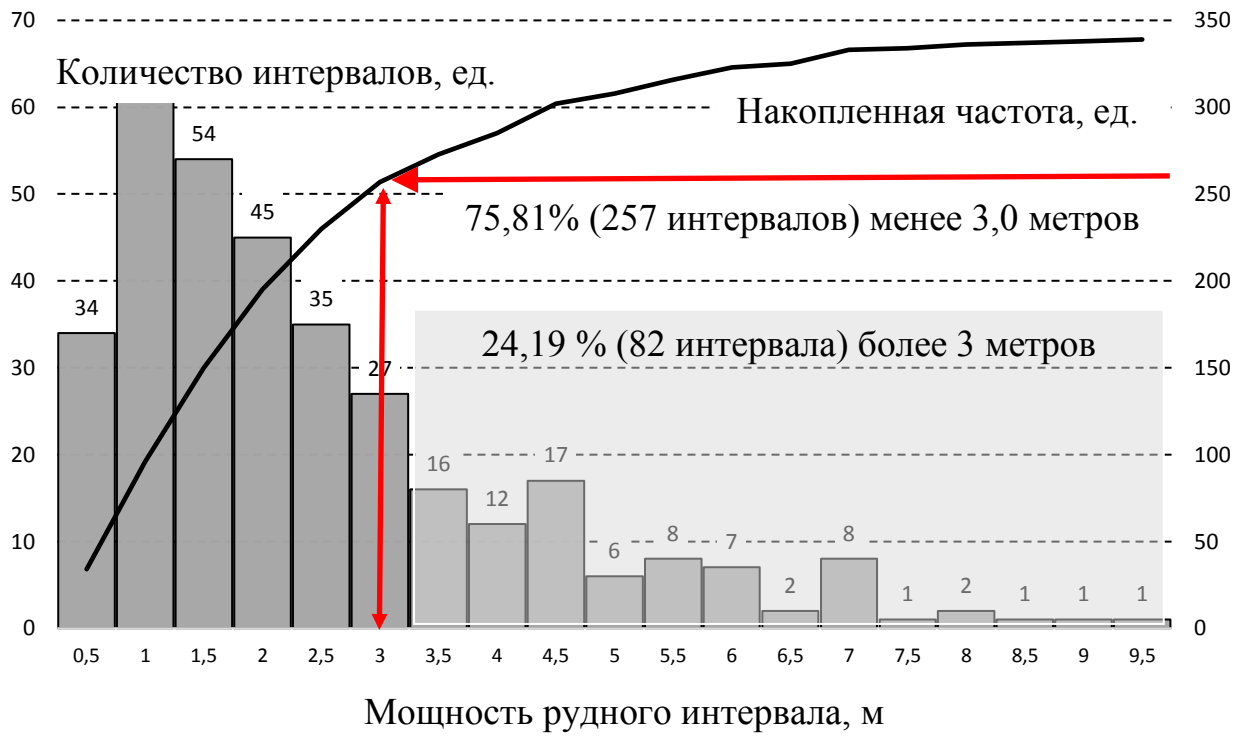


Рисунок 2.12 – Диаграмма распределения мощностей рудных интервалов на технологических блоках месторождения

В этой связи, на следующем этапе исследования приведено сопоставление $К_{рр}$ по выборке с учетом и без учета рудных интервалов более 3,0 метров. Средние содержания урана, после исключения интервалов более 3 метров не имеют значимых статистических различий относительно среднего значения по выборке (в пределах 0,07%), что говорит о том, что данные, исключенные из определения, не влияют на содержание при определении $К_{рр}$. Собственно, изменение $К_{рр}$, при исключении из выборки интервалов мощностью более 3 метров, не превышает 4,8%. Из этого следует, что данные по расчету среднего значения $К_{рр}$ для крыльевой части рудного тела залежи приведены корректно и не вызывают сомнения. Корректировка подсчета стволовых запасов урана возможна путем частичной корректировки положения зон пластового окисления и изменения (ограничения)

мощности рудных интервалов крыльев. При этом может вырасти мощность собственно мешковых интервалов. С учетом вышеизложенных допущений и ограничений, проведена переинтерпретация геофизических данных с изменением параметров интерпретации рудных интервалов, исходя из их мощности по следующему алгоритму. Рудные интервалы мощностью не более 3 метров интерпретировались как крыло. Все интервалы мощностью более 3 метров с аналогичной геохимической обстановкой были проинтерпретированы как мешок с соответствующим $К_{рр}$. Переинтерпретация мешковых и останцовых частей залежей не производилась. Определение мощности рудного интервала производилось по бортовым зависимостям для крыльевой части залежи. Кроме того, была проанализирована геохимическая и литологическая обстановка по геотехнологическим разрезам, в отдельных случаях откорректировано наличие и положение зоны пластового окисления. Как итог данных переинтерпретаций морфологии выступает пересчет запасов, который выполнен на основе полученных зависимостей $К_{рр}$ из отчета о разведке. Итоги, в сравнении с запасами, подсчитанными на предприятии, представлены в таблице 2.11 и рисунке 2.13. Прирост запасов по данным пересчета составил 60 тонн урана.

Таким образом в результате проведенных исследований были сформированы следующие допущения: рудные интервалы, отнесенные к мешковым разностям пересчитываются с $К_{рр}$ =0,565; крыльевые интервалы с мощностью более 3 м – пересчитываются с $К_{рр}$ =0,565; крыльевые интервалы с мощностью менее 3 м пересчитываются с $К_{рр}$ = 0,757.

Исходя из вышесказанного, подсчитаем запасы технологического блока по сформированной совокупности вариантов расчетов [6,75,76] (таблица 2.12):

Вариант 1. - подсчет запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности и группировок сближенных скважин (факторная модель $Q_з = \xi(F1,F2)$);

Вариант 2. –подсчет запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности, площади по проекциям фильтров и группировок сближенных скважин (факторная модель $Q_з = \xi(F1,F2,F3)$).

Таблица 2.11 – Результаты пересчета запасов путем переинтерпретации морфологии

Блок	Запасы из отчета по развед-ке, т	Пересчет, тонн	Прирост		Всего извлечено, т		Всего извлечено, %, на момент t2	
			т	% от исх.	на момент време-ни t1	на момент време-ни t2	Отчет по разведке	Пересчет
1	245	329	84	34,3	220,1	220,4	90,0	67,0
2	602	614	12	2,0	588,2	591,3	98,2	96,3
3	125	136	11	8,8	114,4	116,5	93,2	85,7
4	414	406	-8	-1,9	422,6	427,6	103,3	105,3
5	758	669	-89	-11,7	740,3	743,6	98,1	111,1
6	979	904	-75	-7,7	971,2	980,4	100,1	108,5
7	238	229	-9	-3,8	235,9	236,5	99,4	103,3
8	279	329	50	17,9	255,8	255,8	91,7	77,8
9	267	264	-3	-1,1	243,4	245,4	91,9	93,0
10	280	231	-49	-17,5	267,7	271,0	96,8	117,3
11	119	124	5	4,2	104,8	106,5	89,5	85,9
12	222	233	11	5,0	209,7	210,4	94,8	90,3
ВСЕГО:					**4374,0**	**4405,4**	**97,3**	**98,6**

Вариант 3. - пересчет рудных интервалов в соответствии с ограничением мощности крыльев (менее 3 м) и корректировками границ, а также подсчет запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности, площади по проекциям фильтров и группировкой сближенных скважин (факторная модель $Q_з = \xi(F1, F2, F3)$ + пересчет РИ).

В этой связи, в общем виде задачу выбора варианта учета различных факторных признаков для оценки запасов на месторождении можно сформулировать следующим образом. Имеется множество допустимых вариантов расчета запасов технологического блока по руднику подземного скважинного выщелачивания $\Omega_д = \{\omega_1, \omega_2,..., \omega_n\}$.

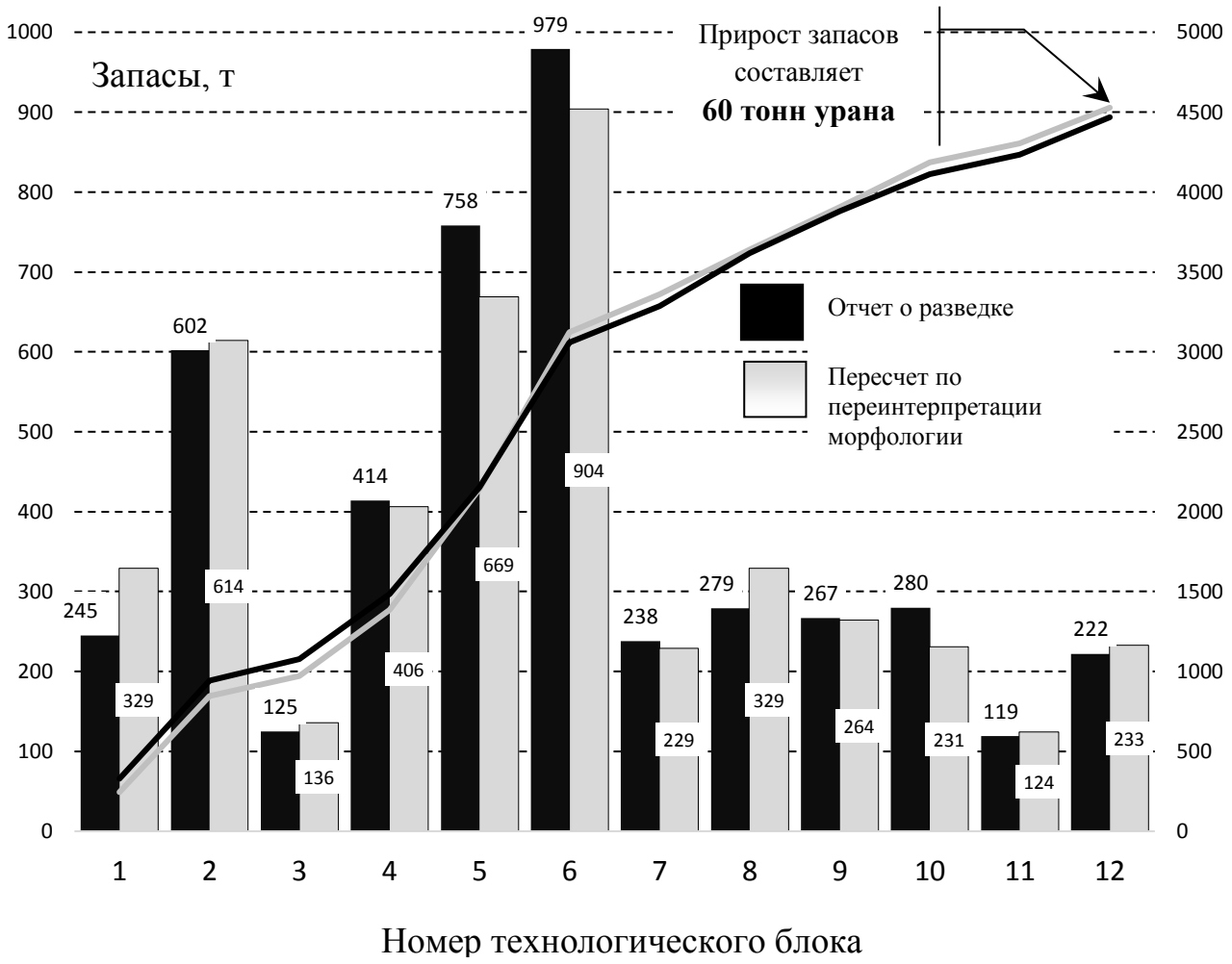


Рисунок 2.13 – Результаты пересчета запасов путем переинтерпретации морфологии

Таблица 2.12 – Формирование исходного множества вариантов и совокупности оценочных критериев подсчета запасов технологического блока

Варианты пересчета запасов	Критерии оценки вариантов (прирост запасов, %, λ -значимость критерия)			
	Критерий оценки рудных интервалов в эффективной мощности	Критерий оценки группировок сближенных скважин	Критерий оценки площади по проекциям фильтров	Условие переинтерпретации геофизических данных и корректировки границ рудного интервала
Вариант 1	8% (λ_{11}=0,57)	6% (λ_{12}=0,43)	×	×
Вариант 2	8% (λ_{21}=0,32)	6% (λ_{22}=0,24)	11% (λ_{23}=0,44)	×
Вариант 3	8% (λ_{31}=0,21)	6% (λ_{32}=0,16)	11% (λ_{33}=0,29)	13% (λ_{34}=0,34)

Каждый из вариантов имеет соответствующие числовые показатели $E = \{E_1, E_2,...,E_m\}$. В данном случае, показатели E_i характеризуют признаки вариантов прогнозной оценки, существенные для подсчета запасов. Каждый конкретный вариант ω_i характеризуется в этом случае и конкретными числовыми значениями показателей $E_1^i,...,E_m^i$. Можно считать, что введенная система показателей отображает варианты ω_i в некоторую точку m-мерного критериального пространства исходов (последствий) с координатами, равными соответствующим значениям показателей E_m^i. Задача принятия решения при этом может рассматриваться как задача выбора такого варианта $\omega_i \in \Omega$, который дает оптимальный результат $E_1^i,...,E_m^i$. В этих условиях нужна некоторая функция, которая бы сводила систему показателей $E_1,...,E_m$ в некоторый скалярный показатель предпочтительности. Это равносильно введению скалярной функции V, определенной в критериальном пространстве и обладающей следующими свойствами: если $V(E_1^i,...,E_m^i) > V(E_1^j,...,E_m^j)$, то $\omega_i \succ \omega_i$; если $V(E_1^i,...,E_m^i) = V(E_1^j,...,E_m^j)$, то $\omega_i \sim \omega_i$. В соответствии с приведенными свойствами выбор предпочтительного варианта ω^* из множества $\Omega_д$ отвечает максимизация функции V. В данном случае функция $V(E_1,...,E_m)$ носит название функции ценности. Процедура, использующая линейную комбинацию критериев, предполагает формирование функции ценности вида $V = \sum_{i=1}^{n} \lambda_i E_i$, где $\sum_{i=1}^{n} \lambda_i = 1$, $\lambda_i \geq 0$ и $i = 1,..., n$. с последующим решением однокритериальной оптимизационной задачи вида $\omega^* = \arg\max \{V[E_i(\omega)]\}$, при $i = 1,..., n$.

Если полученное решение по какому-либо критерию $E_i(\omega)$ представляется недостаточно подходящим, то можно, увеличив соответствующее значение λ_i (при сохранении условия $\sum_{i=1}^{n} \lambda_i = 1$), повторить задачу поиска [12,57,64].

Кроме того, одной из разновидностей решения задачи выбора может выступать расчет соответствующих метрик. Так в метрике R^2 определяется

расстояние от центра (идеальной точки, имеющей наилучшие значения по множеству оценочных критериев) до всех остальных векторов. Для вектора x_j расстояние определяется по формуле: $R_x^{(j)} = \sqrt{\sum_{i=1}^{n}(x_i^{(j)} - x_c)^2}$. Аналогичный подход позволяет использовать различные варианты определения расстояния, в том числе «манхеттенское» расстояние или «расстояние городских кварталов» (city-block): $R_x^{(j)} = |x_i^{(j)} - x_c|$ [43,51,60].

Проведенные расчеты показали, что лучшие значения по оценке запасов исходя из функции ценности и R^2-метрики дает третий вариант (таблица 2.13), при этом общие изменения параметров незначительны при тех же параметрах, что и в технологическом регламенте. Это еще раз свидетельствует о том, что основная проблема подсчета запасов технологического блока заключается именно в оценке $К_{рр}$.

Таблица 2.13 – Сравнительный анализ вариантов расчета запасов по сформированной совокупности оценочных критериев

Параметры технологического блока	Варианты подсчета запасов		
	1	**2**	**3**
Количество скважин в подсчете	71	71	71
Количество сгруппированных скважин	42	58	67
Эффективная мощность закисляемого продуктивного горизонта ($М_э$), м	14	14,6	14,2
Средняя рудная мощность (m), м	8,88	9,41	9,09
Среднее содержание урана в руде (c), %	0,1043	0,096	0,1002
Средняя продуктивность рудного тела (m_U), кг/м^2	15,48	15,78	16,45
Площадь блока ($S_{бл.}$) тыс. м^2	33350	35100	35800
Функция ценности (Объем запасов, ($Q_з$), т	525	554	577
R^2 – метрика, $R_x^{(j)} = \sqrt{\sum_{i=1}^{n}(x_i^{(j)} - x_c)^2}$	$R^2(1)$	$R^2(2)$	$R^2(3) = \min\{R^2(1),R^2(2),R^2(3)\}$

В этой связи учитывая определенность и достоверность интерпретации $К_{рр}$ (в рамках существующей выборки о разведке месторождения), необходимо расширять исследование, путем включения данных КНД-М, выполненных при эксплуатационном, разведочном и технологическом бурении.

Таким образом, результаты переинтерпретации морфологии в пользу роста мешковых интервалов (в целом, имело место от 10 до 40% прироста интервалов, проинтерпретированных как мешки, в зависимости от блока), не дает значимых результатов в плане прироста запасов (до 10%).

Следовательно, проблемой переоценки объемов запасов месторождения является обработка и анализ радиологических данных и интерпретация на их основе значений $К_{рр}$, а также объемных и качественных показателей запасов урана.

Выводы по главе 2

1. Разработана информационной модели эксплуатации технологических скважин, позволившая определить взаимосвязи между основными объемными и качественными показателями отработки запасов на месторождении, такими как: объемы горнорудной массы; объемы вскрытых запасов; извлечение металла; соотношение Ж:Т; средняя концентрация урана. Проведенный в рамках разработанной информационной модели анализ геологической и технологической информации, а также оценка эволюции запасов в процессе отработки блоков месторождения показали, что 76% функционирующих технологических блоков на месторождении демонстрируют переизвлечение по фактическим показателям или ожидаемое в ближайшее время по прогнозным оценкам.

2. Осуществлено формирование и оценка исходного множества факторных признаков, определяющих объемы вскрытых запасов месторождения: интервал эффективной мощности закисляемого продуктивного горизонта; группировка технологических скважин блока; площадь технологического блока. На основе сводки и группировки показателей в факторных группах реализована процедура пересчета запасов технологического блока. Результаты пересчета запасов показали, что реальные запасы урана в недрах не соответствуют фактической отработке. Кроме того, было выявлено, что систематическая недооценка вскрытых запасов связана еще и с расчетом содержания урана в рудных интервалах, т.е., с принятым в расчет значением коэффициента радиоактивного равновесия ($К_{рр}$).

3. Проведенные исследования позволили выявить значимые корреляционные зависимости коэффициента радиоактивного равновесия ($К_{рр}$) от средней массовой доли радия с разделением по морфологическим элементам залежи (мешки/крылья/останцы) и зависимости ($К_{рр}$) от среднего значения мощности рудных интервалов.

3. Расчет запасов технологического блока рекомендовано проводить по сформированной совокупности вариантов расчетов: вариант 1. - подсчет запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности, площади по проекциям фильтров и группировок сближенных скважин; вариант 2. – пересчет

рудных интервалов в соответствии с ограничением мощности крыльев и корректировками границ, а также подсчет запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности, площади по проекциям фильтров и группировок сближенных скважин; вариант 3. - пересчет рудных интервалов в соответствии с ограничением мощности крыльев и корректировками границ, а также подсчет запасов технологического блока, с учетом интервалов в эффективной мощности, площади по проекциям фильтров без группировок сближенных скважин. Проведенные расчеты (решение задачи выбора вариантов расчета запасов технологического блока) показали, что лучшие значения по оценке запасов исходя из функции ценности и R^2-метрики дает третий вариант, при этом, общие изменения показателей незначительны (до 10%) при тех же параметрах, что и в технологическом регламенте. Это еще раз свидетельствует о том, что основная проблема переоценки запасов месторождения заключается в обработке и анализе радиологических данных и в интерпретации на их основе значений $К_{рр}$, а также объемных и качественных показателей запасов урана.

3. МЕТОДЫ И МОДЕЛИ ИДЕНТИФИКАЦИИ И ДВИЖЕНИЯ ВСКРЫТЫХ И ГОТОВЫХ ЗАПАСОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БЛОКОВ РУДНИКА ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

3.1. Сравнительно-сопоставительный анализ методов идентификации запасов технологического блока и оценка качества и достоверности данных при ведении разведочных и горно-подготовительных работ на месторождении

Для определения показателей оценки запасов технологического блока при добычи урана методом подземного скважинного выщелачивания используется несколько методов, среди которых необходимо выделить керновое геологическое опробование (ГО), гамма-каротаж (ГК), метод мгновенных нейтронов деления (КНД-М) [11,34,35].

Для определения специфических особенностей применения каждого из вышеуказанных методов для оценки запасов в работе был проведен сравнительно-сопоставительный анализ подходов, алгоритмов, а также качества и достоверности получаемых результатов.

На первом этапе исследования был проведен сравнительно-сопоставительный анализ кернового геологического опробования и гамма-каротажа. Для получения расчетных данных и достижения конечного результата при использовании гамма-каротажа (определения уровня радия) необходимо определить поправку на отжатие радона, которая рассчитывается как отношение массовой доли радия в рудном интервале (РИ) по данным анализа керна к массовой доли радия по результатам гамма-каротажа этого же интервала. Достоверность определения поправок, в конечном итоге, определяет и достоверность самого гамма-каротажа и определяется по сопоставлению результатов интерпретации гамма-каротажа [85].

В работе было проведено сопоставление данных гамма-каротажа и геологического опробования керна на уран по залежи в целом. Результаты анализа сведены в таблицу 3.1.

В результате проведенного анализ данных установлено систематически значимое занижение средней массовой доли урана по ГК относительно кернового опробования. Это расхождение составляет 7% при значении расчетного критерия значимости по t-статистике =4,77 при критическом значении $t_{кр.}(2)$ =2,59 (для P=99%).

Таблица 3.1 – Результаты сопоставления данных гамма-каротажа и опробования керна на уран по залежи в целом

Сопоставляемые параметры	Ед. изм.	Значения сопоставляемых параметров		Относит. расхожд. (%)	Значимость систематических расхождений		Средние квадратические отклонения	
		ГО	ГК		$t_{расч.}$	$t_{табл.}$	$S_{допус.}$	$S_{факт.}$
Количество интервалов	инт.	367	367					
Суммарная мощность	п.м.	1032,60	1037,50					
Средняя мощность	м	2,81	2,83	-0,71	1,91	1,98	25см	9,5 см
Суммарные стволовые запасы	м%	91,6897	99,0707					
Средние стволовые запасы	м%	0,2498	0,2699	-7,45	1,55	1,98	±25%	±24,1%
Средние содержания	%	0,0888	0,0955	**-7,02**				

Кроме того, необходимо проведение сопоставления для различных типов руд (в нашем случае проверяем достоверность ГК для двух морфологических типов: мешки и крылья) [98]. Кроме того, выборки для сопоставления сгруппированы с выделением трех классов содержаний урана, соответствующих бедным, рядовым и богатым рудам. Результаты сопоставления сведены в таблицы 3.2, 3.3.

Таблица 3.2 – Результаты сравнительно-сопоставительного данных гамма-каротажа и опробования керна на уран для морфологических типов и классов содержаний урана (для мешков)

Сопоставляемые параметры	Ед. изм.	Значения сопоставляемых параметров		Относит. расхожд. (%)	Значимость систематических расхождений		Средние квадратические отклонения	
		ГО	ГК		$t_{расч.}$	$t_{табл.}$	$S_{допус.}$	$S_{факт.}$
Класс содержаний урана до 0,03% (бедные руды)								
Количество интервалов	инт.	7	7					
Суммарная мощность	п.м.	12,70	13,60					
Средняя мощность	м	1,81	1,94	7,1	**2,46**	2,36	±25см	±12,8 см
Суммарные стволовые запасы	м%	0,33	0,37					
Средние стволовые запасы	м%	0,048	0,053	11,1	0,99	2,36	±25%	**±41,4%**
Средние содержания	%	0,0263	0,0273	3,7	1,46	2,36		
Класс содержаний урана 0,03-0,10% (рядовые руды)								
Количество интервалов	инт.	68	68					
Суммарная мощность	п.м.	339,20	339,10					
Средняя мощность	м	4,99	4,99	0,0	0,1	2,0	±25см	±8,9 см
Суммарные стволовые запасы	м%	23,85	22,11					
Средние стволовые запасы	м%	0,351	0,325	-7,3	0,99	2,0	±25%	±19,5%
Средние содержания	%	0,0703	0,0625	-7,3	**2,07**	2,0		
Класс содержаний урана более 0,10% (богатые руды)								
Количество интервалов	инт.	36	36					
Суммарная мощность	п.м.	176,50	177,10					
Средняя мощность	м	4,90	4,92	0,3	0,76	2,03	±25см	±9,3 см
Суммарные стволовые запасы	м%	25,99	24,41					
Средние стволовые запасы	м%	0,772	0,678	-6,4	**2,92**	2,03	±25%	±17,5%
Средние содержания	%	0,0703	0,0625	-6,1	**2,61**	2,03		

Таблица 3.3. - Результаты сравнительно-сопоставительного анализа данных гамма-каротажа и опробования керна на уран для морфологических типов и классов содержаний урана (для крыльев)

Сопоставляемые параметры	Ед. изм.	Значения сопоставляемых параметров		Относит. расхожд. (%)	Значимость систематических расхождений		Средние квадратические отклонения	
		ГО	ГК		$t_{расч.}$	$t_{табл.}$	$S_{допус.}$	$S_{факт.}$
Класс содержаний урана до 0,03% (бедные руды)								
Количество интервалов	инт.	14	14					
Суммарная мощность	п.м.	15,20	14,50					
Средняя мощность	м	1,09	1,04	-4,6	**2,19**	2,14	±25см	±6,8 см
Суммарные стволовые запасы	м%	0,33	0,46					
Средние стволовые запасы	м%	0,024	0,033	39,8	**4,22**	2,14	±25%	**±39,6%**
Средние содержания	%	0,0216	0,0317	46,5	**4,13**	2,14		
Класс содержаний урана 0,03-0,10% (рядовые руды)								
Количество интервалов	инт.	129	129					
Суммарная мощность	п.м.	306,50	304,60					
Средняя мощность	м	2,38	2,36	-0,6	1,1	1,98	±25см	±10,8 см
Суммарные стволовые запасы	м%	20,04	20,18					
Средние стволовые запасы	м%	0,155	0,156	0,7	1,24	1,98	±25%	±21,5%
Средние содержания	%	0,0654	0,0662	1,3	0,71	1,98		
Класс содержаний урана более 0,10% (богатые руды)								
Количество интервалов	инт.	72	72					
Суммарная мощность	п.м.	162,30	159,40					
Средняя мощность	м	2,25	2,21	-1,8	0,76	2,03	±25см	±9,3 см
Суммарные стволовые запасы	м%	26,89	22,94					
Средние стволовые запасы	м%	0,374	0,319	-14,7	**2,92**	2,03	±25%	±17,5%
Средние содержания	%	0,1657	0,1439	-13,2	**2,61**	2,03		

Выборка бедных руд характеризуется завышением суммарных стволовых запасов по ГК относительно опробования на 11 %. Это расхождение статистически незначимо, ввиду высоких случайных расхождений для метропроцента. Кроме того, выборка бедных руд непредставительна и характеризует незначительный процент общих стволовых запасов (для данной выборки менее 1%), поэтому основной вывод относится к классам рядовых и богатых руд: для класса рядовых руд характерна тенденция к занижению средней массовой доли урана по ГК, относительно опробования на 7%. Значимость такого расхождения неявно выражена, но тем не менее по t-статистике она проявляется. Случайные расхождения между параметрами РИ между ГК и ГО в пределах допустимых значений;для класса богатых руд (представляющих в данной выборке около 50% суммарных стволовых запасов) установлено явно выраженное значимое занижение массовой доли урана и средних стволовых запасов по ГК относительно опробования на 6%.

Наиболее вероятной причиной установленных закономерностей является применение принятой зависимости $К_{рр}$ от содержания радия в рудном интервале. Относительно низкие значения $К_{рр}$, применяемые при интерпретации ГК интервалов бедных руд приводят к некоторому завышению стволовых запасов, а относительно высокие значения $К_{рр}$ в классе богатых руд приводят к статистически значимому занижению стволовых запасов. Аналогичный анализ был проведен для выборки крыльев рудной залежи (таблица 3.3).

Выборка бедных руд в крыльях характеризуется значительным и систематически значимым завышением суммарных стволовых запасов по ГК относительно опробования на 40 %. Но надо учитывать, что выборка бедных руд, так же, как и в случае мешков, характеризует незначительный процент общих стволовых запасов (около 1%), поэтому особого влияния на общие запасы этот класс не оказывает.

Основной вывод относится к классам рядовых и богатых руд: для класса рядовых руд характерно отсутствие систематических расхождений и невысокие случайные расхождения в параметрах РИ по ГК относительно опробования; для

класса богатых руд (представляющих в данной выборке около 55% суммарных стволовых запасов) установлено явно выраженное значимое занижение массовой доли урана и средних стволовых запасов по ГК относительно опробования на 13 и 15% соответственно при невысоких случайных расхождениях.

Для статистической оценки значений $К_{рр}$ в исходной выборке, соответствующей морфологическому элементу (либо технологическому сорту, геохимической зоне и. т.д.), вычисляют среднее значение, среднее квадратическое отклонение и среднее квадратическое отклонение среднего по следующим формулам [31,46,50]:

$$\overline{К}рр = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} Крр_i \ , \qquad (3.1)$$

$$s(Крр) = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(Крр_i - \overline{К}рр\right)^2} \ , \qquad (3.2)$$

$$s(\overline{К}рр) = \sqrt{\frac{1}{n(n-1)}\sum_{i=1}^{n}\left(Крр_i - \overline{К}рр\right)^2} \ , \qquad (3.3)$$

где $Крр_i$ - значение коэффициента радиоактивного равновесия в i-ом рудном интервале.

Если $s(Крр) \le 0{,}25$ и $s(\overline{К}рр) \le 0{,}03$, то полученное значение $\overline{К}рр$ принимают в качестве $К_{рр}$ для выборки; если при этом $0{,}97 \le \overline{К}рр \le 1{,}03$, то принимают $\overline{К}рр$=1.

Если $s(Крр) > 0{,}25$, то необходимо убедиться в однородности выборки. Для этого по всем значениям $Крр_i$ осуществляется построение интервально-вариационного ряда либо гистограммы частот. Неоднородность исследуемого параметра, обычно, приводит к появлению на вариационном графике двух и более максимумов. В этом случае элементы статистической выборки необходимо проверить на соответствие этих максимумов различным геохимическим зонам, типам руд и т.д. При выявлении таких зон искомую выборку следует разделить по морфо-функциональным геологическим признакам и повторить процедуру вычисления $\overline{К}рр$, $s(Крр)$ и $s(\overline{К}рр)$ [52]. Если же вариационный график имеет один максимум, то необходимо проверить, не включены ли в выборку единичные

интервалы (или скважины) из других зон или залежей. Проверку однородности рекомендуется проводить по критерию Смирнова путем сравнения ς-статистики:

$$\varsigma = \max \frac{\left|\text{Крр}_i - \overline{\text{К}}\text{рр}\right|}{s(\text{Крр})\sqrt{(n-1)/n}}, \tag{3.4}$$

где $s(\text{Крр})$ определено формулой (3.2), с ее критическим значением для соответствующих значений доверительной вероятности P и числа наблюдений n.

Принято считать выборку однородной, если $\varsigma \le \varsigma_{\text{кр}}^{(1)}$ при P=0,95; если $\varsigma > \varsigma_{\text{кр}}^{(2)}$ при P=0,99, то значение Крр_i, соответствующее максимальному значению ζ (3.4), должно быть исключено из выборки; вопрос о принятии той или иной статистической гипотезы при $\varsigma_{\text{кр}}^{(1)} < \varsigma \le \varsigma_{\text{кр}}^{(2)}$ решается в зависимости от конкретных условий [103]. Операцию проверки однородности выборки повторяют до тех пор, пока значение s(Крр) (3.2) не станет меньше 0,25. Если окажется, что для выполнения условия $s(\text{Крр}) \le 0{,}25$ потребуется отбросить по критерию Смирнова более 5% значений от общего числа элементов в выборке, то принимают меры для увеличения числа членов в выборке и проводят изучение возможной зависимости $\text{К}_{\text{рр}}$ от массовой доли радия в рудном интервале и/или от его мощности (метропроцента). Возможное наличие такой зависимости можно установить также путем статистического сравнения среднеарифметических и средневзвешенных значений $\text{К}_{\text{рр}}$ – например по t-статистике

$$t = \frac{\left|\overline{\text{К}}\text{рр} - \overline{\text{К}}\text{рр}_1\right|\sqrt{n}}{\sqrt{s^2(\text{Крр}) + s^2(\text{Крр}_1)}}, \tag{3.5}$$

где $\overline{\text{К}}\text{рр}$ и $s(\text{Крр})$ подсчитаны по формулам (3.1 и 3.2), а для вычисления $\overline{\text{К}}\text{рр}_1$, $s(\text{Крр}_1)$ следует воспользоваться формулами

$$\overline{\text{К}}\text{рр}_1 = \frac{\sum_{i=1}^{n} h_i q_{Ra}^{(i)}}{\sum_{i=1}^{n} h_i q_U^{(i)}}, \tag{3.6}$$

$$s(\text{Крр}_1) = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(\text{Крр}_i - \overline{\text{К}}\text{рр}_1\right)^2}, \tag{3.7}$$

где h_i – длина i-го рудного интервала в выборке.

Статистика (3.5) имеет распределение Стьюдента с 2(n-1) степенями свободы. Принято считать, что t незначимо отлично от нуля ($\overline{К}рр$ и $\overline{К}рр_i$ незначимо отличаются друг от друга), если $t \le t_{кр}^{(1)}$ при доверительной вероятности P=0,95; если $t > t_{кр}^{(2)}$ при P=0,99, то t значимо отличается от нуля; вопрос о принятии той или иной гипотезы при $t_{кр}^{(2)} < t \le t_{кр}^{(2)}$ решается в зависимости от конкретных условий [109]. Если t-статистика (3.5) значимо отличается от нуля, то делают вывод о наличии зависимости $К_{рр}$ от массовой доли радия в рудных интервалах или от их мощности (метропроцента).

Полученные результаты сопоставления (таблицы 3.1, 3.2, 3.3) привели к необходимости анализа применяемых зависимостей $К_{рр}$ от массовой доли радия в РИ для мешков и крыльев.

Оценка $К_{рр}$ для выделенных морфологических элементов выполняется проверкой однородности выборок (по СКО $К_{рр}$ или по критерию Смирнова) и статистической оценкой наличия возможной зависимости $К_{рр}$ от массовой доли радия, мощности РИ или метропроцента по t-статистике. В нашем случае обе выборки как для мешков, так и для крыльев являются однородными (0,1‹СКО‹0,25) и не требуют дополнительной проверки и выбраковки по критерию Смирнова. Характер распределения $К_{рр}$ в обоих случаях близок к нормальному (по критерию χ^2), что характерно для данного параметра. Результаты оценки наличия зависимости $К_{рр}$ от CRa с использованием t-статистики приведены ниже в таблице 3.4.

Полученные результаты свидетельствуют об отсутствии статистически значимых зависимостей $К_{рр}$ от массовой доли радия в РИ или от мощности. В этом случае, при условии однородности выборок, возможно применение единой поправки для каждого морфологического элемента.

Таким образом для подсчета запасов технологического блока на месторождении применение единой поправки на $К_{рр}$ в мешках равной 0,579 и в крыльях равной 0,761 для всех классов содержаний является статистически оправданным.

Таблица 3.4– Оценки возможной зависимости $K_{рр}$ от CRa с использованием t-статистики

Мор-фол. эле-мент	Кол-во опреде-лений $K_{рр}$	Среднее значений $K_{рр}$	СКО для среднего значения $K_{рр}$	Средневзв. значение $K_{рр}$	СКО для среднезв. значения $K_{рр}$	t-стат. расч.	$t_{кр}$ для P=95%
Мешок	157	0,579	0,1796	0,613	0,1828	1,67	1,97
Крыло	339	0,761	0,2438	0,773	0,2441	0,63	1,96

Применение этих поправок позволит заметно увеличить стволовые запасы как для мешков (в РИ с массовой долей радия более 0,07% - примерно на 17%) так и для крыльев (в РИ с массовой долей радия более 0,07 % примерно на 12%). Кроме того, применение указанных поправок позволит избавиться от систематического занижения массовой доли урана в РИ класса богатых руд и завышения массовой доли урана в классе бедных руд. В классе, соответствующем рядовым рудам, вероятнее всего, изменений не произойдет, т.к. поправки, применяемые при их интерпретации, близки к средним значениям для всей выборки.

Одной из задач настоящей работы является оценка возможности применения результатов КНД-М (каротаж методом мгновенных нейтронов деления) для уточнения качества и надежности коэффициента радиоактивного равновесия, полученного при выполнении разведочных работ, и для оценки полученных зависимостей $K_{рр}$ от содержания радия в РИ. Для решения данной задачи была выполнена оценка качества каротажа КНД-М согласно основным положениям Инструкции (Инструкция по каротажу методом мгновенных нейтронов деления при изучении урановых месторождений гидрогенного типа, НПО «Рудгеофизика», г. Ленинград, 1985г.) при ведении разведочных и горно-подготовительных работ.

Для определения достоверности полученных данных при использовании данного метода необходимо реализовать процедуру учета случайных погрешностей. При этом, случайные погрешности в определении расчетных параметров РИ для принятой методики проведения работ с КНД-М не могут быть

ниже 15-25%. Уровень случайной погрешности определяется путем сравнения метропроцента РИ по результатам контрольных каротажей на КПС или рядовых скважин. Такие измерения должны выполняться не реже 1 раза в месяц, общий объем за период работ должен составлять не менее 20 РИ, среднеквадратическая погрешность по результатам контрольных измерений на рядовых скважинах не должна превышать 10%.

Достоверность каротажа КНД-М может быть оценена сопоставлением с контрольным методом при ведении разведочных работ – с результатами определения параметров РИ по геологическому опробованию. Для решения задачи оценки достоверности КНД-М в сопоставлении с контрольным методом (геологическим опробованием) был проведен расчет данных с определением статистических характеристик достоверности КНД-М по отношению к контрольному методу (ГО) (таблица 3.5). Приведенные в таблице результаты свидетельствуют о достоверности определения параметров РИ методом КНД-М: систематические расхождения в параметрах РИ отсутствуют, случайные расхождения не превышают допустимые.

В этой связи, для более полного, надежного и достоверного анализа необходима база данных (БД) по опробованию для всех разведочных скважин, по которым был выполнен каротаж КНД-М. Подтверждение данной гипотезы позволит повысить оценку $К_{рр}$ по данным ГК и КНД-М примерно на 15%.

Для реализации этой цели был выполнен всесторонний анализ БД по керновой аналитике и выявлено систематическое занижение параметров РИ, прежде всего, в метропроценте, в особенности, для богатых руд мешков и крыльев. Проблема такого занижения в применении $К_{рр}$, подсчитанного в отчете о разведке, и недостаточности данных именно для площадей отрабатываемых блоков. В работе произведен перерасчет вариантов $К_{рр}$ на основе использования БД по КНД-М в разведочных и технологических скважинах. Полученные значения $К_{рр}$ позволят достоверно пересчитать запасы технологических блоков месторождения с различными вариантами морфологии.

Таблица 3.5 – Оценка достоверности КНД-М в сопоставлении с контрольным методом (геологическим опробованием)

Показатели сопоставления	ГО			КНД-М		
Количество интервалов 38	m, м	Mc, м%	C, %	m, м	Mc, м%	C, %
Сумма	122,20	11,4089		119,70	11,2493	
Среднее значение	3,22	0,3002	0,0934	3,150	0,2960	0,0940
Значение t – статистики				1,55	0,33	0,57
Критическое значение $t_{кр}^{(1)}$ (при P=95%)				2,02	2,02	2,02
Случайное расхождение по мощности (Sm), м				0,189		
Относительное случайное расхождение по метропроценту (Smc), %отн.					24,8	
Случайное расхождение по Cu (Sm), %						0,0244
Относительные расхождения средних величин, %				-2,0	0,7	-1,4

С целью получения репрезентативных выборок для статистической оценки средних значений $К_{рр}$ по результатам КНД-М и ГК в проницаемых рудах для мешков и крыльев было проведено объединение соответствующих выборок по разведочным и технологическим скважинам.

Если включить в исходную БД по разведочным скважинам с определением Ra/U, по которым рассчитан $К_{рр}$, данные КНД-М при ГРР, и КНД-м при технологическом бурении, то подсчет запасов технологических блоков будет более обоснованным и достоверными.

Для расчета достоверности определения расчетных параметров РИ по ГК данные РИ в виде метропроцента, содержаний урана и мощности сопоставляются с контрольным методом, которым в данном случае является КНД-М. При этом анализируемая выборка должна быть однородной (критерий Смирнова). В результате удаления грубых промахов по метропроценту (удалено 18 из 383, что составляет 4,7% от всей выборки (допускается до 5%), добиваемся однородности выборки (одномодальности кривой распределения). Расчетные значения t-

статистики гораздо выше критических: 1,96 - пороговое для 95% доверительной вероятности, тогда как расчетные составляют 8,17 для мощности и 4,12 для метропроцента (таблица 3.6).

Таблица 3.6 – Расчет достоверности определения расчетных параметров рудных интервалов по ГК и КНД-М

Показатели сопоставления	ГК			КНД-М		
Количество интервалов-369	m, м	Mc,м%	C, %	m,м	Mc, м%	C, %
Сумма	1053,4	76,97		1162	92,23	
Среднее значение	2,51	0,185	0,069	2,77	0,221	0,071
Значение t – статистики				8,17	4,12	1,81
Критическое значение $t_{кр}^{(1)}$ (при P=95%)				1,96	1,96	1,96
Случайное расхождение по мощности (Sm), м				0,33		
Относительное случайное расхождение по метропроценту (Smc), %отн.					25%	
Случайное расхождение по Cu (Sm), %						0,021
Относительные расхождения средних величин, %				-9,34	-16,2	-2,5

Тем самым, t-статистика показывает наличие статистически значимых расхождений в мощности РИ и в метропроценте между ГК и КНД-М. Так, по мощности имеет место занижение по результатам ГК на 9,3%, по метропроценту – на 16,2%. Сравнивая полученные результаты между ГК и КНД-М в технологических скважинах с результатами, полученными в разведочных скважинах между керновой аналитикой и ГК, мы видим сопоставимые цифры занижения метропроцента. Так для мешков (рядовые руды) метропроцент по ГК статистически достоверно занижен на 7,3%, а для богатых руд расхождения по мощности незначительны (расхождения по метропроценту составляют 6,1%). Богатые рудные интервалы мешков в выборке составляют более 50%. Для рядовых руд крыльевой зоны расхождения статистически незначимы, а для богатых руд

занижение результатов ГК по сравнению с керновой аналитикой составляют по мощности 1,8%, по метропроценту – 14,7%. Богатые рудные интервалы крыльев в выборке составляют 55%.

Результаты проведенных исследований позволили сформировать объединенную статистическую БД по КНД-М (разведочные и технологические скважины) для расчета $К_{рр}$ (выборка сформирована по 124 скважинам и 417 рудным интервалам) (таблица 3.7).

Таблица 3.7 –Значения $К_{рр}$ по данным объединенной БД по КНД в разведочных и технологических скважинах

Морфологическая разновидность залежи	Количество рудных интервалов	Среднее значение $К_{рр}$	Среднее взвешенное (по мощности) значение $К_{рр}$
мешок	194	0,503	0,543
крыло	223	0,975	0,877

Учитывая, что более половины скважин, в которых выполнен КНД-М, были подвергнуты и опробованию, на данном этапе включим в расчет $К_{рр}$ только опробованные разведочные скважины и технологические скважины с КНД-М. Такое объединение позволит сформировать наиболее полную статистическую базу данных на основе имеющихся на месторождении сведений. В ней отсутствуют разведочные скважины с КНД-М, в которых выполнена керновая аналитика. Таким образом, из 32 разведочных скважин с КНД-М в статистической базе данных остается лишь 12. К ним добавляется 92 технологических скважины с КНД-М и 167 скважин с керновой аналитикой. Таким образом, в исследуемой статистической выборке участвует 271 скважина с 833 рудными интервалами. Результаты расчета средневзвешенных значений $К_{рр}$ (по мешкам и крыльям) по сформированной выборке приведены в нижеследующих таблицах 3.8, 3.9, рисунок 3.1.

Таблица 3.8. - Значения $К_{рр}$ по данным объединенной статистической БД по КНД-М в технологических и в разведочных скважинах, и по керновому опробованию (мешковые разности)

интервалы cRa			**в выборке**	
от	**до**	**ср**	**кол-во значений**	**среднее**
0,006	0,018	0,012	63	0,421
0,018	0,03	0,024	63	0,448
0,03	0,045	0,0375	62	0,537
0,045	0,07	0,0575	61	0,603
0,07	0,12	0,095	53	0,695
0,12	0,9	0,51	19	0,670
Всего интервалов			**321**	
Среднее взвешенное				**0,543**

Таблица 3.9 – Значения Крр по данным объединенной статистической БД по КНД-М в технологических и в разведочных скважинах, и по керновому опробованию (крыльевые разности)

интервалы cRa			**в выборке**	
от	**до**	**ср**	**кол-во значений**	**среднее**
0,007	0,02	0,0135	71	0,649
0,02	0,03	0,025	67	0,739
0,03	0,042	0,036	73	0,702
0,042	0,055	0,0485	67	0,765
0,055	0,07	0,0625	63	0,812
0,07	0,095	0,0825	59	0,850
0,095	0,15	0,1225	60	0,903
0,15	1,1	0,625	52	1,003
Всего интервалов			**512**	
Среднее взвешенное				**0,784**

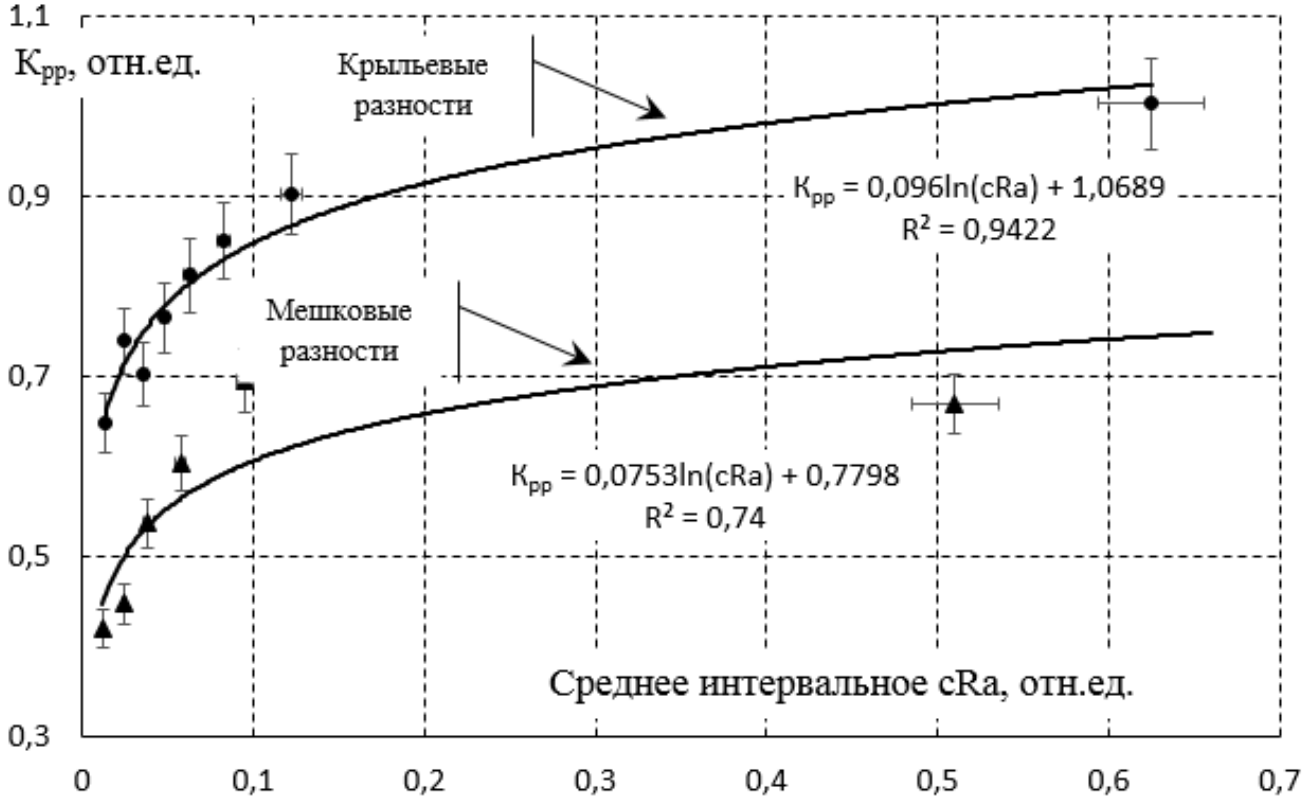


Рисунок 3.1 – Значения $К_{рр}$ по данным объединенной статистической БД по КНД-М в технологических и в разведочных скважинах, и по керновому опробованию (мешковые и крыльевые разности)

Легко заметить, что включение в объединенную БД значений $К_{рр}$ в РИ разведочных скважин с КНД-М, повлияло в сторону незначительного роста $К_{рр}$ в мешках и падения – в крыльях. На данном этапе изученности поправки, используемые как единое значение для мешка – 0,543, и для крыла – 0,784 – представляются наиболее обоснованными. Для останцов значения $К_{рр}$ остаются на прежнем уровне.

Полученные поправки легли в основу пересчета запасов технологических блоков при следующих условиях: используются $К_{рр}$: для мешка – 0,543, для крыла– 0,784, для останца – остаются без изменений; морфология корректируется с учетом расчета крыльевых РИ мощностью более 3 м как мешковых; интервалы, определенные в подсчете на предприятии как мешки, остаются без изменений, равно как и крыльевые интервалы мощностью 3 м и ниже; площадь блока

используется та же, что и при первичном расчете на предприятии; группировки скважин не применяются, за исключением части блока с этажным вскрытием. В последнем случае близко расположенные скважины, вскрывшие руду в разных этажах, группируются и усредняются, при этом РИ в каждой из группируемых скважин рассматриваются в суммарной эффективной мощности [10].

Расчет статистических характеристик, характеризующих точность и достоверность итоговой оценки средних значений $К_{рр}$ для мешков и крыльев для полной объединенной выборки, включающей данные определения $К_{рр}$ по КНД-М и геологическому опробованию в проницаемых рудах разведочных и технологических скважинах приведен в виде итоговых результатов статистического анализа полной объединенной базы данных (таблица 3.10).

Таблица 3.10 – Статистические характеристики полной объединенной выборки для оценки средних значений $К_{рр}$ по данным каротажей КНД-М и ГК и по геологическому опробованию технологических и разведочных скважин

Статистическая характеристика	Для мешков	Для крыльев
Объем объединенной выборки, РИ	321	512
Среднее значение $К_{рр}$, отн. ед.	0,543	0,784
СКО для $К_{рр}$, отн. ед.	0,225	0,257
Погрешность среднего $К_{рр}$, отн. ед.	0,012	0,011
Относительная погрешность определения среднего $К_{рр}$ (для Р=95%), % отн.	3,99	2,98
Расчетное значение критерия Смирнова	3,20	3,74
Критическое значение статистики Смирнова для Р=95%	3,61	3,75

Таким образом, обе объединенные выборки, представляющие из себя полную базу данных по $К_{рр}$, полученных различными методами (ГО и КНД-М) представительны, однородны как по критерию Смирнова, так и по СКО. Среднее

значение $К_{рр}$ для выборки мешков составляет 0,543±0,012, для выборки крыльев: 0,784±0,011.

Относительная погрешность определения среднего $К_{рр}$ (для P=95%) составляет 3,99 % для мешков и 2,98 % для крыльев Рекомендованное значение относительной погрешности для достоверно определенной средней оценки $К_{рр}$ составляет 5%. Полученные характеристики соответствуют основным инструктивным требованиям Инструкции по гамма-каротажу (Инструкция по гамма-каротажу на месторождениях урана (МИ-№ 115/210-(01.00250-2008)-2011) ФГУНПП «Геологоразведка», СПб, 2012 г.) в части точности определения средней оценки $К_{рр}$ и требованиям к выборкам, предназначенным для определения средних оценок $К_{рр}$.

Таким образом, предложенная методика оценки $К_{рр}$ по геофизическим данным (по ГК и КНД-М) позволила существенно поднять представительность выборок и точность оценки $К_{рр}$ для мешков и крыльев.

Как будет показано дальше, применение уточненных средних оценок $К_{рр}$ для мешков и крыльев позволяет в большинстве случаев заметно увеличить запасы технологических блоков при правильном выделении основных рудоформирующих морфологических элементов (мешков и крыльев).

При этом, только уточнение морфологии РИ при использовании зависимостей $К_{рр}$ не позволяет решить эту задачу. Более того, в блоках с реально подтвержденным переизвлечением урана (с извлечением более 100%), даже применение уточненных средних оценок $К_{рр}$ для мешков и крыльев оказывается недостаточным для объяснения значительного переизвлечения.

Основными причинами этого могут быть два фактора:

1. Наличие на месторождении участков (зон) с аномально низкими средними значениями $К_{рр}$, преимущественно в мешках. Такие зоны выявляются при картировании распределения $К_{рр}$ по площади.

2. Вовлечение в процесс выщелачивания рудных интервалов, которые были отнесены к технологическому забалансу по проницаемости. К числу таких интервалов могут быть отнесены: маломощные (0,2-0,4 м) РИ с богатыми рудами и

расчетными значениями коэффициента фильтрации ($К_ф$) более 0,8 м/сут., а также РИ с аномально высокими пластовыми значениями кажущегося сопротивления (КС), которые относятся к технологическому забалансу без какого-либо геолого-геофизического обоснования.

Такие условно «непроницаемые» РИ могут являться одним из дополнительных источников извлечения урана из недр. На основании данной гипотезы необходимо провести оценку прироста запасов за счет вовлечения таких РИ в процесс скважинного подземного выщелачивания. Для этого приведем данные по оценке средних значений $К_{рр}$, на базе полной выборки $К_{рр}$ для разведочных и технологических скважин блоков с подтвержденным переизвлечением урана более 100%, полученной с использованием КНД-М и ГО для двух выборок - мешков и крыльев.

Выборка для мешков оказалась достаточно представительна, она включает в себя 39 РИ из 20 скважин 7 технологических блоков с извлечением урана из недр более 100%. Выборка для крыльев включает в себя 16 РИ из 9 скважин 4-х технологических блоков с извлечением урана из недр более 100%. Расчет статистических характеристик средних оценок $К_{рр}$ для этих выборок, а также оценка расхождений полученной оценки $К_{рр}$ для блоков с переизвлечением урана для мешков и крыльев от общей оценки $К_{рр}$ по V-статистике приведены в таблице 3.11.

Обе выборки для блоков с переизвлечением представительны и однородны как по критерию Смирнова, так и по СКО. Среднее значение $К_{рр}$ для выборки мешков составляет 0,49±0,033. Это существенно ниже, чем оценка $К_{рр}$ полученная по полной базе данных $К_{рр}$ для всего месторождения (0,543±0,012). Причем по V-статистике это расхождение не может быть признано случайным.

Для крыльев оценки средних значений Крр практически совпадают: $К_{рр}$ по выборки для блоков с переизвлечением составляет 0,77±0,060, а для полной выборки 0,784±0,011. По V-статистике эти расхождения признаются случайными.

Таблица 3.11– Статистические характеристики выборки для оценки средних значений $К_{рр}$ в блоках с переизвлечением урана (> 100%)

Статистическая характеристика	Для мешков	Для крыльев
Объем выборки, РИ	39	16
Среднее значение $К_{рр}$, отн. ед.	**0,49**	**0,77**
СКО для $К_{рр}$, отн. ед.	0,20	0,24
Погрешность среднего $К_{рр}$, отн. ед.	0,033	0,060
Относительная погрешность определения среднего $К_{рр}$ (для P=95%), % отн.	13,4	15,9
Расчетное значение критерия Смирнова	2,76	1,87
Критическое значение статистики Смирнова для P=95%	3,06	2,67
Расчетное значение V-статистики	2,68	0,15
Критическое значение V-статистики для P=95%	1,96	1,96

Таким образом, можно с достаточной степенью уверенности утверждать, что одной из причин недооценки запасов урана в исследованных блоках с реально подтвержденным переизвлечением урана являются существенно более низкие значения $К_{рр}$ в мешковых частях. А учитывая, что основная часть запасов в этих блоках сосредоточена именно в мешках, занижение запасов по ГК за счет этого фактора может составлять не менее 10-15%.

Ниже приведена таблица сравнения подсчетов запасов, выполненных с разными условиями (таблица 3.12). Как можно видеть, новый подсчет в наибольшей степени соответствует факту извлечения.

Соотношение балансовых, вскрытых запасов и суммы добычи по исследуемым блокам сведено в таблицу 3.13. Как можно видеть, объем вскрытых запасов (9764 т) превышает сопряженный баланс на 14,9%, а объем добычи (фактический, 9054 т, плюс ожидаемый, 191 т) больше суммы балансовых запасов на 8,8%.

Таблица 3.12 – Сравнительный анализ соответствия факту извлечения результатов подсчета запасов с различными условиями

№ блока	Условия и факт подсчета, т			Соответствие факту извлечения, %		
	Стандарт предприятия $К_{рр}$ [0,58; 0,75]	Морфология изменена, $К_{рр}$ [0,58; 0,75], принятый на предприятии	Морфология изменена, $К_{рр}$ [0,54; 0,78] (коррекция)			
1	602	614	656	98,2	96,3	90,1
2	125	136	140	93,2	85,7	83,3
3	414	406	468	103,3	105,3	91,4
4	979	904	1114	100,1	108,5	88,0

Таблица 3.13 – Соотношение объемов добычи, балансовых и соответствующих им вскрытых запасов на технологических блоках

Уровень	Запасы (балансовые)	Запасы (вскрытые)	Объем добычи (извлечено)
Объемы, т	8498	9764	9054
ИТОГО прогноз добычи, т			9245
соотношение вскрытые / балансовые, %	114,9		
соотношение прогноз добычи / балансовые, %	108,8		
соотношение прогноз добычи/вскрытые, %	94,7		

Таким образом, по результатам проведенных исследований можно сделать следующие выводы.

1. Выполнены исследования по выявлению статистически значимых расхождений в параметрах рудных интервалов, определяемых с помощью ГК и

одного из контрольных методов – КНД-М и / или керновой аналитики. При использовании результатов керновой аналитики в качестве контрольного метода выявляется, что ГК занижает массовую долю урана и метропроцента в рядовых (0,03 – 0,1%) и богатых (выше 0,1%) интервалах мешков на 6-7%, в богатых интервалах крыльев на 13-15%. При использовании результатов КНД-М в технологических скважинах показано, что ГК занижает мощности РИ на 9%, метропроцент – на 16%.

2. Исследованы возможности расчета $К_{рр}$ с использованием разнородных баз данных – по керновой аналитике, по КНД-М в разведочных скважинах и КНД-м в технологических скважинах. Достоверное значение $К_{рр}$ получено при объединении всех БД – 0,543 для мешков и 0,784 – для крыльев. $К_{рр}$ останцовых руд используется изначально принятый на предприятии.

3. Выполнен пилотный пересчет запасов для четырёх блоков с использованием переинтерпретированной морфологии и единых значений $К_{рр}$ на морфологический элемент (за исключением останцов). Результаты показывают рост запасов на 9-14% от тех, что отражены в данных о разведке месторождения.

4. Разработан практический подход определения причин переизвлечения запасов на технологических блоках, заключающийся в выявлении статистически значимых расхождений между результатами расчета РИ по ГК и контрольными методами, определении % занижения результатов по ГК, в зависимости от морфологии и/или от класса руд по содержанию, переинтерпретации морфологии (при необходимости) и расчете новых значений $К_{рр}$ на основе максимально широкого набора данных, что позволит разработать предложения по оптимизации расходов на ГПР и добычу.

3.2. Статистическое определение законов площадного распределения коэффициента радиоактивного равновесия и корреляционный анализ показателей бортовых кондиций

Статистическое моделирование мощности рудных интервалов в зависимости от характера морфологических границ и определение необходимости корректировки рудных мощностей проводилось на основе определения трендов графиков бортовых кондиций $cRa_{ср}/cRa_{борт}$, которые были построены на основании определения зависимости бортовой массовой доли радия на границах рудных (по урану) интервалов от средней массовой доли радия (рисунок 3.2) [1,66]. Очевидно, что на границах бортовых кондиций мешковой и крыльевой части залежи зависимости, выражающее отношение среднего урана по борту 0,01% к среднему радию в рудном интервале, весьма устойчивы, изменяясь от 0,01 cRa ср до 0,05. Точность аппроксимации достаточно велика и составляет 0,96 для крыльев и 0,99 для мешков соответственно. Данные зависимости хорошо описываются логарифмической функцией с достоверностью аппроксимации более 0,9 до борта 0,012%, чему соответствует 0, 06% среднего Ra, а далее могут быть приняты постоянными (рисунок 3.2).

Вместе с тем, отличия от принятого по разведочным данным тренда для границ бортовых кондиций мешковой части залежи ($cRa_{борт} = 0{,}028*cRa_{ср}^{0{,}295}$), незначительны, как и отличия в точности аппроксимации (0,95 и 0,98 соответственно). Переинтерпретация мощностей для мешков и серых границ крыльев дает прирост по мощности от 0 до 60 см (для мощных рудный интервалов). Иными словами, нет объективной необходимости в пересчете интервалов по рудной мощности для границ бортовых кондиций мешковой части залежи.

Несколько иное положение бортовых кондиций крыльевой части залежи. Принятый тренд по разведочным данным ($cRa_{борт} =0{,}1662*cRa_{ср}^{0{,}542}$) аппроксимирует выделенные группы с меньшей точностью ($R^2 =0{,}72$).

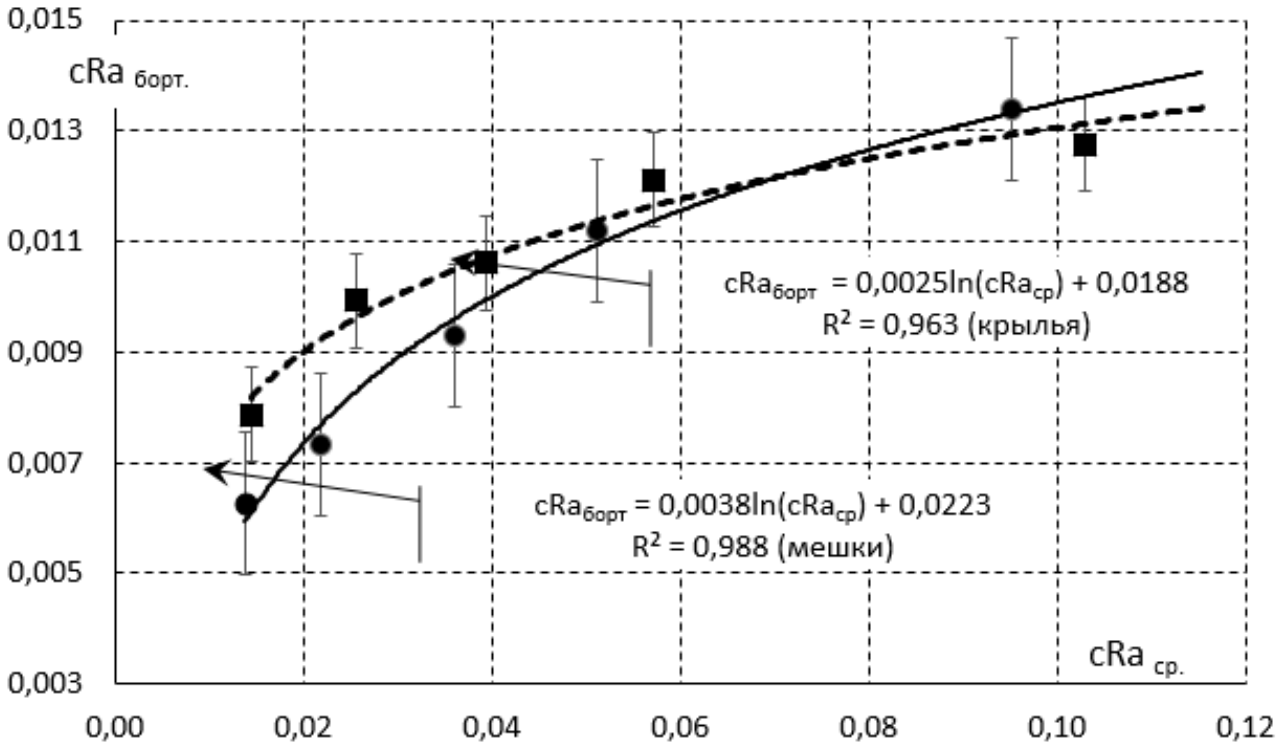


Рисунок 3.2 – Зависимости бортовой массовой доли радия на границах рудных (по урану) интервалов от средней массовой доли радия $cRa_{ср}$ / $cRa_{борт}$ для мешков и крыльев

Для увеличения достоверности аппроксимации был применен прием, предложенный работе расчет рудного интервала – использовать параметры мешков для расчета РИ крыльев с мощностью более 3 м. В геохимическом аспекте такое деление предполагает влияние потока кислородных вод по нормали (вверх или вниз от потока) на расстояние до 3 м, иными словами, в этом интервале имеет (имел) место вынос урана, соответственно, бортовая массовая доля радия выше.

Таким образом, получаем следующие зависимости. Фактические данные группировок $cRa_{ср}$ / $cRa_{борт}$ по единой базе данных без учета ограничения 3 м по мощности аппроксимируются степенным трендом $cRa_{борт}$ =0,1662*$cRa_{ср}^{0,542}$ удовлетворительно, с точностью 0,72. Однако, в модифицированной БД аппроксимация логарифмической функцией производится с более высокой точностью – 0,96. Соответственно, именно данное уравнение взаимосвязи $cRa_{борт}$ =0,0025ln($cRa_{ср}$)+0,0188 целесообразно использовать для расчета границ рудных интервалов.

Переинтерпретация мощностей для границ крыльев в среднем по технологическому блоку дает прирост, сопоставимый с мощностями самих рудных интервалов, подсчитанных по кривой разведочных данных [71]. В апробированных данных по каротажам скважин технологических блоков, где очевидно переизвлечение после анализа пересчитанных мощностей оказалось, что какой-либо закономерности в приростах нет, таковые могут присутствовать в одной скважине и отсутствовать в соседней, с совершенно идентичным разрезом и аналогичными кривыми каротажей. Проверка по отдельным блокам показала, что рост мощностей имеет место быть не во всех блоках, но даже там, где он есть, запасы меняются незначительно, не более, чем на 5% от подсчета предприятия.

Таким образом, при подсчете значительно более весомыми факторами окажутся $К_{рр}$ и верная выщелачиваемая мощность. В итоге, мы приходим к выводу о приемлемости приведенных разведочных зависимостях $cRa_{ср}/cRa_{борт}$ и о верности подсчета мощностей рудных интервалов на технологических блоках. Для всех технологических блоков рудника с переизвлечением более 100%, был произведен аналогичный расчет мощностей по кривым $cRa_{ср}/cRa_{борт}$ и внесены соответствующие поправки в окончательные расчет средних параметров для подсчета запасов технологического блока.

На следующем этапе исследования было проведено статистическое моделирование площадного распределения коэффициента радиоактивного равновесия. Как было указано выше, на месторождении имеет место быть неопределенность в учете $К_{рр}$ для мешковых частей залежи, так и имеются блоки с переизвлечением, на которых удовлетворительные цифры запасов получаются при $К_{рр}$ = 0,49 (для мешков, согласно таблице 3.11), и стандартные блоки с $К_{рр}$ = 0,543. Такая неопределенность предполагает наличие неких геолого-географических различий в распределении $К_{рр}$ по площади участка, что подразумевает под собой площадное районирование месторождения по значению используемого $К_{рр}$ для расчета РИ, или нахождение некоего среднего значения, которое позволит объяснить разницу между мешковым $К_{рр}$ 0,49 / 0,54.

В этой связи, не исключается возможность деления месторождения или участка на области с собственным значением $К_{рр}$, либо с определенной функцией зависимости от мощности рудного интервала или среднего радия. Такое деление не применялось ранее для отрабатываемого месторождения. В работе была сделана попытка площадного районирования рудных тел в объеме подъяруса (средний и нижний, соответственно). В исходной постановке решения данной задачи имеются доказанные значения $К_{рр}$ в виде единых значений для морфологической разности – мешков и крыльев - 0,543 и 0,784 соответственно. Кроме того, есть набор значений для блоков с переизвлечением: 0,49 и 0,76. Так как заранее не представляется возможным определить какой из блоков будет демонстрировать переизвлечение более 100%, то попробуем подобрать более универсальные кривые cRa – $К_{рр}$, которые могли бы быть использованы на любом блоке месторождения. Для этого, рассмотрим статистику по $К_{рр}$ между различными наборами данных: БД только разведочных скважин с керновой аналитикой, объединенная БД по разведке с аналитикой и КНД-М, и по технологическим скважинам с КНД-М; та же БД, но с искусственным перераспределением крыльев с мощностями более 3 м – в группу мешков, и крыльев с мощностями менее 3 м – в группу крыльев.

Далее, для каждой из сформированных баз данных по морфологическим единицам залежи (мешки, крылья) построим гистограммы распределения $К_{рр}$, позволяющие получить средние значения $К_{рр}$ по морфологическим разновидностям, средневзвешенные по частоте встречаемости и медианные значения коэффициента (рисунок 3.3, 3.4, 3.5) [1,42,48].

Наиболее характерным свойством гистограмм является наличие асимметрии распределения влево и существование «хвостов» распределения высоких значений $К_{рр}$ как для мешков, так и для крыльев, причем при любом переформатировании соответствующих баз данных.

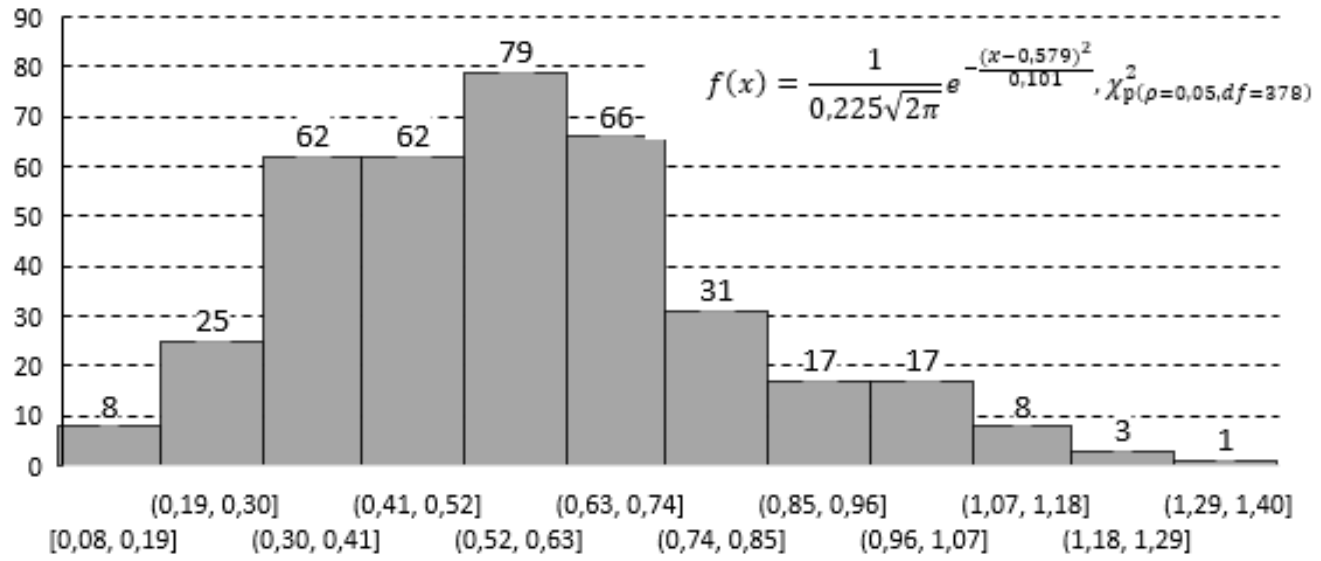


Рисунок 3.3 – Гистограммы распределения $К_{рр}$ БД разведочных скважин с керновой аналитикой (мешки)

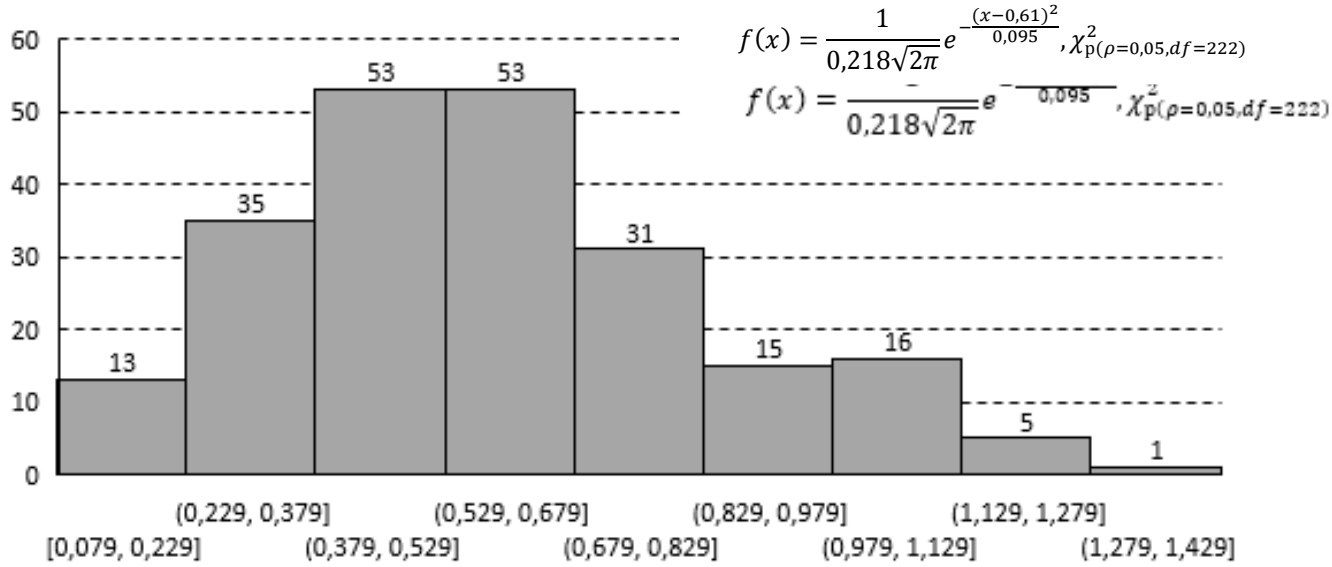


Рисунок 3.4 – Гистограммы распределения $К_{рр}$ по объединенной БД по разведке с аналитикой и КНД-М (мешки)

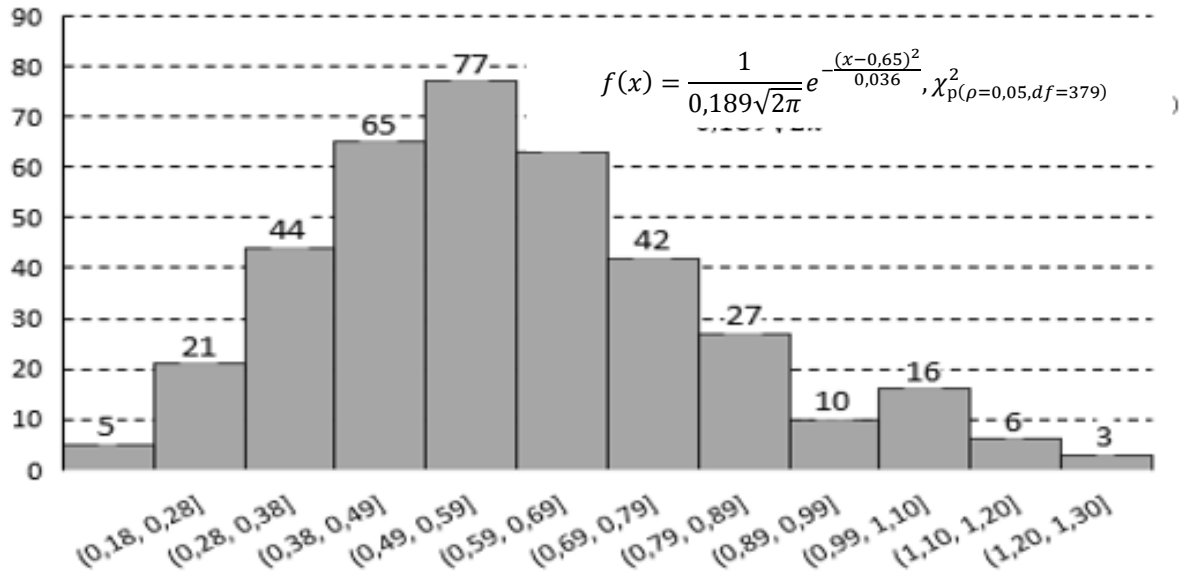


Рисунок. 3.5 – Гистограмма распределения $К_{рр}$ по переформатированной БД по керновой аналитике и КНД-М (мешки)

Все это свидетельствует о наличии логнормального распределения параметра и наличия относительной ошибки при использования средних значений для оценок $К_{рр}$ в силу асимметрии распределений. Отсекая «хвосты» распределений по уровню 5% встречаемости (90% доверительной вероятности), и добиваясь тем самым распределения, близкого к гауссову, получим следующие параметры простейших статистик $К_{рр}$: 1. БД только керновой аналитики разведки (среднее (мешки) – 0,58, (крылья) – 0,80; среднее взвешенное по частоте встречаемости (мешки) – 0,59, (крылья) – 0,73); 2. объединенная БД по керновой аналитике и КНД (среднее (мешки) – 0,61, (крылья) – 0,85; среднее взвешенное по частоте встречаемости (мешки) – 0,54, (крылья) – 0,75); 3. переформатированная БД по керновой аналитике и КНД (среднее (мешки) – 0,65, (крылья) – 0,85; среднее взвешенное по частоте встречаемости (мешки) – 0,60, (крылья) – 0,74).

Далее, возьмем среднее среди трех вышеуказанных наборов данных (от средневзвешенных по частоте) и получим для мешков – 0,575, для крыльев – 0,745. Используя переформатированную БД (крылья с мощностями более 3 м - в группе мешков, крылья с мощностями менее 3 м – в группе крыльев), отстроим тренды по группам, объединяющим по 50-60 значений для каждой из морфологических

разновидностей. Искусственно ограничим тренды точками пересечения с используемыми предприятием графиками зависимости cRa от $К_{рр}$, получаем следующие модели.

Статистическая сглаживающая зависимость для мешков:

$К_{рр}$ = 0,1411ln(cRa)+0,9931, при cRa<0,124%;

$К_{рр}$=0,7, при cRa≥0,124%.

Статистическая сглаживающая зависимость для крыльев:

$К_{рр}$ = 1,0982(cRa)^^{0,1367}, при cRa<0,15%;

$К_{рр}$=0,86, при cRa≥0,15%.

Эти зависимости будут использоваться как один из вариантов расчета рудных интервалов при подсчете запасов технологического блока.

Таким образом, после завершения анализа радиологических параметров расчета рудных интервалов, возникло некое противоречие между фактом извлечения и интерпретацией $К_{рр}$. С одной стороны, наборы поправочных коэффициентов выведены корректно, с другой – извлечение более 90% вскрытых запасов, имеющее место на 50-и блоках из 73-х, и более 100% на 11-и блоках. Данный факт предопределяет возможность рассмотрения нескольких вариантов, которые могут объяснить данный феномен. Радиологические поправки, полученные в ходе разведки, изменению не подлежат, недооценка запасов может быть объяснена как возможностью иной морфологической интерпретацией (крылья и останцы могут быть частично переинтерпретированы как мешки), так и возможным приростом мощностей РИ в крыльевых разностях. В этой связи, радиологические поправки нуждаются в корректировке, причиной чему может быть недостаточной объем керновой аналитики в мешковых частях, при этом значительные объемы анализов U/Ra выполнены на забалансовых рудах, не включенных в блокировку запасов, а наиболее богатые руды роллов опробованы недостаточно. Кроме того, играют роль иные факторы, такие как невключение в подсчет ряда технологических скважин, пройденных позднее подсчета запасов, выполненного по результатам вскрытия данного блока, неверное определение площади блока, что влечет за собой не только ошибку в собственно подсчете, но и

включение в подсчет скважин, не оказывающих влияния на откачные оцениваемого блока. Так как определение мощностей всегда более вариабельно, нежели радиологических параметров, то первым апробированным вариантом пересчета был пересмотр ограничений по мощности РИ за счет корректировки положения полезного ископаемого в конкретном блоке. В целом, результат выразился в росте рудных мощностей за счет объединения интервалов, ранее выделенных как крыльевые, в новые мешковые, либо – к росту рудной мощности за счет изменения $cRa_{ср}/cRa_{борт}$.

Результаты пересчета запасов блоков показаны в таблицах 3.14, 3.15.

Таблица 3.14– Результаты пересчета запасов технологических блоков рудника по варианту «пересмотр ограничений по мощности» и сравнение с фактом добычи

№ блока	До пересчета, т	После пересчета	Изменение, % +/-	Извлечено, т	% извлечения до пересчета	% извлечения после пересчета
1	245	329	25,5	221	90,2	67,2
2	602	614	2,0	595	98,9	97,0
3	125	136	8,1	121	96,4	88,6
4	414	406	-2,0	433	104,5	106,5
5	238	229	-3,9	237	99,8	103,7
6	758	669	-13,3	747	98,5	111,7
7	979	904	-8,3	997	101,8	110,2
8	279	329	15,2	256	91,7	77,8
9	267	264	-1,1	248	93,0	94,1
10	280	231	-21,2	283	100,9	122,3
11	119	124	4,0	108	90,7	87,1
12	222	233	4,7	212	95,5	91,0
всего/ср	**4528**	**4468**	**-1,3**	**4457**	**98,4**	**99,8**

Таблица 3.15 – Итоговая сравнительная статистика средних параметров технологических блоков, пересчитанных по варианту «пересмотр ограничений по мощности»

Показатели и статистики функционирования блока	Расчет предприятия	Пересмотр ограничений по мощности	% откл.
Количество скважин в подсчете	659	659	0,0
Средняя рудная мощность, м	7,46	8,13	8,2
Среднее содержание урана (cU), %	0,084	0,077	-9,8
Средняя продуктивность, кг/м^2	10,92	10,84	-0,8
Средние запасы блока, т	399	388	-3,0
Суммарные вскрытые запасы, т	3577	3469	-3,1

Результаты анализа таблиц позволили выявить, что прирост запасов, обусловленный ростом мощности, не компенсируется падением среднего содержания. В результате проведенных расчетов, вскрытые запасы блоков уменьшаются на 3,1% от подсчитанных на предприятии при неизменном количестве скважин в подсчете и фиксированных площадях. Из всех 12-и блоков, участвовавших в апробации, по данному варианту имеет место уменьшение суммарных запасов на 1,3%. Становится очевидным, что такой вариант как изменение запасов за счет фактора рудная мощность, зависящего от интерпретации геохимического типа границы (что в большинстве случаев весьма субъективно) не коррелируется с фактом добычи по руднику.

Тем самым, становится очевидной необходимость рассматривать вариант, связанный с корректировкой радиологических параметров [98], так как при обсчете первых (модельных) блоков было обнаружено несоответствие фактических площадей геометрических контуров блоков и тех, что использованы в подсчете предприятия. Следовательно, необходима корректировка площади технологических блоков и количества включаемых в подсчет скважин.

В процессе работы по переинтерпретации РИ стало понятно, что в подавляющем большинстве случаев определение мощности рудного интервала выполнено корректно, в соответствии с соотношением $cRa_{ср}$ / $cRa_{борт}$. Однако, были выявлены отдельные случаи, которые никак не укладываются в какую-либо систему, когда резко сокращались рудные мощности. Такие примеры редки и связаны преимущественно с теми блоками, что демонстрировали извлечение выше 100%, либо обнаруживали четкую тенденцию к таковому.

Итак, обобщая полученные результаты исследований сформируем основные этапы методики идентификации и пересчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана [23,26,37,62,63,70]:

− для всех блоков с извлечением выше 100%, либо с аномальным темпом извлечения, проверяется интерпретация мощностей (для этого по кривой КС корректируется выделение непроницаемых разностей и определяется число интервалов непроницаемых пород, как глин с низким удельным сопротивлением, так и песчаников с высоким, нуждающихся в корректировке по мощности);

− в проницаемых частях разреза значения скорости счета сортируются по пределу 60 импульсов/сек, а в пределах полученных отрезков глубин выделяются собственно рудные интервалы по кривой соотношения $cRa_{ср}$/$cRa_{борт.}$;

− определяется тип границ рудного интервала с учетом формы кривой ГК и положения окисленных песков, ориентируясь на ближайшую керновую скважину и границы ЗПО по материалам разведки;

− выверяется мощность рудных интервалов путем проверки подсчитанного среднего содержания Ra в верхнем и нижнем контакте РИ, с учетом того, что среднее содержание Ra в семи квантах не должно быть меньше бортового, согласно соответствующей кривой для данного типа контакта. В случае, если среднее содержание Ra оказывается меньше бортового, то мощность РИ уменьшается за счет сдвига контакта в сторону более богатых по Ra разностей. Так, с помощью ряда итераций, добиваются устойчивого среднего содержания Ra при сдвиге контакта в ту или иную сторону, и окончательного соответствия кривой $cRa_{ср}$/$cRa_{борт.}$

− проверяется наличие всех скважин, включенных в подсчет, на картографической основе, их расположение и обоснованность участия в подсчете запасов данного блока. На основе откорректированной картографической основы с исправленными ошибками местоположения скважин проверяется правомерность включения скважины в подсчет запасов.

В целом, при осуществлении расчетов следовали следующему правилу:

− все РИ с мощностью более 3 м рассматриваются с радиологическими поправками мешка, РИ с мощностью менее 3 м – с параметрами мешков или крыльев, судя по разрезу и поведению кривых КС и ГК, останцы, определенные предприятием, остаются останцами.

Далее в расчет запасов добавляется следующая информация:

− три варианта расчета $К_{рр}$: «$К_{рр}$ 0,543-0,784», «$К_{рр}$ 0,49-0,77», $К_{рр}$ статистической зависимости отдельно для мешков и крыльев и объединенное значение $К_{рр}$ для статистической зависимости (в случае отсутствия статистически значимой зависимости $К_{рр}$ как от массовой доли радия, так и от мощности РИ необходимо воспользоваться рекомендациями Инструкции по ГК и применением единой поправки для каждой морфологической разновидности - 0,58 и 0,75 для мешков и крыльев соответственно);

− определяется положение фильтра (от-до), а для выше- (ниже) лежащего блока, если он должен учитываться при подсчете, берутся рассчитанные значения выщелачиваемой мощности с тем, чтобы РИ, который отрабатывают оба блока, делился пропорционально длинам фильтра (если фильтры накладываются друг на друга по длине), либо пропорционально эффективной мощности (если эффективные мощности накладываются друг на друга);

− рассчитывается эффективная (выщелачиваемая) мощность от, ..-до, как интервал 2-3 м выше фильтра и 4-6 м ниже;

− формируется процедура расчета рудной мощности в эффективной мощности, как комплекс условий, определенных формулами. В последний включаются все РИ, попадающие в интервал эффективной мощности. В случае

мощных РИ, допускалось, что часть интервала отрабатывается скважинами подсчитываемого блока, часть либо выше-(ниже) лежащим блоком, либо не отрабатывается. В случае маломощных РИ (до 2 м мощности) интервал включается весь, даже если нижняя граница отрабатываемой мощности захватывала только верхнюю (нижнюю) часть интервала. Для введения этих поправок интервалы включения РИ в подсчет корректировались вручную. В соответствии с формулами, значения могли становиться отрицательными, что указывало на неучастие РИ в подсчете запасов конкретного блока;

− добавляется продуктивность Ra в метропроценте эффективной мощности «mcRa в эффективной мощности», зависящая от знака предыдущего столбца, а в случае, если значение рудной мощности в эффективной мощности было отрицательным, то значения этого интервала не учитывается;

- приводится расчет итоговой мощности РИ для трех вариантов метропроцента урана, соответствующих трем вариантам $К_{рр}$ для каждого РИ в отрабатываемой мощности (…mcU_1 соответствует $К_{рр}$ 0,543-0,784, …mcU_2 – 0,49-0,77, …mU_3 – $К_{рр}$ со статистической зависимостью от среднего cRa);

− находится сумма значения мощностей РИ (спрессованная мощность) и соответствующих им трех вариантов метропроцента урана по скважине в целом, в виде показателей (столбцов данных) «рудная мощность», «mcU_1_скв», «mcU_2_скв», «mcU_3_скв». Эти четыре столбца являются конечным итогом пересчета РИ, и в дальнейшем используются для собственно оценки запасов технологического блока.

Таким образом, на данном этапе исследования формируется единая БД по технологическому блоку. Далее, разведочные скважины, учитываемые при подсчете запасов, группировались с ближайшими технологическими. Не подвергались группировкам и учитывались отдельно только те разведочные скважины, расстояние от которых до ближайших технологических превышало 15-20 м. Также группировались технологические скважины разных уровней вскрытия, технологические и наблюдательные скважины. Группировки применялись при условии расстояния между устьями технологических скважин 10 м и менее, т.е. ¼

расстояния между рядами сети вскрытия, а далее проверяется площадь блоков, отдельно для каждого из уровней вскрытия [99,106,110].

На завершающем этапе методики рассчитывается среднее значение мощностей рудных интервалов и средневзвешенные содержания урана по трем вариантам, а затем считается удельная продуктивность, и, наконец, производится окончательный расчет запасов технологического блока рудника подземного скважинного выщелачивания (см. таблицу П.1).

3.3. Моделирование показателей функционирования и подсчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана

В качестве базового варианта пересчета запасов технологических блоков приняты $К_{рр}$ для мешков в виде регрессионной зависимости от cRa вида: $К_{рр}$=0,1411ln(cRa)+0,9931, при cRa<0,124%; $К_{рр}$=0,7, при cRa≥0,124%. $К_{рр}$ для крыльев в виде регрессионной зависимости от cRa вида: $К_{рр}$=1,0982(cRa)^^{0,1367}, при cRa<0,15%; $К_{рр}$=0,86, при cRa≥0,15%; $К_{рр}$ для останцов принят как 1,3 независимо от cRa. Содержание урана в РИ рассчитывается «как для мешков» для всех РИ с мощностью более 3 м, независимо от типа границ, и для всех рудных интервалов бортовых кондиций мешковой части залежи, независимо от мощности; содержание урана в рудных интервалах рассчитывается «как для крыльев» для всех рудных интервалов с мощностью менее 3 м и с типом хотя бы одной из границ бортовых кондиций крыльевой части залежи. Ориентируясь на такие ограничения, при пересчете запасов смоделированы следующие основные параметры технологических блоков и усредненные показатели по месторождению в целом (таблица 3.16, 3.17).

Таблица 3.16 – Моделирование основных параметров технологических блоков месторождения (фрагмент)

№ блока	Параметры расчета	Расчет предприятия	Расчет по модели	Отклонения, %
1	Скважин/групп	47	40	-17,5
	Мощность, м	9,66	10,36	6,7
	cU	0,096	0,104	7,8
	mcU	0,927	1,079	14,0
	Продуктивность, кг/м^2	16,1	18,8	14,0
	Геометрический контур, м^2	41740	41300	-1,1
	Запасы, т	674	775	13,1
2	Скважин/групп	65	53	-22,6
	Мощность, м	8,01	8,71	8,1
	cU	0,124	0,136	8,6
	mcU	0,994	1,183	16,0
	……..	….	…..	……..

Таблица 3.17 –Усредненные показатели переоценки запасов по месторождению

Параметры расчета	Расчет предпри-ятия	Расчет по модели	Откло-нение, %	+/- min, %	+/- max, %
Блоков в подсчете, шт.	51	51			
Скважин в подсчете, шт.	2838	2922	2,9	-42,9	31,0
Средняя рудная мощность, м	7,15	7,80	8,4	-26,6	40,1
Среднее содержание (cU), %	0,0768	0,0860	10,7	-25,3	29,2
Средняя продуктивность, кг/м^2	9,55	11,68	18,2	-3,2	40,6
Средняя площадь геометрического контура блока, м^2	33719	33217	-1,4	-27,1	13,1
Суммарные вскрытые запасы, т	17287	20750	16,7		
Средние запасы блока, т	339	407	16,7	1,3	39,9

В таблице 3.18 представлены результаты моделирования пересчета запасов технологических блоков согласно разработанным критериям оценки. Переоценка выполнена следующими методами: экстраполяция кривой извлечения; пересчет рудных интервалов с полным комплексом работ (переинтерпретацией мощностей и содержаний, с проверкой выщелачиваемой мощности каждой скважины, проверкой включения данной скважины в подсчет запасов и проверкой геометрического контура). Также следует отметить, что предпочтительным для окончательного решения по запасам было значение, полученное при использовании статистической сглаживающей зависимости $К_{рр}$ от $cRa_{ср}$. Такая зависимость представляется более целесообразной, нежели единые значения для мешков и крыльев (0,543 и 0,784 соответственно, для рядовых блоков, и 0,49 – 0,76 для блоков с переизвлечением). Применение данной зависимости позволяет рассчитывать рудные интервалы с параметрами, определяющими запасы блоков, более адекватными по извлечению, нежели запасы, оцененные предприятием (таблицы 3.19 и Г.1).

Таблица 3.18 – Сводная таблица результатов моделирования переоценки запасов технологических блоков (вскрыты запасы, фрагмент)

Номер блока	ГРМ	факт добычи, т	Вскрытые запасы			
			оценка предприятия при Крр [0,58;0,75]	переоценка при $К_{рр}$ [0,543;0,784]	переоценка при $К_{рр}$ [0,49;0,77]	переоценка по результатам моделирования
1	1227	514	606	869	1002	821
2	963	359	590	788	882	759
3	984	228	426	570	653	560
…	…	…	…	…	…	…
65	1140	235	409	498	498	498
66	1533	184	327	365	414	391
Всего		**22291**	**24409**	**27904**	**30944**	**28213**
Соотношение			**100%**	**114,3%**	**126,8%**	**115,6%**

Таблица 3.19 – Сводная таблица результатов моделирования переоценки запасов технологических блоков (фактическое извлечение и результаты моделирования, фрагмент)

Номер блока	Фактическое извлечение, %, при оценке mcU:				Вскрытые запасы (результаты моделирования), т	Оценка извлечения (результаты моделирования), %
	оценка предприятия при $К_{рр}$ [0,58;0,75]	переоценка при $К_{рр}$ [0,543;0,784]	переоценка при $К_{рр}$ [0,49;0,77]	переоценка по статистической зависимости		
1	84,8	59,2	51,3	62,6	821	62,6
2	60,8	45,6	40,7	47,3	759	47,3
3	53,5	40,0	34,9	40,7	560	40,7
…	…	…	…	…	…	…
65	57,4	47,2	47,2	47,2	498	47,2
66	56,1	50,3	44,3	46,9	391	46,9
Всего					**28213**	
Соотношение					**115,6%**	
Среднее значение	**90,76**	**78,43**	**69,31**	**77,73**		**78,54**
Ст, отклонение	**12,86**	**15,90**	**13,49**	**14,99**		**13,32**

Таким образом, в результате моделирования были получены значения прироста вскрытых запасов (3804 т), что на 15,6% больше, чем по первоначальным оценкам предприятия (рисунок 3.6). При этом среднее и стандартное отклонение извлечения урана составляет 78,54±13,3%, а максимальное значение по модели не превышает 91,3% (рисунок 3.7).

Проведенный по результатам моделирования анализ соотношения ГРМ и вскрытых запасов месторождения позволил получить значимую регрессионную взаимосвязь между коэффициентом вскрытых запасов, численно равным ($К_{вз}$=(1-(ГРМ-ВЗ)/ГРМ))*100%) и вскрытыми запасами месторождения по результатам моделирования (рисунок 3.8).

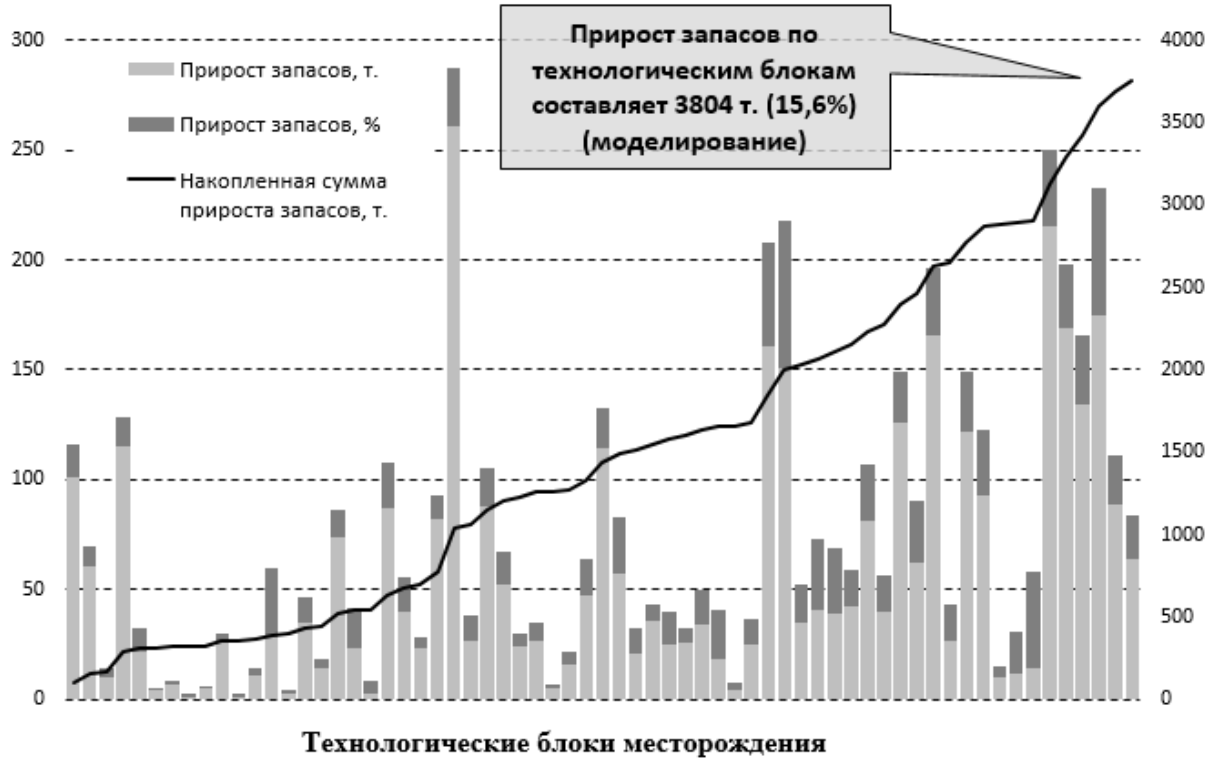


Рисунок 3.6– Результаты моделирования прироста запасов технологических блоков месторождения

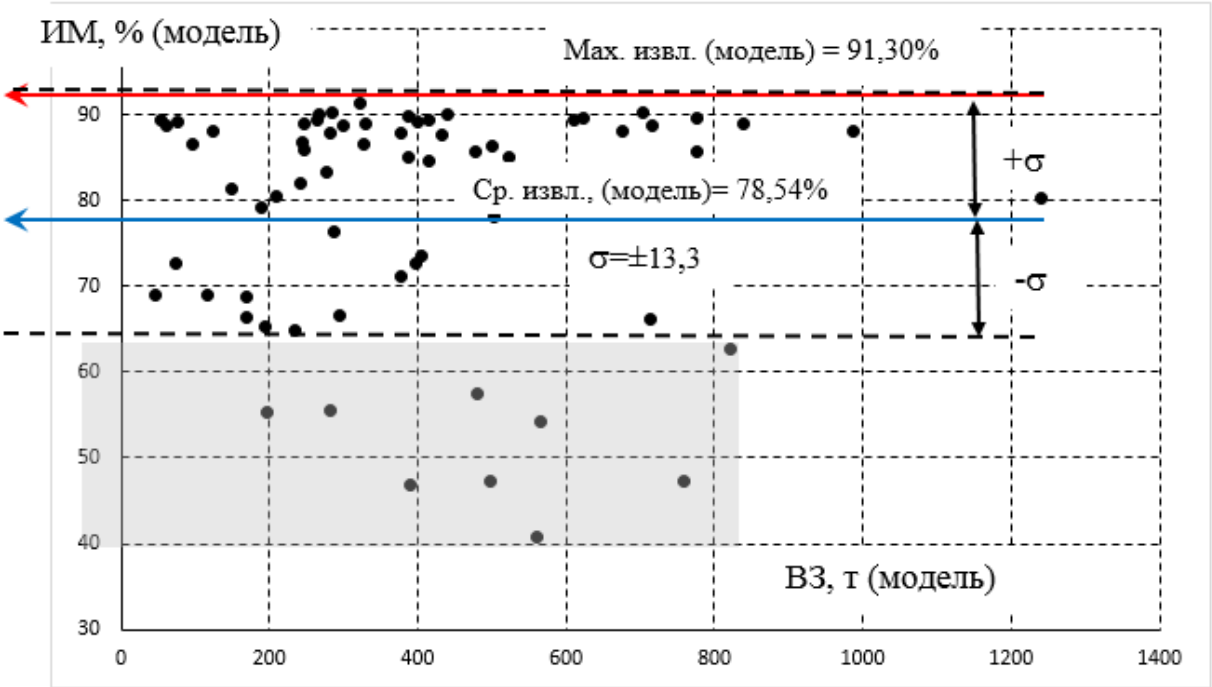


Рисунок. 3.7– Извлечение металла (ИМ, %) из вскрытых запасов (ВЗ, т) по технологическим блокам месторождения по результатам моделирования (среднее значение извлечения металла ($ИМ_{ср.знач}$=78,54%), стандартное отклонение для извлечения металла составляет (σ=±13,3%), $ИМ_{max}$=91,3%)

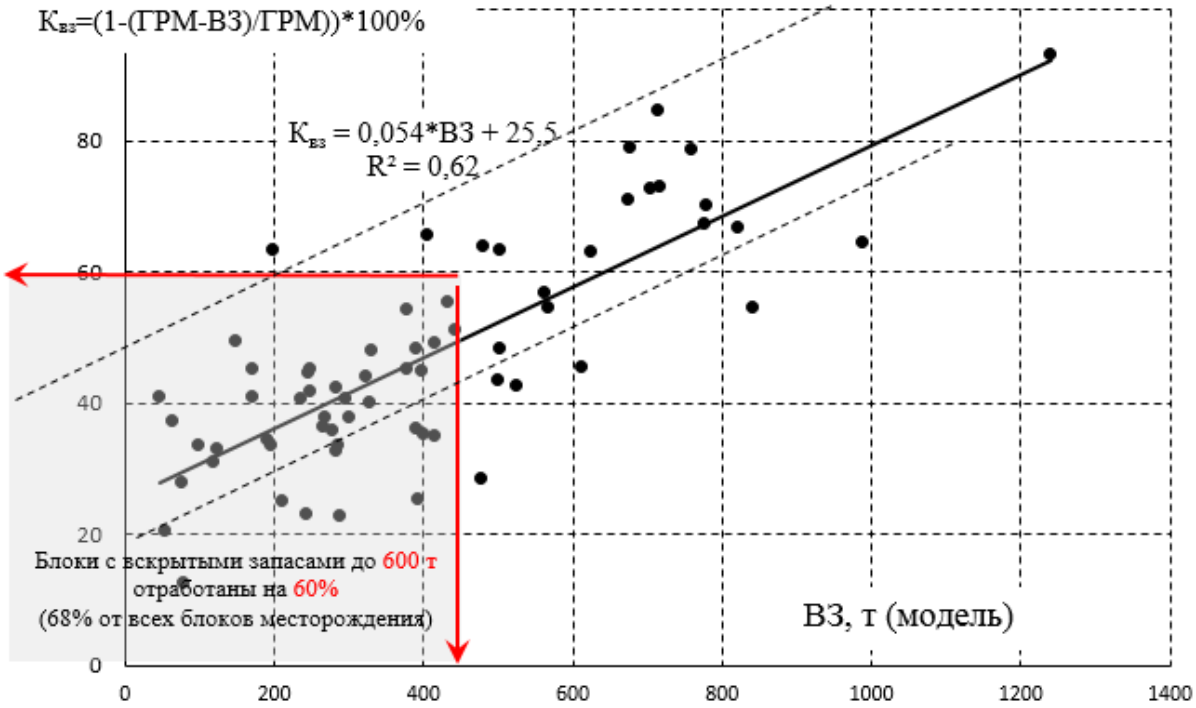


Рисунок. 3.8 – Ресурсный «потенциал» (Квз - коэффициент отработки вскрытых запасов) месторождения по данным моделирования вскрытых запасов технологических блоков

Было выявлено, что 68% всех технологических блоков отработаны не более чем на 60% с вскрытыми запасами, не превышающими 600 т. Это соотношение еще раз подтверждает наличие значительного «потенциала» в отработке технологических блоков месторождения по части промышленных запасов урана.

Представленное в таблице 3.17 сравнение средних результатов подсчета запасов предприятия и выполненных оценок по результатам моделирования позволили формализовать задачу оценки весовых констант, определяющих значимость базовых показателей, участвующих в подсчете запасов технологических блоков [101,108].

В работе процесс ранжирования (формирование упорядоченной последовательности) параметров, определяющих объемы запасов технологического блока произведен на базе использования экспертных процедур.

Каждый из экспертов формирует соответствующую своим представлениям последовательность параметров в виде совокупности рангов $<R_{i1}, R_{i2},..., R_{iN}>$, где

R_{ij} - ранг, присвоенный i-м экспертом j-му параметру оценки запасов технологического блока. Для получения консолидированного мнения экспертов определяется сумма соответствующих рангов $\overline{R_j} = \sum_{i=1}^{N} R_{ij}$, при этом, приоритетом в решении задачи выбора является параметр, имеющий минимальную сумму рангов. Остальные параметры оценки запасов технологического блока располагаются в ряду ранжировки в соответствии с возрастанием своих суммарных оценок рангов.

Полученные оценки отображают систему предпочтений экспертных мнений, определяющихся суммарными рангами. Если ввести понятие расстояния между полученными экспертными оценками, то в качестве результирующей функции предпочтения можно определить сумму расстояний в соответствующей системе координат для которой вектор всех оценок экспертов будет иметь минимальные значения, т.е.

$$K_0 \in \arg\min_{B \in \varphi} \left\{ \sum_{k=1}^{N} \Delta\left(B, K^k\right) \right\}, \qquad (3.8)$$

где K_0 - искомая функция ранжировки, у которой в качестве аргумента выступает минимизация суммы расстояний φ;

φ- расстояние между экспертными ранжировками;

K^k- ранжировка k-го эксперта;

В = $(в_{ij})$, в которых $в_{ij} = 1$ только тогда, когда $\omega_i \succ \omega_j$, $в_{ij} = -1$, когда $\omega_i \prec \omega_j$ и $в = 0$, когда $\omega_i \sim \omega_j$, при $i, j = 1,..., n$.

Расстояние между ранжировками наиболее часто определяется следующим способом: если $A(a_{ij})$ и $B(b_{ij})$ две ранжировки, то $\Delta(A, B) = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{n} \left| a_{ij} - b_{ij} \right|$.

В результате реализации экспертно-моделирующих процедур был получен ранжированный ряд количественных и качественных показателей (параметров), влияющие на подсчет запасов в порядке убывания значимости веса соответствующего показателя:

1) среднее содержание урана;

2) рудная мощность, учитываемая в подсчете;
3) морфологическая принадлежность;
4) количество учтенных скважин;
5) площадь блока.

Очевидно, что использованные в настоящем подсчете кривых зависимостей $К_{рр}$ от среднего содержания урана в рудном интервале cRa обусловливают более высокие содержания урана для рядовых и богатых по Ra интервалов. В некоторых блоках содержания в результате пересчета оказались ниже, чем в подсчете предприятия, это имеет причиной переинтерпретацию мощностей с ростом таковых на 20-25%, что привело к «разубоживанию» средних значений содержания на блок. Однако, общую картину это не меняет, так как средний прирост содержаний урана составил 10,7%. Кроме того, рост рудных мощностей в аспекте подсчета запасов и независимо от прироста мощностей РИ как результата переинтерпретации $cRa_{ср}$ / $cRa_{борт}$ по модифицированной кривой для границы крыльев – обусловлен двумя факторами: в случае РИ большой мощности - ростом включаемой в выщелачиваемую мощность части РИ, идентичного по длине РИ принятого на предприятии; включением иных РИ, по какой-либо причине проигнорированных при подсчете предприятием.

В итоге, представляется возможным выделить основные причины прироста запасов технологических блоков месторождения: прирост по мощности за счет включения в выщелачиваемую мощность конкретного блока всех РИ, по какой-либо причине неучтенных ранее; прирост по содержанию за счет использования новых модификаций кривых $cRa/К_{рр}$.

На примере одного блока проведен анализ чувствительности в виде расчета итогового прироста продуктивности в процентах относительно изменений мощности и содержания (в учет взяты только скважины данного блока без граничных скважин других блоков) (таблица 3.20).

Таблица 3.20 – Роль приростов по содержанию и по мощности в общем приросте продуктивности по технологическому блоку

Параметр	**Исходные данные предприятия**	**За счет прироста содержания**	**За счет прироста мощности и содержания**	**Итоговый прирост, %**
Скважин в учет	45	45	45	
Мощность, м	8,1	8,1	10,5	**13,5**
Содержание, %	0,087	0,123	0,100	**23,6**
Продуктивность, кг/м^2	12,2	17,2	18,4	**33,9**

Касательно подходов изменения морфологической принадлежности РИ необходимо выделить следующие. К оценке принимались РИ, ограниченные по мощности 3 м, при типе одной из границ с разными бортовыми кондициями «с-ж» – как крылья, и РИ с мощностью выше 3 м при типе одной из границ – «с-ж» – как мешки. К мешкам же отнесены все РИ с типом границ «с-с». Таким образом, имело место перераспределение принадлежности РИ из крыльев в мешки (в аспекте учета радиологических параметров) от крыльев в мешки; останцовые разности оставались без изменений, кроме отдельных случаев смены морфологической принадлежности.

Касательно количества скважин, учтенных в подсчете запасов конкретного блока, равно как и геометрического контура блока - очевидно, что эти параметры напрямую связаны друг с другом. Для правильного учета скважин, участвующих в подсчете, равно как и определения площади блока, необходимо выполнить три условия: определить степень влияния скважин конкретного закачного ряда на конкретную откачную, обратив особое внимание на граничные закачные скважины с тем, чтобы решить, в каком из соседних блоков следует учесть данную закачную, независимо от формальной принадлежности; создать оптимальные группировки скважин, особенно обращая внимание на группировки технологических и разведочных скважин; картографически верно создать контур блока с тем, чтобы угловые точки контура совпадали с устьями скважин (в случае подсчета на

предприятии площади считают в контуре, привязанном к проекции на дневную поверхность положения верха или низа фильтра, принципиально, разница между привязкой контура к устьям или проекциям фильтра незначительна, нужно выполнить только условие однообразности привязки для всех блоков рудника).

Подходы к группировкам скважин при подсчете запасов по модели распространены значительно шире, нежели в подсчетах предприятия [105]. Так, сгруппированы с технологическими все разведочные скважины, находящиеся на расстоянии менее 10 м (1/4 дистанции между откачными и закачными рядами) от ближайшей технологической. По тому же принципу группировались и технологические скважины, вне зависимости от уровня вскрытия. Учет площадей технологических блоков является следствием учета тех технологических скважин, что взаимодействуют с откачными оцениваемого блока.

На заключительном этапе исследование реализованы процедуры моделирования движения вскрытых и готовых запасов на месторождении (таблица Б.1). Полученные результаты легли в основу расчета показателей вариации коэффициента обеспеченности запасами на месторождении [30].

Исходные данные для моделирования запасов технологических блоков месторождения представлены в виде таблицы движения запасов в двух окончательных вариантах: по расчетным данным непосредственно предприятия; по данным разработанной модели переоценки.

Исходной точкой для расчета и моделирования послужило состояние (по данным предприятия) вскрытых и готовых запасов на 01.01.2007 г. Данный момент времени был принят первым временным интервалом для модели переоценки запасов. Дальнейший прирост по данным переоценки рассчитан по графику приростов предприятия и согласно значениями переоцененных запасов технологических блоков по разработанной модели. Погашение запасов принималось без учета показателей переизвлечения технологических блоков (таблица 3.21).

Таблица 3.21 – Моделирование движение вскрытых и готовых запасов на месторождении

Год	Запасы на начало года		Прирост		Погашение		На начало следующего года		Коэффициенты обеспеченности на текущий год	
	вскрытые	готовые	вскрытые	готовые	вскрытые	готовые	вскрытые	готовые	вскрытые	готовые
По данным предприятия										
2007	601	601	1 593	1 221	476	529	974	601	**1,14**	**1,14**
2008	974	601	1 089	824	670	744	1 318	681	**1,31**	**0,81**
2009	1 318	681	2 844	2 077	1 406	1563	2 599	1 195	**0,84**	**0,44**
2010	2 599	1 195	2 183	2 868	1 705	1895	2 887	2 168	**1,37**	**0,63**
2011	2 887	2 168	2 747	2 563	2 175	2416	3 218	2 315	**1,20**	**0,90**
2012	3 218	2 315	2 629	2 298	2 135	2372	3 475	2 241	**1,36**	**0,98**
2013	3 475	2 241	2 217	2 308	2 115	2350	3 342	2 199	**1,48**	**0,95**
2014	3 342	2 199	1 543	1 634	2 084	2315	2 570	1 518	**1,44**	**0,95**
2015	2 570	1 518	2 863	2 428	2 061	2290	3 143	1 656	**1,12**	**0,66**
2016	3 143	1 656	2 599	2 184	2 081	2312	3 430	1 528	**1,36**	**0,72**
2017	3 430	1 528	1 501	1 936	2 352	2613	2 903	1 436	**1,69**	**0,75**
всего вскрыто/готово/погашено			**24409**	**22942**	**19259**	**21399**			**1,27**	**0,79**
По данным модели переоценки										
2007	601	601	2077	1705	476	529	2 149	1 777	**1,14**	**1,14**
2008	2149	1777	2778	1921	670	744	4 183	2 954	**2,89**	**2,39**
2009	4183	2954	2513	2185	1 406	1563	5 133	3 577	**2,68**	**1,89**
2010	5133	3577	2289	2458	1 705	1895	5 528	4 140	**2,71**	**1,89**
2011	5528	4140	4147	4039	2 175	2416	7 259	5 763	**2,29**	**1,71**
2012	7259	5763	2651	2544	2 135	2372	7 537	5 935	**3,06**	**2,43**
2013	7537	5935	2944	2313	2 115	2350	8 131	5 898	**3,21**	**2,53**
2014	8131	5898	868	2233	2 084	2315	6 684	5 816	**3,51**	**2,55**
2015	6684	5816	2548	1428	2 061	2290	6 943	4 955	**2,92**	**2,54**
2016	6943	4955	3167	2738	2 081	2312	7 798	5 381	**3,00**	**2,14**
2017	7798	5381	1629	2117	2 352	2613	6 815	4 885	**2,98**	**2,06**
всего вскрыто/готово/погашено			**28213**	**26284**	**19259**	**21399**			**2,72**	**2,09**

Анализ динамики коэффициента обеспеченности вскрытых запасов показал, что по расчетным данным предприятия за весь рассматриваемый период исследования его значения были значительно ниже критического уровня готовых запасов, необходимых предприятию для эффективной работы (рисунок 3.9). Результаты моделированию позволяют получить диаметрально противоположную картину [24,134]. Движение вскрытых и готовых запасов, с учетом результатов переоценки, осуществляется с коэффициентами обеспеченности 2,72 по вскрытым и 2,09 по готовым, вместо 1,27 и 0,79 соответственно (по предприятия).

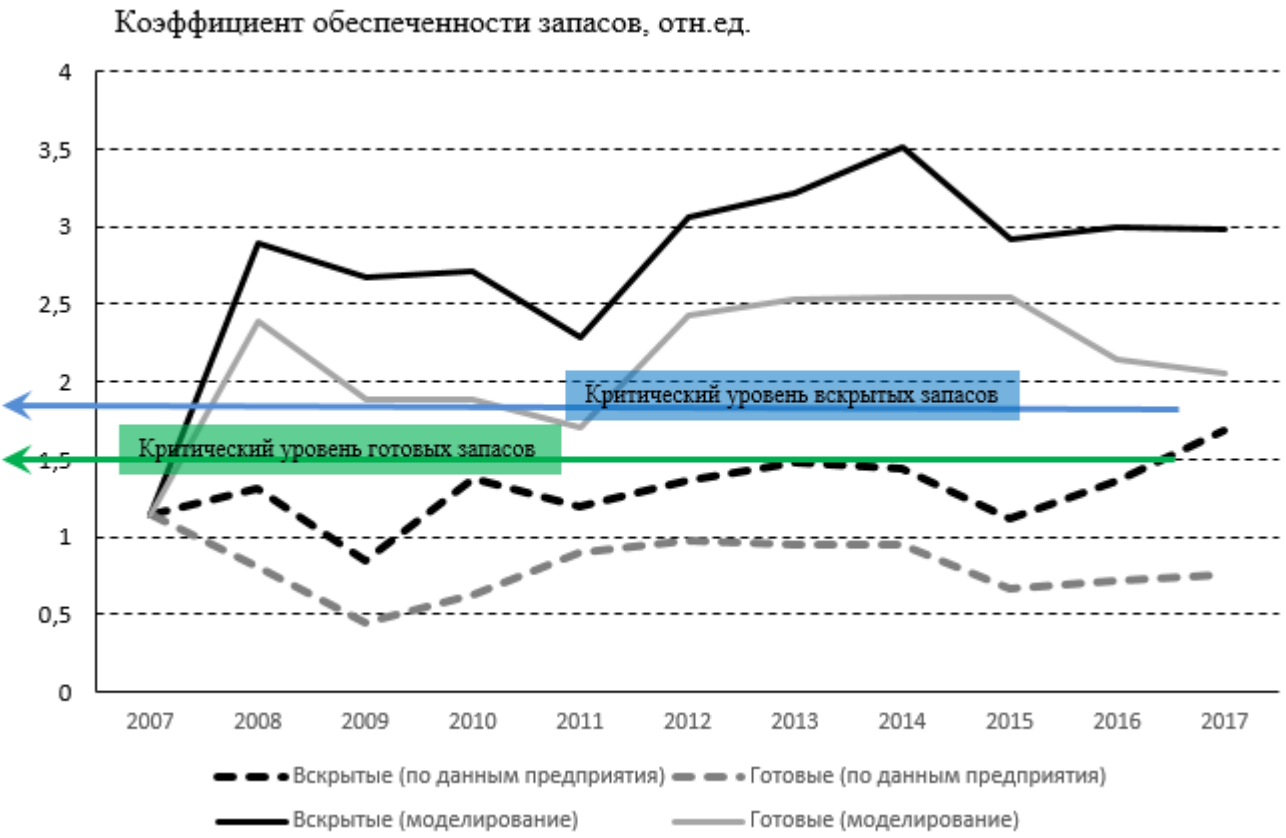


Рисунок 3.9 – Динамика соотношения коэффициентов обеспеченности вскрытых и готовых запасов по данным предприятия и по результатам моделирования

В заключении приведено экономическое обоснование эффективности проведенного исследования, которое определяется следующими предпосылками:

–уменьшением затрат на сооружение скважин, в случае обоснования вывода о возможности использовать более редкую сеть вскрытия без существенных потерь темпов извлечения металла;

− возможностью оценить перспективность вовлечения в добычу остаточных рудных интервалов и / или скоплений захороненных растворов, что улучшает состояние ресурсной базы предприятия;

− ожидаемым улучшением состояния МСБ предприятия с соответствующим ростом капитализации компании.

Для достижения данного экономического эффекта на предприятии предлагается разработать программу интенсификации [66,147], состоящую из следующих мероприятий:

−выбор группы блоков с извлечением более 90% для интенсификации добычи урана;

−проведение полной ревизии скважин и блоков в целом на фактическое состояние (аварийность, наличие насосов, причины остановки скважины, наличие коммуникаций, электроснабжения и т.д.);

−проведение опробования скважин на U, pH и анализа работы блока, учитывая фактически сложившееся Ж:Т, содержания и производительности каждой скважины;

−разработка по результатам проведенного анализа программы оптимизации работы каждого блока по мере включения их в план интенсификации с учетом возможного изменения направления потоков рабочих растворов и дебитов технологических скважин;

−при проектировании обвязки блоков с рудными телами не вовлеченных в отработку учесть возможность повторного использования существующей инфраструктуры;

−вывод из эксплуатации отработанных блоков по мере достижения минимально-промышленных содержаний.

Планируемые мероприятия позволят переоценить ресурсный потенциал технологического блока с одновременным обоснованным прогнозом остаточных запасов урана в эксплуатируемых и вскрываемых блоках, снизить затраты на стадии ГПР, при своевременном выводе из эксплуатации блоков, снизить

потребность в электроэнергии, оптимизировать количество серной кислоты и в целом повысить качество прогнозирования и планирования производственных показателей с целью безусловного выполнения программы добычи урана.

Итоговые данные по результатам моделирования заключаются в следующем. На государственный балансе месторождения поставлено 70491 т, на сегодняшний день отработано запасов 21340 т, технологические потери составили 2259 т, остаток урана составляет 46892 т. По факту моделирования и выполнения соответствующих расчетов, предприятие планирует увеличить МСБ, увеличить запасы с последующей постановкой на государственный учет (21 147 т*98,6% = 20851 т в закиси-окиси урана (ЗОУ). Стоимость 1 кг ЗОУ =24,65 у.е. за фунт).

За счет обоснованности использования более редкой сети вскрытия предприятием планируется снизить затраты на горно-подготовительные работы в год на 2-3 технологических блока. Среднее количество откачных скважин - 15 штук, закачных - 30 штук в одном технологическом блоке. Стоимость бурения откачной скважины 9015 у.е. за 1 п.м. средняя глубина 650 м, закачная - 8211 у.е за 1 п.м.

В свою очередь, при сокращении затрат на вскрытие на технологических блоках произойдет сокращение объёмов серной кислоты предназначенной для подготовки запасов к добычи уран (среднее количество ГРМ в блоке 839,507 тыс. т, серной кислоты 5574,428 т, стоимость 1 тонны серной кислоты составляет 19750 у.е.).

За счет вывода из работы 32-х блоков с извлечением более 90% (среднее содержание урана около 73 мг/л) и 14 блоков с извлечением 85÷89% (среднее содержание урана 83,4 мг/л) планируется достичь снижение объёмов затрачиваемой электроэнергии (из расчета 81000 кВт/ч * 14,56 у.е.).

Выводы по главе 3

1.Проведен сравнительно - сопоставительный анализ методов оценки запасов технологического блока, таких как керновое геологическое опробование, гамма-каротаж, метод мгновенных нейтронов деления и определены специфические особенности статистической интерпретации полученных данных. Были выявлены систематические и случайные (по статистическим критериям) расхождения в параметрах рудных интервалов для различных классов руд и морфологических элементов. Установлено, что качество каротажа КНД-М удовлетворительное. Результаты КНД-М обладают достаточно высокой степенью достоверности и могут быть использованы для количественной оценки $К_{рр}$ рудных интервалов.

2.Для 12 технологических блоков выполнена переинтерпретация морфологии руд по условию расчета РИ крыльев как мешков в случае превышения 3 м рудной мощности. Собственно, рудная мощность пересчитывалась только в случае перевода РИ из крыльевой в мешковую разновидность, в остальных случаях оставалась той же, что подсчитана на предприятии. В целом, роль мешковых интервалов выросла на 10-40% в зависимости от положения блока. Выполненный пересчет запасов 12-и блоков с переинтерпретированной морфологией показал отсутствие заметного роста запасов при использовании $К_{рр}$, рассчитанного в разведочном отчете. Более того, определен заметный урост запасов, причем на тех блоках, что отрабатываются наиболее динамично (с извлечением 100% и более и продолжающейся добычей до 0,5% запасов в месяц). Прирост выявлен на блоках с относительно низкими содержаниями. Из вышеуказанного сделан вывод, что переинтерпретация морфологии, но без пересмотра $К_{рр}$, не приносит желаемых результатов.

3. На основе сформированной объединенной статистической базы данных по разведочным и технологическим скважинам были получены регрессионные взаимосвязи коэффициента радиоактивного равновесия от среднего содержания Ra и определены численные значения $К_{рр}$ для мешковых и крыльевых элементов рудной залежи.

4. Проведено статистическое моделирование мощности рудных интервалов в зависимости от характера морфологических границ на основе определения трендов графиков бортовых кондиций $cRa_{ср}/cRa_{борт}$ и определена необходимость корректировки рудных мощностей на основании определения зависимости бортовой массовой доли радия на границах рудных (по урану) интервалов от средней массовой доли радия.

5. Проведено статистическое моделирование площадного распределения $К_{рр}$ и реализована процедура оценки гипотез о виде и параметрах закона распределения с последующим определением результирующих статистик по морфологическим разновидностям рудной залежи. Полученные значения легли в основу модели идентификации запасов технологического блока рудника подземного скважинного выщелачивания.

6. Разработана методика интерпретации и пересчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана. Концепция методики заключается в определении основных причин переизвлечения запасов на месторождении, в выявлении статистически значимых расхождений между результатами расчета РИ по ГК и контрольными методами, определении процента занижения результатов по ГК, в зависимости от морфологии и/или от класса руд по содержанию, переинтерпретации морфологии (при необходимости) и расчете новых значений $К_{рр}$ на основе максимально широкого набора данных, что позволит разработать предложения по оптимизации расходов на ГПР и добычу.

7. Реализована экспертно-моделирующая процедура формирования упорядоченной последовательности параметров, определяющих объемы запасов технологического блока и на ее основе произведен анализ чувствительности итогового прироста продуктивности относительно изменений мощности рудного интервала и содержания металла. Произведено моделирование основных параметров функционирования технологического блока и рассчитаны усредненные показатели переоценки запасов на месторождении.

8. Проведено моделирование движения готовых и вскрытых запасов на месторождении. Анализ динамики коэффициента обеспеченности вскрытых запасов показал, что по расчетным данным предприятия за весь рассматриваемый период исследования его значения были значительно ниже критического уровня готовых запасов, необходимых предприятию для эффективной работы. Результаты моделированию позволяют получить диаметрально противоположную картину. Движение вскрытых и готовых запасов, с учетом результатов переоценки, осуществляется с коэффициентами обеспеченности 2,72 по вскрытым (критический уровень коэффициента для вскрытых запасов составляет ≥1,8) и 2,09 по готовым (критический уровень коэффициента для готовых запасов составляет ≥1,5), вместо 1,27 и 0,79 соответственно по расчетным данным предприятия.

9. Проведена оценка эффективности проведенного исследования, которая базируется на уменьшении затрат на сооружение скважин, в случае использования более редкой сети вскрытия, возможностью перспективного вовлечения в добычу остаточных рудных интервалов и / или скоплений захороненных растворов, ожидаемым улучшением состояния МСБ предприятия с соответствующим ростом капитализации компании. Планируемые мероприятия позволят переоценить ресурсный потенциал технологических блоков с одновременным обоснованным прогнозом остаточных запасов урана в эксплуатируемых и вскрываемых блоках, снизить затраты на стадии ГПР, при своевременном выводе из эксплуатации блоков, снизить потребность в э/энергии, оптимизировать количество серной кислоты и в целом повысить качество прогнозирования и планирования производственных показателей с целью безусловного выполнения программы добычи урана.

4. РАЗРАБОТКА ПРОБЛЕМНО-ОРИЕНТИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЯМИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ РУДНИКА ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Технологический процесс геотехнологического полигона и цеха переработки продуктивных растворов является непрерывно-периодическим и как системный объект управления характеризуется следующими особенностями: инерционностью технологических процессов; большим количеством входных и выходных параметров системы; наличием специфических ручных операций; наличием агрессивных жидкостей; наличием токсичных жидкостей; наличием транспортировки растворов с возможным ветвлением потоков; наличием различных режимов работы технологического оборудования; наличием ПИД-регуляторов в системах автоматического управления показателями технологического процесса [26,32,39].

Создание проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов геотехнологического полигона и цеха переработки продуктивных растворов определяется, прежде всего, технико-экономической целесообразностью и обеспечивает: повышение оперативности и надежности контроля и управления основными показателями технологических циклов; поддержание важных технологических параметров процесса на заданном уровне в реальном режиме времени; повышение технико-экономических показателей работы предприятия за счет расширения, полноты состава и качества выполнения функций автоматизированного отображения и учета измеряемой информации; своевременное представление технологической информации о состоянии оборудования в удобном для системного анализа виде; оперативный учет материальных потоков и ресурсов; управление технологическими процессами в различных режимах (рисунок П.9) [45,112,115].

Основная функция разработанной проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов заключается в реализации

процессов контроля и управления технологическим процессом добычи и учете динамики отработки запасов урана на геотехнологическом полигоне месторождения. Система позволяет: предоставлять оперативную информацию о состоянии параметров процесса отработки запасов на объектах технологического полигона; поддерживать важные технологические параметры добычи и переработки на заданном технологическим регламентом уровне; управлять оборудованием в дистанционном режиме; оперативно выявлять аварийные ситуации; вести учет расхода растворов и реагентов; дополнять и изменять систему формализованных расчетных данных (параметров, коэффициентов, функций, расчетных формул) без серьезных технических переделок; формировать документы, характеризующие ход технологического процесса; обеспечить надежность выполнения возложенных на нее задач за счёт применения современных технических средств [37,53].

Кроме того, проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов служит для: сбора, обработки и хранения информации о переменных, характеризующих состояние технологических блоков; формирования и представления информации о процессе добычи и переработки растворов технологическому и административному персоналу; реализации функций локальных систем регулирования, стабилизации и мониторинга заданных параметров технологических процессов; дистанционного управления технологическим оборудованием узлов перерабатывающего комплекса; графического, цифрового, мнемонического отображения оперативных данных о функционировании управляемых объектов технологического полигона; сигнализации предаварийных и аварийных ситуаций; формирования и печати отчётных документов.

Созданная проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов обеспечит работоспособность и эффективное функционирование добычного и перерабатывающего комплекса за счёт стабилизации и объемного соответствия в режиме реального времени технологических параметров процессов добычи и переработки растворов,

оперативной реакции системы на возмущающие воздействия и повышения технологической дисциплины процессов добычи и переработки, что позволит повысить эффективность добычи, извлечения урана из растворов ПСВ, снизить удельные расходы химических реагентов, материалов и энергоресурсов, а также повысить качество выпускаемой продукции [87].

В структуре перерабатывающего комплекса проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов должна обеспечить: сбор и обработку информации о технологических параметрах узлов перерабатывающего комплекса; недопустимость прерывания потока контролируемой оперативной информации для технологического персонала больше чем на 0,5 ч; отображение эксплуатационно-технологических параметров на экранах рабочих станций технологического персонала; представление технологической информации административному персоналу перерабатывающего комплекса; ввод информации по данным химических анализов из физико-химической лаборатории (ФХЛ); выдачу сообщений о нарушениях технологического регламента, включая аварийную и предаварийную световую и звуковую сигнализации [118].

Разработанная проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов является иерархической распределенной трехуровневой системой. Нижний (полевой) уровень представлен контрольно-измерительными приборами, датчиками и исполнительными механизмами. Для подключения приборов и механизмов к устройствам среднего уровня (контроллерам) используется унифицированный токовый сигнал 4…20мА (преобразователи давления), цифровой интерфейс RS485, протокол Modbus (расходомеры), цифровой интерфейс PROFIBUS-PA (расходомеры, клапаны), дискретные сигналы +24В (клапаны, насосы).

Средний уровень системы выполнен на базе контроллеров SIMATIC S7-1200 и контроллеров SIMATIC S7-300, осуществляющих сбор, обработку значений технологических параметров и выдающих управляющие воздействия на исполнительные механизмы в соответствии с выбранными критериями

управления. Верхний уровень проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов выполнен на базе следующих специализированных программных модулей управления параметрами добычи и переработки урана на руднике подземного скважинного выщелачивания: модуль прогнозирования и планирования показателей внешней среды функционирования предприятия; модуль расчета оптимальной производственной программы; модуль планирования и управления ресурсами предприятия; модуль анализа и принятия управленческих решений (рисунок 4.1).

Программные модули формирования производственной программы базируются на сформированных принципах переоценки запасов и прогноза показателей производственных показателей (рисунок 4.2). В структуре данного модуля сформированы блоки расчета показателей геотехнологического полигона и цеха переработки продуктивных растворов: блок расчета базовых форм производственной программы развития технологического полигона; блок подсчета запасов, определения показателей развития горных работ и производственной отчетности; блок оценки среднего содержания и коэффициента извлечения по технологическим блокам рудника (рисунки 4.3, 4.4, 4.5).

В рамках разработанных модулей определены основные параметры управления проблемно-ориентированной системы и произведено планирование объемов добычи (рисунок 4.6, таблица 4.1).

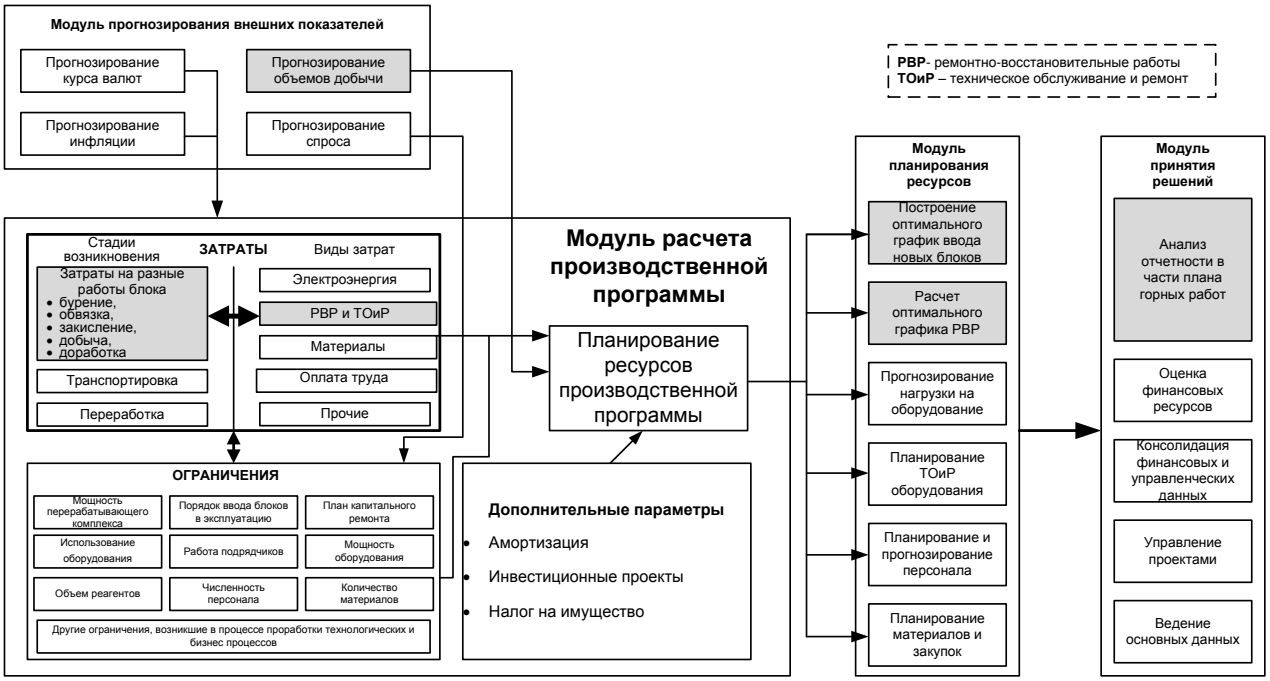


Рисунок 4.1 – Программные модули проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания

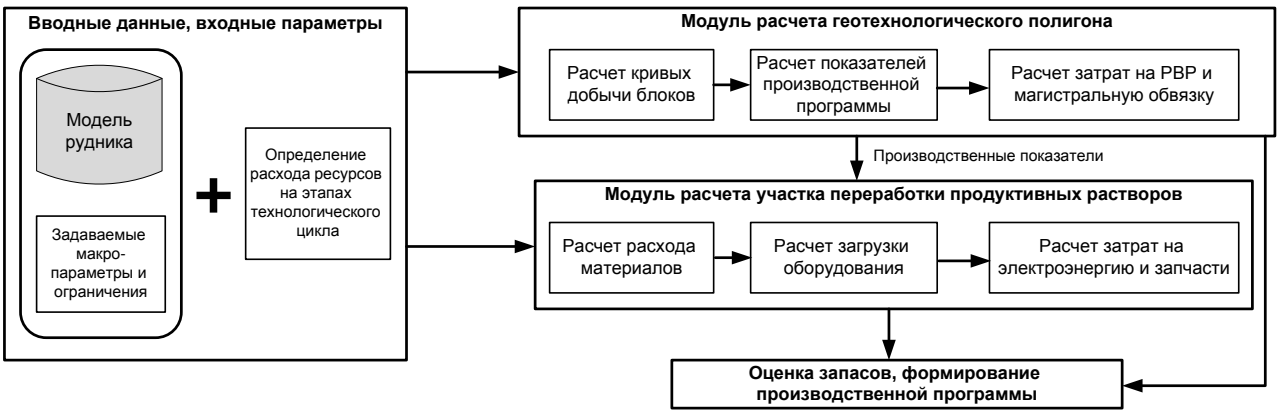


Рисунок 4.2 – Процедуры программного модуля оптимального планирования производственной программы, оценки запасов и прогноза

1-3-2 (расход серной кислоты) | 1-3-2 (расход серной кислоты_) | 1-4 (движение баланса) | 1-6 (потери) | 1-7 (добыча-переработка) | 1-8 (запасы по блокам)
1-1 (произв. программа) | 1-2-1 (прирост запасов) | 1-2-2 (свод. акт соор. скв.) | 1-2-3 (график) | 1-3-1 (план добычи) | 1-3-1 (план добычи_)

Производственная программа

Год		2018				
Квартал		1 кв.				2
Месяц		Январь	Февраль	Март	Итого	А
Сценарий		Рекомендуемый	Рекомендуемый	Рекомендуемый	Рекомендуемый	Р
Показатель	Единица измерения	Сортировать	Сортировать	Сортировать	Сортировать	
Объем продуктивных растворов	тыс. м3	4 689,205	5 789,838	5 207,248	15 686,291	
Содержание U в продуктивных растворах	мг/л	46,116	42,598	40,984	43,114	
Количество U в продуктивных растворах	тонн	216,245	246,633	213,413	676,292	
Объем маточников сорбции	тыс. м3	4 689,205	5 789,838	5 207,248	15 686,291	
Объем закисляющих растворов	тыс. м3	0,000	0,000	0,000	0,000	
Содержание U в маточниках сорбции	мг/л	2,519	2,327	2,239	2,362	
Количество U в маточниках сорбции	тонн	11,814	13,474	11,659	36,947	
Коэффициент извлечения U на сорбции	%	94,537	94,537	94,537	94,537	
Получено U в готовой продукции	тонн	206,472	235,288	203,492	645,252	
Отгружено U в ГП	тонн	206,472	235,288	203,492	645,252	

Рисунок 4.3 – Блок расчета базовых форм производственной программы развития технологического полигона

Insert Selection | Insert Remaining

Равномерный 3 | Выберите для сравнения | 2018 | SaUran | Орталык | Аппак | РУ6

1-3-2 (расход серной кислоты) | 1-3-2 (расход серной кислоты_) | 1-4 (движение баланса) | 1-6 (потери) | 1-7 (добыча-переработка) | 1-8 (запасы по блокам)
1-1 (произв. программа) | 1-2-1 (прирост запасов) | 1-2-2 (свод. акт соор. скв.) | 1-2-3 (график) | 1-3-1 (план добычи) | 1-3-1 (план добычи_)

Прирост запасов

Год			2018				
Квартал			1 кв.				2 кв.
Месяц			Январь	Февраль	Март	Итого	Апрел
Сценарий			Рекомендуемый	Рекомендуемый	Рекомендуемый	Рекомендуемый	Реком
Тип	Месторождение	Блок	Сортировать	Сортировать	Сортировать	Сортировать	Сор
Вскрытые	Итого по Руднику		186,452	175,838	157,988	520,277	
	Северный Карамурун	Итого по месторождению		91,277	73,723	165,000	
		3-800-2		91,277	73,723	165,000	
		5-2-2					
		5-3					
	Южный Карамурун	Итого по месторождению	186,452	84,561	84,265	355,277	
		20-3-1					
		20-3-3	169,652	80,361	4,465	254,477	
		25-17-2					

Рисунок 4.4 – Блок подсчета запасов, определения показателей развития горных работ и производственной отчетности

Период ▲	01/01/2021		01/02/2021		01/03/2021		01/04/2021		01/05/2021		01/06/2021	
Блок ▲	Ср. сод, мг/л	Коэффициент извлечения, %	Ср. сод, мг/л	Коэффициент извлечения, %	Ср. сод, мг/л	Коэффициент извлечения, %	Ср. сод, мг/л	Коэффициент извлечения, %	Ср. сод, мг/л	Коэффициент извлечения, %	Ср. сод, мг/л	Коэффициен извлечения, %
1-1-1	68.76	0.9873695737	55.02	1.0395516455	60.48	1.0913631947	65.09	1.1530983279	55.69	1.2042114609	64.28	1.265178
1-1-2	55.35	0.9453277001	55.36	0.9978376324	60.82	1.0499423274	54.55	1.1016843589	56.01	1.1530983279	64.63	1.214399
1-1-3	65.04	0.9029939782	62.30	0.9663833738	56.95	1.0187255697	51.06	1.0706805495	62.85	1.1325702075	50.35	1.183800
1-2-1	73.79	0.8710341538	58.90	0.9241991206	64.63	0.9768849523	57.90	1.0291461686	59.40	1.0810286796	68.48	1.142840
1-2-2	66.54	0.9453277001	53.20	0.9978376324	70.08	1.0603185284	62.78	1.1222876309	53.70	1.17357839	61.97	1.23474
1-5	47.49	1.8540138267	52.42	1.959685187	48.45	2.0479042397	49.62	2.1479460395	42.64	2.2311283149	46.60	2.325070
1-6-1	46.02	1.0499423274	36.85	1.1016843589	40.54	1.1530983279	43.66	1.2143999016	44.82	1.2753022782	35.94	1.325765
1-6-2	52.92	0.9347727469	70.63	0.9873695737	62.11	1.0291461686	55.78	1.0706805495	71.61	1.1222876309	55.13	1.163344

Рисунок 4.5 – Блок оценки среднего содержания и коэффициента извлечения по технологическим блокам рудника

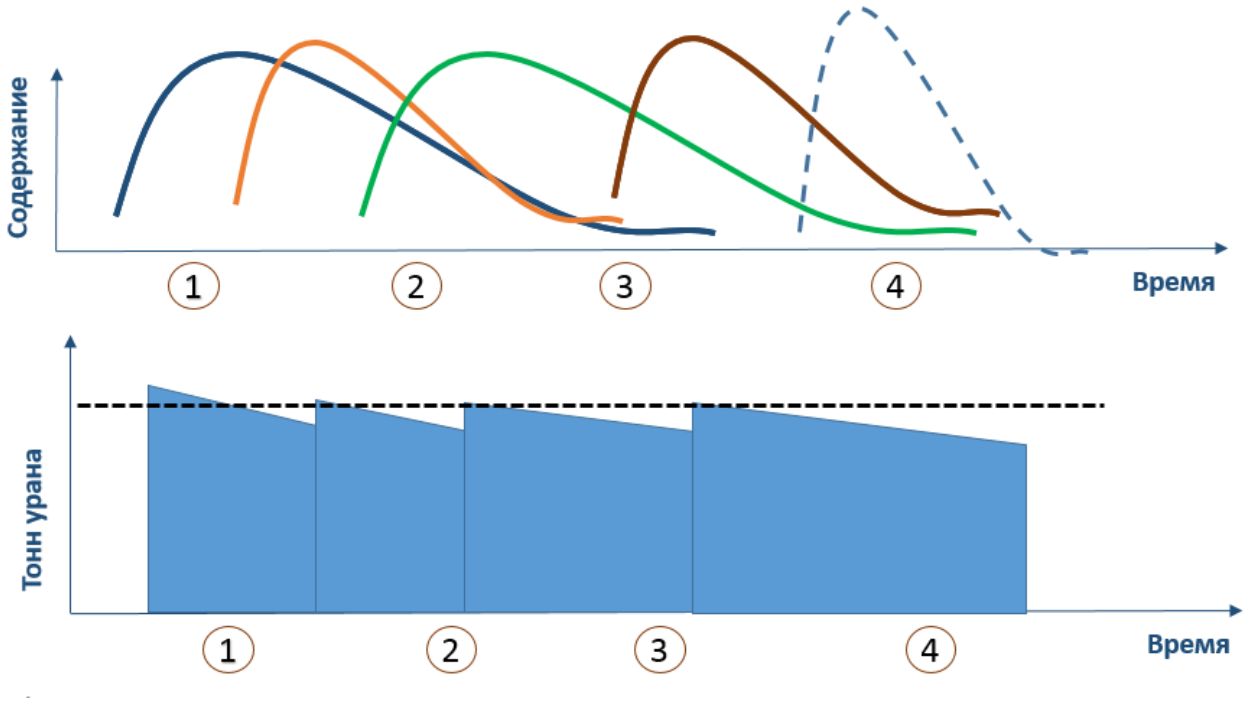


Рисунок 4.6 – Планирование добычи (пример) по четырем технологическим блокам рудника

Таблица 4.1 – Описание параметров управления проблемно-ориентированной системы

Параметр управления	**Описание**
Цена и план добычи	Цена урана и плановое количество урана в готовой продукции
План добычи	Позволяет задать объем добычи и объем запасов, учитываемые при оптимизации плана развития горных работ
Метод прогнозирования кривой добычи	Для прогноза добычи будет использован: прогнозирование введения новых блоков или блоков с небольшой историей по кривым извлечения урана; аналитический метод прогнозирования с помощью средств углубленной аналитики
График запуска блоков	Таблица, задающая даты открытия новых блоков с соответствующим подсчетом объемов запасов
Стоимость материалов	Таблица, позволяющая задать цену материала, используемую при расчетах для каждого месяца
График подачи кислоты	Таблица, задающая значение дополнительной кислотности, при различных значения Ж:Т для каждого блока в зависимости от объемов добычи и вскрываемых запасов
Исходные кривые извлечения	Позволяет задать кривую извлечения для технологического блока
Мощность перерабатывающего комплекса	Таблица, позволяющая задать максимальное количество продуктивного раствора в сутки, которое может быть произведено на месторождении
Число откачных/закачных скважин в работе	Таблица, позволяющая учесть число откачных/закачных скважин в работе для каждого блока
Включить ограничение на мощность перерабатывающего комплекса	Параметр управления, который указывает оптимизационной задаче, учитывать ли мощность перерабатывающего комплекса в качестве ограничения

Продолжение таблицы 4.1

Параметр управления	Описание
Корректировка бурения Разведочных скважин с КНД-М, без КНД-М, перебуров	Позволяет скорректировать планируемое количество пробуренных скважин на уровне месторождения
Корректировка бурения откачных, закачных, наблюдательных скважин	Позволяет скорректировать планируемое количество пробуренных скважин для каждого технологического блока
Расход серной кислоты	Позволяет скорректировать расход серной кислоты (объем) на выщелачивание и закисление
Корректировка персонала	Позволяет скорректировать количество персонала

Все сетевые компоненты верхнего и среднего уровней системы объединяются при помощи существующей оптической сети.

В связи со значительной удаленностью, разобщенностью и периодической перемещаемостью объектов ГТП, а также трудностью прокладки кабельных трасс связи, используется беспроводная сеть стандарта Wi-Fi 2.4ГГц. Структура беспроводной сети представляет собой распределенную сеть с абонентскими точками. В такой сети создаются зоны покрытия и беспроводные магистральные каналы между объектами ГТП. Зона покрытия Wi-Fi создается путем использования на объектах ГТП оборудования фирм «Siemens» и «TP-LINK».

В состав нижнего уровня системы входят следующие приборы и средства автоматизации: преобразователь давления измерительный, выход 4...20мА (существующие); расходомер электромагнитный, выход - RS-485 (Modbus RTU) (существующие); расходомер электромагнитный, выход PROFIBUS-PA (существующие); клапан регулирующий (существующие).

Считывание данных с расходомеров по интерфейсам RS485 и PROFIBUS-PA позволяет избавиться от дополнительных погрешностей цифро-аналогового и аналогово-цифрового преобразования сигналов, а также позволяет считывать непосредственно с расходомера не только текущий расход, но и данные об объёме растворов прошедших через расходомер за заданное время.

Для контроля работы оборудования, технологических параметров процесса и оперативного управления используются станции оператора на базе промышленных компьютеров SIEMENS. На мнемосхемах станции оператора отображаются необходимые текущие, а также суммарные значения технологических параметров, предоставляется возможность оператору-технологу по своему усмотрению вести технологический процесс. Для анализа работы, нештатных ситуаций и для расчета технико-экономических показателей работы на станциях оператора ведётся архив значений технологических параметров и состояния оборудования.

В проблемно-ориентированной системе управления показателями технологических процессов предусмотрены следующие режимы управления оборудованием: «Местный». При работе в «Местном» режиме, ключ выбора режимов в положении «Местный», управление оборудованием осуществляется с кнопочных постов, с соблюдение блокировок и защит. Управление с панели оператора невозможно; «Дистанционный». При работе в «Дистанционном» режиме, ключ выбора режимов в положении «Дистанционный», управление оборудование с кнопочных постов невозможно, управление осуществляется с панели оператора.

Кнопка «Аварийный останов» останавливает работу оборудования в обоих режимах, последующий пуск оборудования возможен только после квитирования аварийного останова на панели оператора.

Для приводов оборудованных частотными преобразователями запуск в режиме «Местный» с кнопочных постов осуществляется на скорости, определенной на панели оператора в соответствующей вкладке. Изменения данного параметра возможно обслуживающим персоналом с правами доступа в системе авторизации не ниже «Инженер». Для предотвращения бесконтрольного

перекачивания реагентов, и в «Местном» и в «Дистанционном» режимах, запуск оборудования возможен только через контроллер узла приема.

Для выполнения ремонтных работ и пробных пусков оборудования без соблюдения блокировок, предусмотрен режим «Наладка». Перевод оборудования в режим «Наладка» разрешен обслуживающему персоналу с правами доступа в системе авторизации не ниже «Инженер», при этом, ключ выбора режимов на кнопочном посту соответствующего оборудования в положении «Местный». Пуск и останов оборудования возможен только с кнопочного поста.

В режиме «Дистанционный» управление оборудованием возможно в двух подрежимах «Ручной» и «Автомат»: в подрежиме «Ручной» управление оборудованием осуществляется с панели оператора при помощи виртуальных кнопок пуска и останова с соблюдение всех блокировок и защит; в подрежиме «Автомат» управление оборудованием осуществляется контроллером по определенному алгоритму. Для останова оборудования работающего в подрежиме «Автомат» достаточно перевести оборудование в подрежим «Ручной» на панели оператора или переводом ключа выбора режимов работ, в положение «Местный» на кнопочном посту соответствующего оборудования.

Основным режимом работы технологического оборудования считается автоматизированный режим. В случае, нарушения условий технологии ведения работ, система останавливает работу технологического оборудования с выдачей сигнализации оператору-технологу. Дальнейший запуск оборудования в работу может осуществить только оператор-технолог после устранения нарушений в технологии ведения работ.

При разработке проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов были заложены следующие основные принципы: увеличение времени безаварийной и бесперебойной работы за счет эксплуатационной надежности КТС; создание структуры управления позволяющей подключать новые объекты, управления при минимальных изменениях в исходной системе; высокая степень визуализации состояния оборудования и технологических параметров; своевременное обнаружение и ускорение анализа

причин возникновения нештатных технологических ситуаций; повышение технологической дисциплины, которая обеспечивается автоматизированным контролем параметров и повышением ответственности технологического персонала за ведение конкретных технологических операций; вывод обслуживающего персонала из помещений с агрессивной и опасной средой; обеспечение высокой надежности каналов сбора и обработки информации, за счет использования программно - технической базы фирмы SIEMENS; удобство управления технологическим процессом; модульная конструкция и возможность расширения; высокое качество и стабильность программного обеспечения; уменьшение затрат на приобретение запасных частей, обусловленное использованием однотипного оборудования; простота технического обслуживания и замены оборудования.

Проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов выполнена на базе высокопроизводительной системы управления процессом SIMATIC PCS7, которая базируется на использовании модульной и открытой архитектуры, современной технологии SIMATIC, последовательной поддержке множества промышленных стандартов и современных вариантов управления производственными процессами.

Интеллектуальным устройством геотехнологического полигона и цеха переработки продуктивных растворов является многофункциональная панель управления фирмы Siemens MP-377, в которой совмещены функции панели оператора и программируемого логического контроллера WinAC MP.

Преимущества применения системы SIMATIC PCS7, достигаются: снижением затрат на инженерные разработки; использованием стандартных компонентов SIMATIC; высокой гибкостью адаптации производства к изменяющимся требованиям; на выполнение проектных работ; простым выбором необходимых компонентов; снижением затрат на обслуживание и обучение персонала.

Таким образом, разработанная проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов представляет собой

иерархическую распределенную трехуровневую систему (схема интерфейсных соединений комплекса программных и технических средств).

Основные решения по функционированию проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов заключаются в следующем. Для реализации целей контроля и управления система выполняет ряд информационных и управляющих функций и условно делится на следующие подсистемы: подсистема централизованного контроля технологических параметров и работоспособности технологического оборудования (ЦК); подсистема управления (УП); подсистема режимного обеспечения (РО).

Подсистема ЦК выполняет следующие функции: централизованный сбор информации о состоянии технологических процессов технологического полигона и цеха переработки продуктивных растворов; формализованная математическая обработка информации (фильтрация данных, определение зависимостей, нормирование входных параметров и сигналов); подготовку и передачу информации для подсистемы УП.

Выход контролируемого параметра за пределы зоны регулирования сигнализируется на рабочей станции оператора-технолога и протоколируется. Вся информация об аварийных остановках оборудования и аварийных значениях параметров технологического процесса протоколируется в обязательном порядке. Контроль параметров, характеризующих ход технологического процесса, осуществляется при помощи датчиков, сигналы с которых поступают в контроллеры. После предварительной обработки данные о состоянии объектов управления передаются на верхний уровень.

Подсистема УП предназначена для расчета, формирования и выдачи управляющих воздействий и решений. В такой постановке подсистема УП обеспечивает: предоставление оперативной информации о состоянии технологического оборудования и технологических параметрах процесса; выдачу управляющих воздействий и решений, в соответствии с заданными критериями; формирование и выдачу управляющих сигналов в соответствии с программой действий в случае аварийных ситуаций. Предусмотрен ввод и обработка директив

оператора-технолога по управлению работой отдельного оборудования и по корректировке технологических уставок.

Подсистема РО предназначена для выполнения режимных требований, защиты системы от несанкционированных вмешательств в работу.

Для предотвращения несанкционированного доступа к управлению панелью в панель встроена система авторизации. Определены три группы пользователей: Администратор; Инженер; Оператор.

Надежность системы обеспечивается следующими решениями: надежностью комплекса технических средств и программного обеспечения, а именно использование контроллеров, программного обеспечения и приборов полевого уровня фирмы SIEMENS и других ведущих фирм; использованием принципа распределенного построения системы управления.

Решения по информационному проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов обеспечению включают в себя: согласованную систему отображения технологической информации; оперативную информацию о состоянии технологического процесса; сообщения и директивы, выдаваемые по запросам персонала; сообщения и протоколирование событий; выходные сигналы и документы; нормативно-справочную информацию.

Оперативная информация о состоянии технологического процесса включает в себя: текущие данные о состоянии технологического оборудования; текущие данные о параметрах технологического процесса (объемы добычи, расходы материалов и реагентов, состояние запасов); выходную информацию, выдаваемую на исполнительные устройства; значения заданий регуляторам.

Нормативно-справочная информация содержит данные технологических параметров, значения границ нормы, регламентные и аварийные границы, коэффициенты расчета действующих значений, константы, коэффициенты и функции для математической обработки информации.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе решена важная научная и практическая задача, заключающаяся в разработке методов и моделей идентификации объемов вскрытых запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана на основе ретроспективного анализа геофизической информации.

Основные выводы и рекомендации, полученные лично автором, заключаются в следующем:

1. Проведен теоретико-информационный анализ технологической схемы промышленной отработки запасов урана способом подземного скважинного выщелачивания и установлены корреляционные зависимости между показателями вскрытых запасов на блоках месторождения, объемом горнорудной массы, извлечением металла, средней концентрацией металла в растворе и технологическими параметрами выщелачивающих растворов;

2. Сформирована информационная модель эксплуатации технологических скважин и проведен корреляционный анализ показателей бортовых кондиций, позволивший получить зависимости бортовой массовой доли радия на границах рудных интервалов от средней массовой доли радия для различных морфологических элементов рудной залежи;

3. Определены законы распределения горнорудной массы, запасов урана и мощностей рудных интервалов на технологических блоках месторождения, позволяющие определить структуру и соотношения параметров блоков, находящихся на определенной стадии отработки запасов;

4. Определены законы площадного распределения коэффициента радиоактивного равновесия для разведочных и технологических скважин с керновой аналитикой для различных морфологических элементов рудной залежи, позволяющие выявить значимые корреляционные зависимости данного

коэффициента от средней массовой доли радия и среднего значения мощности рудных интервалов;

5. Проведено формирование стохастической факторной системы геофизических данных, позволившей сформировать исходное множество оценочных критериев для подсчета запасов технологического блока и на основе экспертно-моделирующих процедур получить упорядоченную последовательность их значимости;

6. Решена задача выбора и проведен сравнительный анализ вариантов расчета запасов по сформированной совокупности оценочных критериев;

7. Произведено моделирование показателей функционирования и переоценки запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана, позволяющее определить ресурсный потенциал месторождения в целом;

8. Разработана проблемно-ориентированная система управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания урана, позволяющая реализовать функции планирования добычи по технологическим блокам рудника и формирования производственной программы развития технологического полигона на основе полученных модельных вариантов вскрытых запасов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Айвазян С. А. Исследование зависимостей / С.А. Айвазян, И.С. Енюков, Л.Д. Мешалкин. — М.: Финансы и статистика, 1985. — 487 с.

2. Акынов Г.Б., Алыбаев Ж.А., Изучение влияния пероксида водорода на выщелачивание урана кислотным способом в условиях месторождения «Ирколь» // Вестник КазНИТУ – Алматы, 2016. - №1. – С. 493-497.

3. Аликулов Ш. Ш., Собиров Ж., Хайдарова М. Э. Исследования и внедрение способов ограничения растекания продуктивных растворов и интенсификации технологических процессов подземного выщелачивания // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. —2018. — № 3. — С. 100—106.

4. Аренс В. Ж., Гридин О. М., Крейнин Е. В. и др. Физико-химическая геотехнология: учебник для вузов. — Изд. МГГУ «Горная книга», 2010.

5. Аубакиров Х.Б. О причинах возникновения проблем при отработке уранового месторождения Семизбай // Геология и охрана недр.- 2017.-№ 2(63) - С.80-84.

6. Ашихмин А.А. Разработка и принятие управленческих решений: формальные модели и методы выбора. - М.: Издательство МГГУ,1995.-80с.

7. Бавлов, В.Н. Перспективы освоения и развития сырьевой базы урана России / В.Н. Бавлов, Г.А. Машковцев // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. - 2005. - № 1. - С. 16-24.

8. Баймурзаев Х. Р., Малухин Н. Г. и др. Обоснование рациональной области применения технологии подземного выщелачивания глинистых урановых руд // Горный информационно- аналитический бюллетень. — 2011. — № 10. — С. 223—225.

9. Баймурзаев Х. Р., Маркелов С. В. и др. Влияние химической кольматации порово-трещинного массива на производительность блоков подземного выщелачивания // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2011. — № 6. — С. 211—215.

10. Басов В.С. Выбор оптимальной схемы вскрытия месторождения геотехнологическими скважинами // Горный журнал. - 2006. - № 1. - С. 51-53.

11. Белецкий В. И., Богатков Л. К., Волков Н. И. и др. Справочник по геотехнологии урана. — М. : Энергоатомиздат, 1997. — 672 с.

12. Беляев Л.С. Решение сложных оптимизационных задач в условиях неопределенности.- Новосибирск: Наука, 1978г.

13. Бойцов В.Е. Геолого-промышленные типы месторождений урана / В.Е. Бойцов, А.А. Верчеба.- М.: КДУ, 2008. - 310 с.

14. Бокс Дж. Анализ временных рядов. Прогноз и управление / Дж. Бокс, Г. Дженкинс. Вып. 1 — М.: Мир, 1974. — 405 с.

15. Брылин В.И. Технология бурения и оборудование эксплуатационных скважин при отработке месторождений урана методом подземного выщелачивания: учебное пособие / Национальный исследовательский Томский политехнический университет. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 211 с.

16. Верхотуров А. Г., Сабигатулин А. А. Совершенствование конструкции и ремонт геотехнологических скважин, сооружаемых в криолитозоне Центрального Забайкалья // Сборник научных статей. Ч. 2. — Чита: ЗабГУ, 2018. — С. 20—24.

17. Верхотуров А. Г., Сабигатулин А. А. Интенсификация добычи урана при использовании комплекса обработки прифильтровых зон геотехнологических скважин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 7. – С. 13–20. DOI: 10.25018/02361493-2019-07-0-13-20.

18. Веселова Л.Н. Физико-химические основы и гидродинамика процесса подземного выщелачивания: учебно-методическое пособие / Л.Н. Веселова, В.Г. Садонин; под ред. Б.В. Невского.- М.: ЦНИИатоминформ, 1981. - 86 с.

19. Волков В. П. Сорбционные процессы действующих производств. — М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2014. — 160 с.

20. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана / В.Г. Язиков, В.Л. Забазнов, Н.Н. Петров, Е.И. Рогов, А.Е. Рогов. – Алматы: Изд. ТОО «Эверо», 2001. – 444 с.

21. Гмурман В. Е. Теория вероятностей и математическая статистика: учебник для прикладного бакалавриата / В.Е. Гмурман. — 12-е изд., 2016. — 479 с.

22. Голик В. И., Заалишвили В. Б., Габараев О. З. Геофизическое обеспечение технологий выщелачивания урана // Горный информационно-аналитический бюллетень.- 2014. -№ 7. -С. 112–121.

23. Голик В.И. Инновационные технологии добычи урана // Горный журнал. -2009. -№2. -С. 12-15.

24. Голик В.И., Култышев В.И. История и перспективы выщелачивания урана// Горный информационно-аналитический бюллетень. −2011.−№7.− С. 138–143.

25. Горбатенко О.А., Чистилин П.Е., Панова Е.Н., и др. Ремонтно-восстановительные работы на геотехнологических скважинах предприятий ПСВ урана: учебное пособие / Под общей редакцией Демехова Ю.В., Ибраева Б.М. - Алматы.-2017.- 194 с.

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

27. Джакупов Д.А. Повышение эффективности добычи урана методом подземного скважинного выщелачивания/ Международная научно-техническая конференция «Инновационное развитие горнодобывающей отрасли»-Кривой Рог.− 2016.− С. 130-133

28. Добыча урана методом подземного выщелачивания / В.А. Мамилов и др.; под ред. В.А. Мамилова. М.: Атомиздат, 1980. - 248 с.

29. Дрейпер Н., Смит Г. Прикладной регрессионный анализ. - М.: Финансы и статистика, 1986. – 418 с.

30. Друянова Г.Б., Орлов А.И. Непараметрическое оценивание коэффициентов вариации технических характеристик и показателей качества. // Надежность и контроль качества. −1987. −N7.− С.10-16.

31. Елисеева И.И., Рукавишников В.О. Логика прикладного статистического анализа. М.: Финансы и статистика, 1982. −190 с.

32. Живов В. Л., Бойцов А. В., Шумилин М. В. Уран: геология, добыча, экономика. – М. : Атомредметзолото, 2012. – 301 с.

33. Ивахненко А.Г., Юрачковский Ю.П. Моделирование сложных систем по экспериментальным данным. - М.: Радио и связь, 1987. – 123 с.

34. Инструкция по гамма-каротажу на месторождениях урана (МИ-№ 115/210-(01.00250-2008)-2011) ФГУНПП «Геологоразведка».− СПб, 2012.

35. Инструкция по каротажу методом мгновенных нейтронов деления при изучении урановых месторождений гидрогенного типа, НПО «Рудгеофизика».− Ленинград, 1985.

36. Калабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием / А.И. Калабин. −М.: Атомиздат, 1969. - 369 с.

37. Каракоцкая И.А. Математическая модель отработки месторождения способом скважинного подземного выщелачивания: Дис.…канд. техн. наук: 05.13.18/ .-Екатеринбург, 2006.- Каракоцкая Ирина Александровна:Уральский государственный горный университет.-Екатеринбург, 2006. −143с.

38. Каримов И. А., Хакимов К. Ж. Разработка сложноструктурного уранового оруденения подземного выщелачивания // Горный информационно-аналитический бюллетень. −2015. −№ 9. −С. 67–69.

39. Карманов Т. Д. Обоснование параметров восстановления дебита технологических скважин при добыче урана : дис. ... канд. техн. наук. – Алматы, 2010.

40. Кендалл М. Дж. Многомерный статистический анализ и временные ряды / М. Дж. Кендалл, А. Стьюарт. — М. : Наука, 1976. — 734 с.

41. Кендалл М.Дж. Статистические выводы и связи / М. Дж. Кендалл, А. Стьюарт. — М. : Наука, 1973. — 892 с.

42. Кендалл М.Дж. Теория распределений / М. Дж. Кендалл, А. Стьюарт. — М.: Наука, 1966. — 586 с.

43. Кини Р.Л. Райфа Х. Принятие решений при многих критериях: Предпочтения и замещения. - М.: Радио и связь, 1981. - 560 с.

44. Колмогоров А.Н. Основные понятия теории вероятностей. — М. : Наука, 1974. — 119 с.

45. Кочегаров Ю.В. Автоматизация задач проектирования, учета, анализа и планирования на объектах подземного выщелачивания урана /Ю.В. Кочегаров, В.Е. Рыков, Б.Б. Шишкин // Горный журнал. −2003. - № 8. - С. 84-85.

46. Крамер Г. Математические методы статистики / Г. Крамер. — М.: Мир, 1975. — 648 с.

47. Кротков В. В., Лобанов Д. П., Нестеров Ю. В., Абдульманов И. Г. Горно-химическая технология добычи урана. — М.: ГЕОС, 2001.

48. Липкин М.И. Кривые распределения в экономических исследованиях. М.: Статистика, 1972.

49. Лопатин В.В. Долгосрочные перспективы развития добычи урана в России / В.В. Лопатин, Е.Н. Камнев, В.Г. Иванов // Горный журнал. −2002. - № 4. - С. 7-10.

50. Макаров А.А. Анализ данных на компьютере / А. А. Макаров, Ю. Н. Тюрин. — М.: ИНФРА-М, 2003. — 544 с.

51. Макаров А.М., Виноградская Т.Н. и др. Теория выбора и принятия решений. −М: Наука, 1982.− 328с.

52. Манита А.Д. Теория вероятностей и математическая статистика / А. Д. Манита. — М.: Изд-во Моек, ун-та, 2001. — 120 с.

53. Марченко И.В. Моделирование последовательности и времени отработки блоков гидрогенного месторождения методом подземного выщелачивания / И.В. Марченко, В.Д. Постников // Цветная металлургия. −1988. - № 2. - С. 45-47.

54. Матаев М. М., Кенжетаев Ж. С. Новые подходы регенерации скважин при подземном выщелачивании урана / Инновации в комплексной переработки минерального сырья: сборник научных работ международнй научно-практической конференции Абишевские чтения- 2016. — Алматы.– 2016. — С. 138—142.

55. Методика сооружения скважин для разведки и добычи урана методом ПСВ/ С.М. Сушко, А.Д. Бегун, Б.В. Федоров, А.К. Касенов, С.Д. Дауренбеков – Алматы, АО НАК «Казатомпром», ТОО «Институт высоких технологий», 2007. – 178 с.

56. Молчанов А. А., Демехов Ю. В. Повышение эффективности добычи урана из месторождений гидрогенного типа, разрабатываемых методом подземного скважинного выщелачивания Республики Казахстан (на примере месторождения восточный Мынкудук) / Актуальные проблемы урановой промышленности. VII международная конференция: сборник научных работ. — Алматы: НАК Казатомпром.– 2014. — С. 92—98.

57. Мушик Э., Мюллер П. Методы принятия технических решений /пер. с нем. Н.В. Васильченко, В.А. Душского. - М.: Мир, 1990.– 204 с.

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

59. Нестеров Ю. В. Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. — М. : ОАО «Атомредметзолото», 2007.

60. Новиков Б.К. Основы теории принятия решений при проектировании. М.: МГТУ, 1992. – 52с.

61. Носков М. Д., Кеслер А. Г., Теровская Т. С., Бабкин А. С., Посохова Е. М. Экологический мониторинг и прогнозирования состояния недр при добыче урана в ЗАО «Далур» // Роговские чтения: проблемы инженерной геологии, гидрогеологии и геоэкологии урбанизированных территорий : сб. тр. конф., 7–9 апреля 2015 г. – Томск : Изд-во Томского государственного архитектурно-строительного университета.– 2015. –С. 208–211.

62. Оптимизация параметров разработки гидрогенных месторождений способом подземного выщелачивания: учебно-методическое пособие / В.Г. Иванов и др. Обнинск: ЦИПК, 1990. - 106 с.

63. Оракбаев Е. Ж. Исследование и разработка эффективных систем управления процессом подземного выщелачивания: дис. докт. наук. — Алматы: КНИТУ им. К.И. Сатпаева 2017. — 117 с.

64. Орловский С.А. Проблемы принятия решений при нечеткой исходной информации. М: Наука, 1981.– 318с.

65. Пенкевич С. В. Методические указания к расчету эрлифта при откачке из гидрогеологических скважин. — М.: МГГРУ, 2003. — 28 с.

66. Пименов, М.К. Перспективные направления совершенствования технологии скважинного подземного выщелачивания урана на месторождениях России // Горный журнал. –1999. - № 12. - С. 41-44.

67. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов : в 2 т. / под ред. М. И. Фазлуллина. – М. : ИД «Руда и Металлы», 2005. Т. 1 : Уран. – 407 с.

68. Поезжаев И.П., Полиновский К.Д., Горбатенко О.А. и др. «Геотехнология урана: учебное пособие» / Под общей редакцией Ю.В. Демехова, Б.М. Ибраева. - Алматы.-2017.- 327 с.

69. Постановление Правительства от 20.08.2002 №926 «О концепции развития урановой промышленности и атомной энергетики Республики Казахстан на 2002 - 2030 годы».

70. Пузикова Д.А. Об интервальных методах статистической классификации. - Наука и технология в России. –1995. –N2(8). –С.12-13.

71. Пути интенсификации подземного выщелачивания / К.Н. Кошколда и др.; под ред. Н.И. Чеснокова. М.: Энергоатомиздат, 1988. - 224 с.

72. Разведка месторождений урана для отработки методом подземного выщелачивания / Шумилин М.В. и др.. –М.: Недра, 1985. - 208 с.

73. Ракишев Б. Р., Матаев М. М., Кенжетаев Ж. С. Исследование минералогического состава осадкообразований в условиях скважинной добычи

урана // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 7. – С. 123–131. DOI: 10.25018/0236-14932019-07-0-123-131.

74. Ракишев Б.Р., Федоров Б. В. Техника и технология сооружения геотехнологических скважин. – Алматы, 2013. - 260 с

75. Резниченко С.С. Ашихмин А.А. Математические методы и моделирование в горной промышленности. - М.: Издательство МГГУ, 1997.– 404с.

76. Резниченко С.С. Многокритериальная оптимизация задач организации, планирования и управления горным производством. –М: МГИ, 1989.– 90с.

77. Результаты математического моделирования процесса ПВ при гексагональной схеме вскрытия руд залежи применительно к рудам Хиагдинского месторождения / исполн.: В.В. Макшанинов, Е.А. Митрофанов. ОАО «Хиагда», 2002. -50 с.

78. Рогов А.Е. К определению оптимального уровня извлечения урана при подземном скважинном выщелачивании // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГГУ. - 2003. - № 9. - С. 119-121.

79. Рогов А.Е. Метод определения кинетических параметров при подземном скважинном выщелачивании урана / А.Е. Рогов, Е.И. Рогов // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГТУ. - 2003. -№8.-С133-135.

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

81. Рогов Е. И., Язиков В. Г., Рогов А. Е. Гидродинамическая модель подземного выщелачивания урана // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2000. — № 5. — С. 40—42.

82. Рогов Е.И. О коэффициенте извлечения урана и удельном расходе реагента при подземном выщелачивании // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГТУ. - 2000. - № 5. - С.43-45.

83. Рогов Е.И. Оптимизация подготовленных и готовых к выемке запасов на рудниках подземного скважинного выщелачивания урана / Е.И. Рогов, В.Г. Язи-

ков, А.Е. Рогов // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГГУ. - 2002.-№4.-С. 149-150.

84. Рогов Е.И. Оптимизация схем и параметров проектирования сети технологических скважин при ПСВ металлов / Е.И. Рогов, В.Г. Язиков, А.Е. Рогов // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГТУ. - 2001. - № 9. - С. 35-37.

85. Садонин, В.Г. Разработка гидрогенных месторождений методом подземного выщелачивания: учебно-методическое пособие / В.Г. Садонин, JI.Н. Веселова; под ред. Б.В. Невского.− М.: ЦНИИатоминформ, 1982. - 62 с.

86. Сакирко Г. К., Носков М. Д., Истомин А. Д. Оптимизация отработки блоков при добыче урана методом скважинного подземного выщелачивания // IV Международная школа-конференция молодых атомщиков Сибири : сб. тез. докл., 23–25 октября 2013 г. – Томск : Изд-во Томского политехнического ун-та.− 2013. −С. 30.

87. Самойлов В. И., Садуакасова А. Т. Гидроминеральное урансодержащее сырье // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 6. – С. 96–104.

88. Самсонов Б. Г. Основы объектного мониторинга геологической среды на предприятиях по разведке, добыче и использованию атомного сырья. — М.: Центр содействия социально-экологическим инициативам атомной отрасли, 2010. — 120 с.

89. Сатыбалдиев Б. С., Уралбеков Б. М., Буркитбаев М. М. Оценка эффективности использования фильтрационного выщелачивания для извлечения урана из урановой руды // Вестник КазНУ имени Аль-Фараби. — 2015. — № 3. — С. 23—27.

90. Святецкий В. С., Морозов А. А., Гаврилов А. А. Опыт подземного выщелачивания скальных урановых руд // Горный журнал. −2008. −№ 8. −С. 43–46.

91. Святецкий В. С., Солодов И. Н. Стратегия технологического развития уранодобывающей отрасли России // Горный журнал. −2015.− № 7. −С. 68–77. DOI: 10.17580/gzh.2015.07.10

92. Смирнов И. П., Матвеев А. А., Смирнов К. М. Выщелачивание урановых и комплексных руд // Цветные металлы. – 2003. – № 4. – С. 27–34.

93. Сулицкий В.Н. Методы статистического анализа в управлении. М.: Дело, 2002.− 520 с.

94. Суходолов А. П. Мировые запасы урана: перспективы сырьевого обеспечения атомной энергетики // Известия Иркутской государственной экономической академии. −2010. −№ 4(72). −С. 166–169.

95. Тарханов А.В. Состояние мировой ураново-рудной промышленности и тенденции ее развития на рубеже веков / А.В. Тарханов, В.В. Шаталов.− М.: Издательство ВИМС «Минеральное сырье», 2002. - 36 с.

96. Терехов С. А. Нейросетевые информационные модели сложных инженерных систем// Нейроинформатика / А. Н. Горбань, В. Л. Дунин-Барковский, А. Н. Кирдин и др.. — Новосибирск: Наука. Сибирское предприятие РАН, 1998. — 296 с.

97. Титова С. М. Разработка технологии сорбционного извлечения урана из сульфатно-хлоридных растворов скважинного подземного выщелачивания: диссертация…. кандидата технических наук: 05.17.02 / С. М. Титова; [Место защиты: Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина]. — Екатеринбург, 2018.

98. Толстов Е.А. Проектирование технических и технологических показателей при скважинном подземном выщелачивании урана / Е.А. Толстов, Г.Н. Глотов // Горный журнал.− 2002. - Специальный выпуск. - С. 131-133.

99. Толстов Е.А. Совершенствование технологии добычи урана способом подземного выщелачивания / Е.А. Толстов, М.Е. Першин // Горный журнал. -2002. Специальный выпуск. - С. 121-124.

100. Тураев Н.С. Химия и технология урана / Н.С. Тураев, И.И. Жерин; под ред. Л.М. Чекмарева. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2006. - 396 с.

101. Тюрин Ю. Н. Непараметрические методы статистики / Ю. Н. Тюрин. — М. : Знание, 1978. — 64 с.

102. Федунец Н.И., Ляхомский А.В., Петров М.Г. Анализ влияния технологических факторов на электропотребление горно-обогатительных предприятий. – М.: МГГУ// Горный информационно-аналитический бюллетень.– 2006.- №6. – с.167-173.

103. Феллер В. Введение в теорию вероятностей и ее приложения : в 2 т. Т. 1. / В. Феллер. — М.: Мир, 1984. — 528 с.

104. Филиппов А. П., Нестеров Ю. В. Редокс-процессы и интенсификация выщелачивания металлов. — М. : ИД «Руда и Металлы», 2009. — 543 с.

105. Фишер Р. А. Статистические методы для исследователей / Р. А. Фишер. — М.: Госстатиздат, 1958. — 267 с.

106. Халимов И. У. Совершенствование технологии скважинного подземного выщелачивания на основе развития процесса гидравлического разрыва пласта: Дис. канд. техн. наук:25.00.22/ Халимов Илхой Аббайдулоевич: Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе. Москва, 2014. -92с.

107. Харитонов В. В., Крянев А. В., Курельчук У. Н., Дудин Н. Ю. Аналитический прогноз динамики добычи урана // Экономические стратегии. – 2013.– № 3. –С. 58–72.

108. Холлендер М. Непараметрические методы статистики / М. Холлендер, Д. А. Вульф. — М.: Финансы и статистика, 1983. — 518 с.

109. Чжун К. Л. Элементарный курс теории вероятностей / К.Л. Чжун, Ф.Аитсахлиа. — М.: Бином, 2007. — 455 с.

110. Шаталов В.В. Подземное выщелачивание урана и пути его совершенствования / В.В. Шаталов, М.И. Фазлуллин // Цветные металлы. –2003. - № 4. -С. 35-39.

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

112. Шеметов П. А., Глотов Г. Н. Теоретические основы автоматизированных систем геотехнологии подземного выщелачивания урана // Горный журнал. −2011.− № 11. −С. 35–40.

113. Шумилин, М.В. Проблемы развития добычи урана в России и обеспечечния баланса реального предложения и спроса // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. −2006. - № 5. - С. 36-41.

114. Шурыгин С. В., Овсейчук В. А. Влияние коэффициента радиоактивного равновесия на сортируемость руд радиометрическими методами // Горный информационно-аналитический бюллетень. −2016. −№4. – С.376-381.

115. Экономико-аналитические модели динамики развития ядерной энергетики /под ред. В. В. Харитонова — М. : НИЯУ МИФИ, 2012. — 76 с.

116. Юсупов Х.А., Алиев С.Б., Джакупов Д.А., Ельжанов Е.А. Применение бифторида аммония для химической обработки скважин при подземном выщелачивании урана // Горный журнал.− 2017.- №4. – С. 57-60.

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

118. Юсупов Х.А., Джакупов Д.А., Башилова Е.С. Повышение эффективности отработки сложных гидрогенных месторождений урана с применением пероксида водорода // Горный журнал.- Алматы.− 2018. - №2. - С. 18-21.

119. Юсупов Х.А., Джакупов Д.А., Назарбаева Н.А. Выбор схемы и параметров скважин технологического блока/ Международная научно-практическая конференция «Научное и кадровое сопровождение инновационного развития горно-металлургического комплекса». – Алматы.− 2017.-С.168-170.

120. Яшин С. А. Подземное скважинное выщелачивание урана на месторождениях Казахстана // Горный журнал. — 2008. — № 3. — С. 45—49.

121. Armstrong D., Jeuken B. Management of In-Situ Recovery (ISR) Mining Fluids in a Closed Aquifer System // Proceedings of the International Mine Water Conference, 19–23 October 2009. – New York: Curran Associates, 2009. P. 688–697.

122. Armstrong D, Jeuken B. Management of in-situ recovery (ISR) mining fluids in a closed aquifer system. Abstracts of the International Mine Water Conference, 2009, South Africa, p. 703-712.

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

124. Benes V., Gorbatenko O., Jones B., Marten H., Solodov I., Slezak J. International overview of ISL uranium mining operations // P/ Woods, Th. Pool2 / IAEA — Uranium raw material for the nuclear fuel cycle: Exploration, Mining, Production, Sypply and Demand, Economics and Environment issues 23—27 June, 2014 Vienna, Austria URAM 2014.

125. Boystov A, 2014, Worldwide ISL Uranium Mining Outlook, URAM 2014, IAEA Vienna IAEA 2016, In Situ Leach Mining of Uranium: An Overview of Operations, IAEA Nuclear Energy series NF-T-1.4

126. Boytsov A. Worldwide ISL Uranium Mining Outlook : presentation // Proceedings of the International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna: IAEA, 2014. P. 1–23.

127. Gavin M. Mudd, Critical review of acid in situ leach uranium mining: 1. USA and Australia, Cases and Solutions, Environmental Geology, 2001, Vol. 41 p. 390-391.

128. Goncharenko S.N., Duong L.B., Petrov M.V., Stoyanova I.A. Modeling of parameters of innovation water-protection measures on the basis of industrial-technological indices of coal mining at Vietnam enterprises (2014) Gornyi Zhurnal, (9), pp.143-146.

129. Goncharenko S. N., Berdaliev B. A. Methods to predict and estimate residual and technological concentrations of uranium ore in in-situ leaching mining. Gornyy

informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018;5:43-48. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-5-0-43-48

130. Derek M. Insight: Uranium is in a holding pattern // Commodity Insights Bulletin. 2015. – 8 p.

131. Joint A. Uranium Resources, Production and Demand International: Nuclear Energy Agency and the International Atomic Energy Agency. Boulogne-Billancourt France. Organisation for economic cooperation and development, 2018. 462 p.

132. Khawassek Y. M., Taha M. H., Eliwa A. A. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert // Egypt International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering. 2016. Vol. 6. Pp. 62—73.

133. Klingbiel T. The Uranium and Conversion Markets. U.S. Women in Nuclear Conference July 18,

134. Mataev M. M., Rakishev B. R., Kenzhetaev G. S. The impact of ammonium bifluoride complex on colmataging formations during the process ofin situ uranium leaching // International journal of advanced research. 2017. No 5. Pp. 147—154.

135. Meng H., Li Z., Ma F., Jia L., Wang X., Zhou W., Zhang L. Preparation and characterization of surface imprinted polymer for selective sorption of uranium(VI) // Radioanalytical and Nuclear Chemistry. 2015. Vol. 306. No 1. P. 139–146.

136. Niyetbayev M., Yermilov A., Avdassyov I., Pershin M. The methods for performance improvement of technological wells at in-situ uranium leaching // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna: International Atomic Energy Agency, 2014. P. 81.

137. Polack C. Uranium exploration (2004–2014): New discoveries, new resources // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. P. 8–9.

138. Saleh Ahmed, Fathi Elldakli, Phillip Mcelroy Simulation techniques used for modeling horizontal wells andthe role of grid refinement. 2019.

139. Solodov I. N. In Situ Leach Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine, Russain Federatin / URAM-2014. IAEA. International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cucle: Exploration, Mining, Production, Sypply and Demand, Economics and Environment issues Vienna, Austria 23—27 June, 2014.

140. Solodov I. N. ISR Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine (Russain Federation) // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna: International Atomic Energy Agency, 2014. P. 78.

141. The Global Nuclear Fuel Market. Supply and Demand 2011–2030, WNA report, 2011. 236 p.

142. U_3O_8 Production Review //Ux Weekly.– 2010.– Vol. 22, Issue 10, March 10.

143. Umerbekov Zh. Zh., Goncharenko S. N. Validation of efficiency of the target production safety management model introduction in the mining industry. MIAB. Mining Inf. Anal. Bull. 2019;(8):225-234. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-225-234

144. Vostrikov A. V., Prokofeva E. N., Goncharenko S. N., Gribanov I. V. Analytical modeling for the modern mining industry// Eurasian Mining. 2019. No.2(32). P.30-35. DOI 10.17580/em.2019.02.07

145. Woods P., Pool T., Beneš V., Gorbatenko O., Jones B., Märten H., Solodov I., Slezak J. International overview of ISL uranium mining operations // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23-27 June 2014. – Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. P. 138.

146. Yeralin Z. M., Goncharenko S. N. Models for solving key problems of strategic development of uranium mines. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2019;4:199-208. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-199-208.

147. Yurtaev A., Golovko V. Prospects of block underground leaching application on Streltsovskoe field deposits // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. P. 172.

Основные положения диссертационной работы изложены в следующих опубликованных работах

В перечне, рекомендованном ВАК Минобрнауки России:

148. **Подрезов Д.Р.** Анализ системных связей показателей функционирования технологического блока и решение задачи выбора вариантов подсчета запасов на основе геофизических данных / Известия высших учебных заведений. Поволжский регион. Технические науки" - 2020. - №2.– С.34-42. DOI:10.21685/2072-3059-2020-2-4.

149. **Подрезов Д.Р.** Методы и модели идентификации запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана /Прикаспийский журнал. Управление и высокие технологии. - 2020. –№2. - С. 32-43. DOI 10.21672/2074-1707.2020.50.2.032-043.

150. **Подрезов Д.Р.** Разработка проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания урана /Программные продукты и системы. – 2020. – Т33.- №3. – С. 530-537. DOI: 10.15827/0236-235X.131.561-566.

151. **Подрезов Д.Р.** Моделирование показателей функционирования геотехнологических блоков и движения вскрытых запасов рудника подземного скважинного выщелачивания урана. Вестник Дагестанского государственного технического университета. Технические науки.- 2020. -47(2). – С. 98-107. DOI: 10.21822/2073-6185-2020-47-2-98-107.

В других изданиях:

152. **Подрезов Д.Р.** Задачи совершенствования управления и повышения эффективности функционирования технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана. Горные науки и технологии.- 2020. -5(2). - С.131-153. URL: https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-131-153.

153. **Подрезов Д.Р.** Формирование стохастической факторной модели геофизических данных на руднике подземного скважинного выщелачивания урана. //В сб.: 4-й конференции Международной научной школы академика К.Н. Трубецкого «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр». - М.: ИПКОН РАН.- 2020. – С. 296-299.

Приложение А

(обязательное)

Технологические особенности подземного скважинного выщелачивания урана из рыхлых осадочных отложений растворами серной кислоты

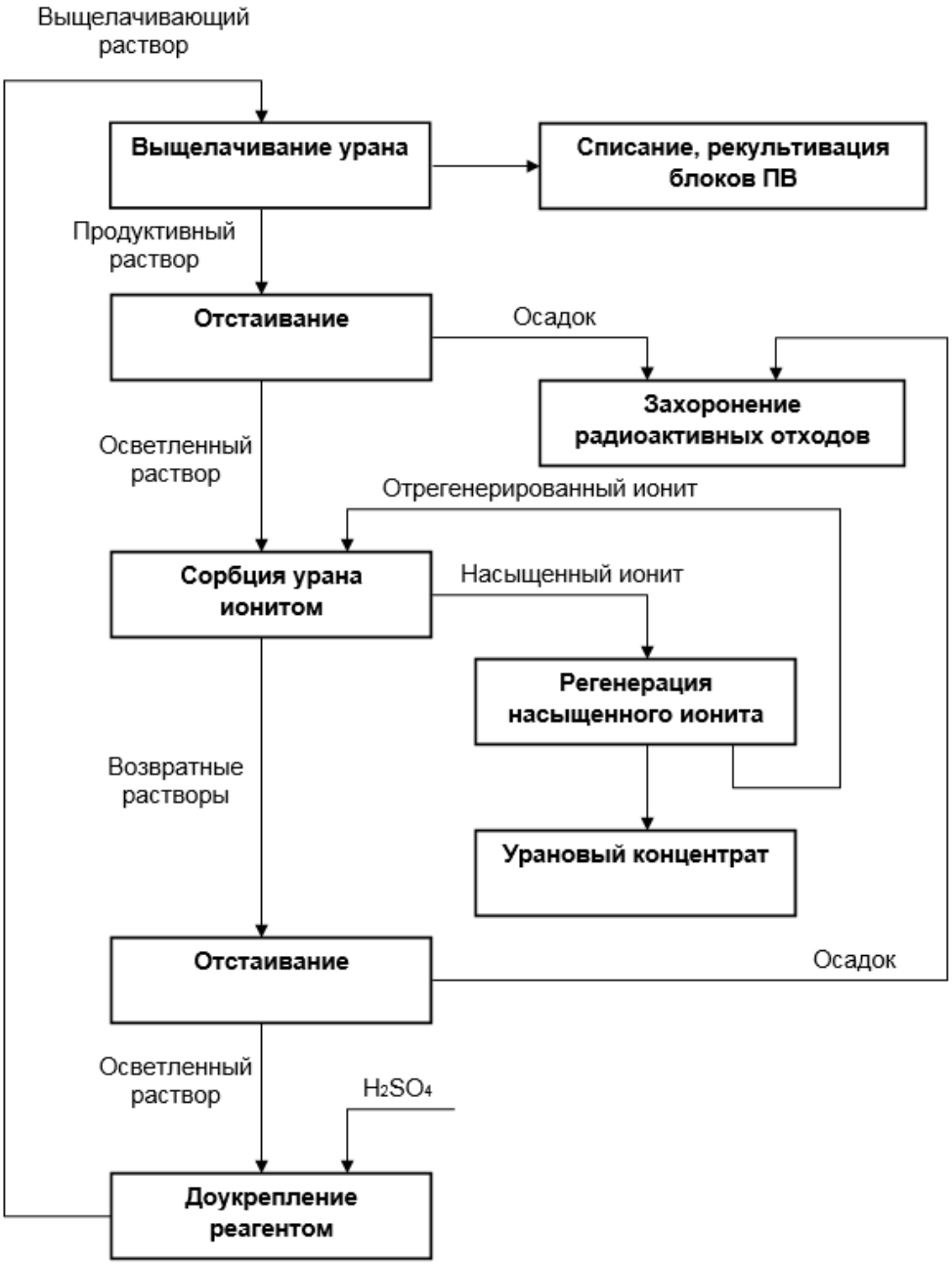


Рисунок А.1 – Принципиальная схема подземного скважинного выщелачивания урана из рыхлых осадочных отложений растворами серной кислоты

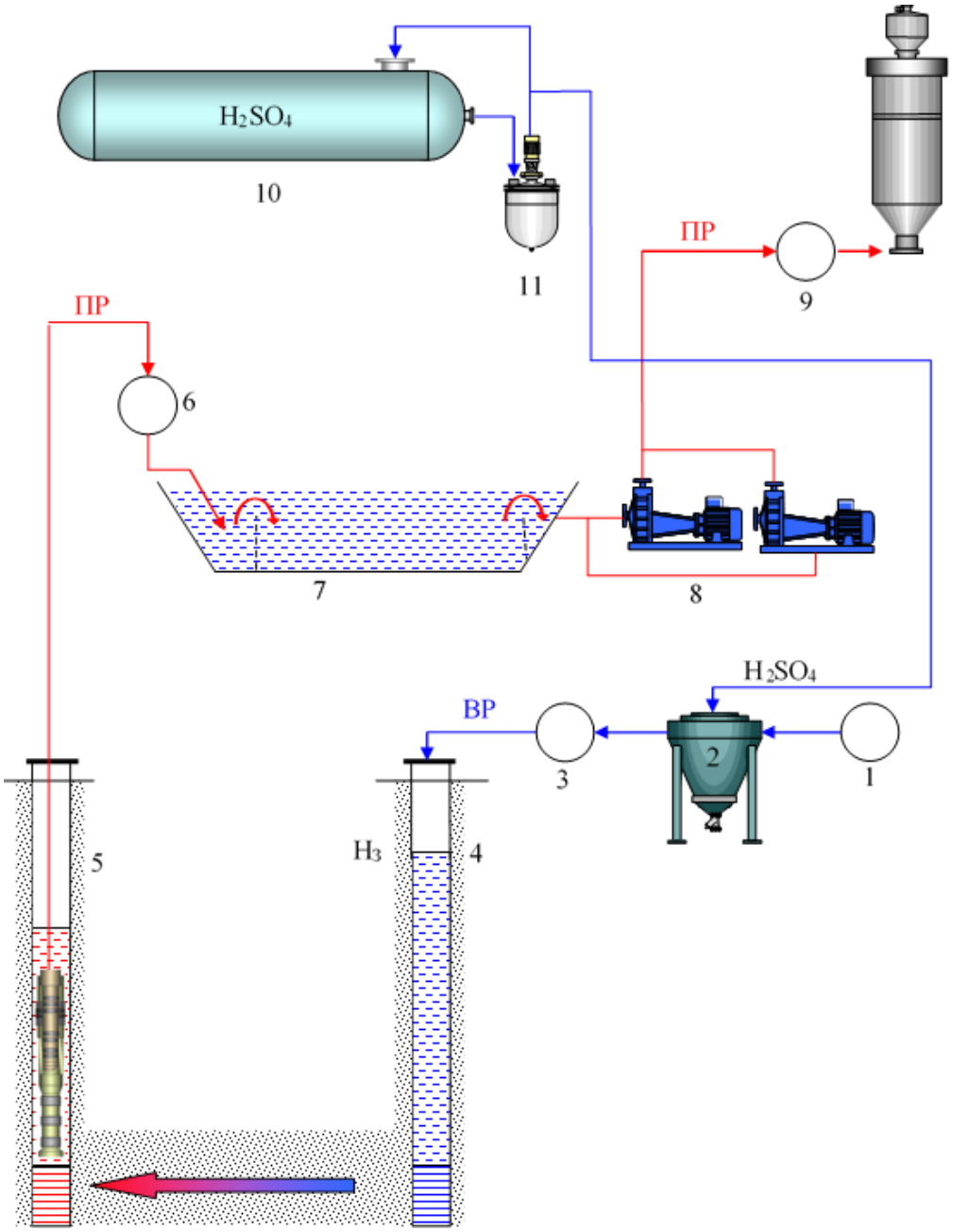
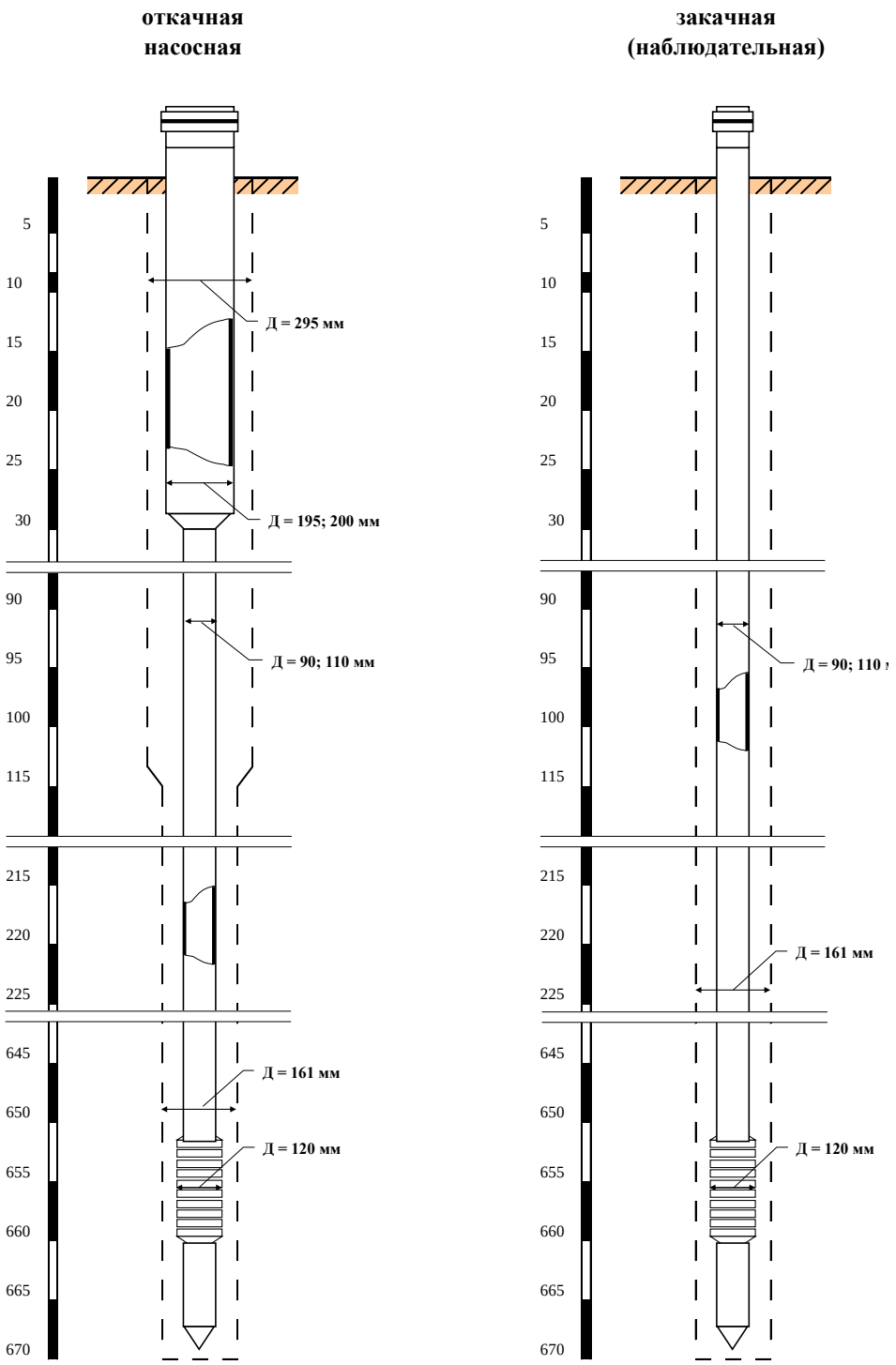


Рисунок А.2 – Принципиальная аппаратурная схема блока подземного выщелачивания

(Растворы из общего магистрального трубопровода 1 поступают в технологический узел закисления 2, где доукрепляются до заданной концентрации серной кислотой, подаваемой насосом 11 из расходной емкости концентрированной серной кислоты 10. Далее выщелачивающие растворы подаются в схему обвязки блока ПВ. Продуктивные растворы из откачных скважин выдаются на поверхность погружными насосами или эрлифтами и поступают в блочный коллектор продуктивных растворов 6, по которому транспортируются в отстойник продуктивных растворов 7 блока ПВ. Осветленные растворы из отстойника 7 насосами 8 подаются в общий коллектор продуктивных растворов 9 для транспортировки растворов на перерабатывающую установку. Концентрированная серная кислота завозится на рудник ПВ в железнодорожных и автоцистернах. Как правило, расходная емкость для накопления и отстаивания рабочего объема кислоты оборудуется на несколько блоков ПВ).



откачная (насосная) 2) закачная (наблюдательная)

Рисунок А.3 – Конструкции откачной и закачной (наблюдательной) скважин

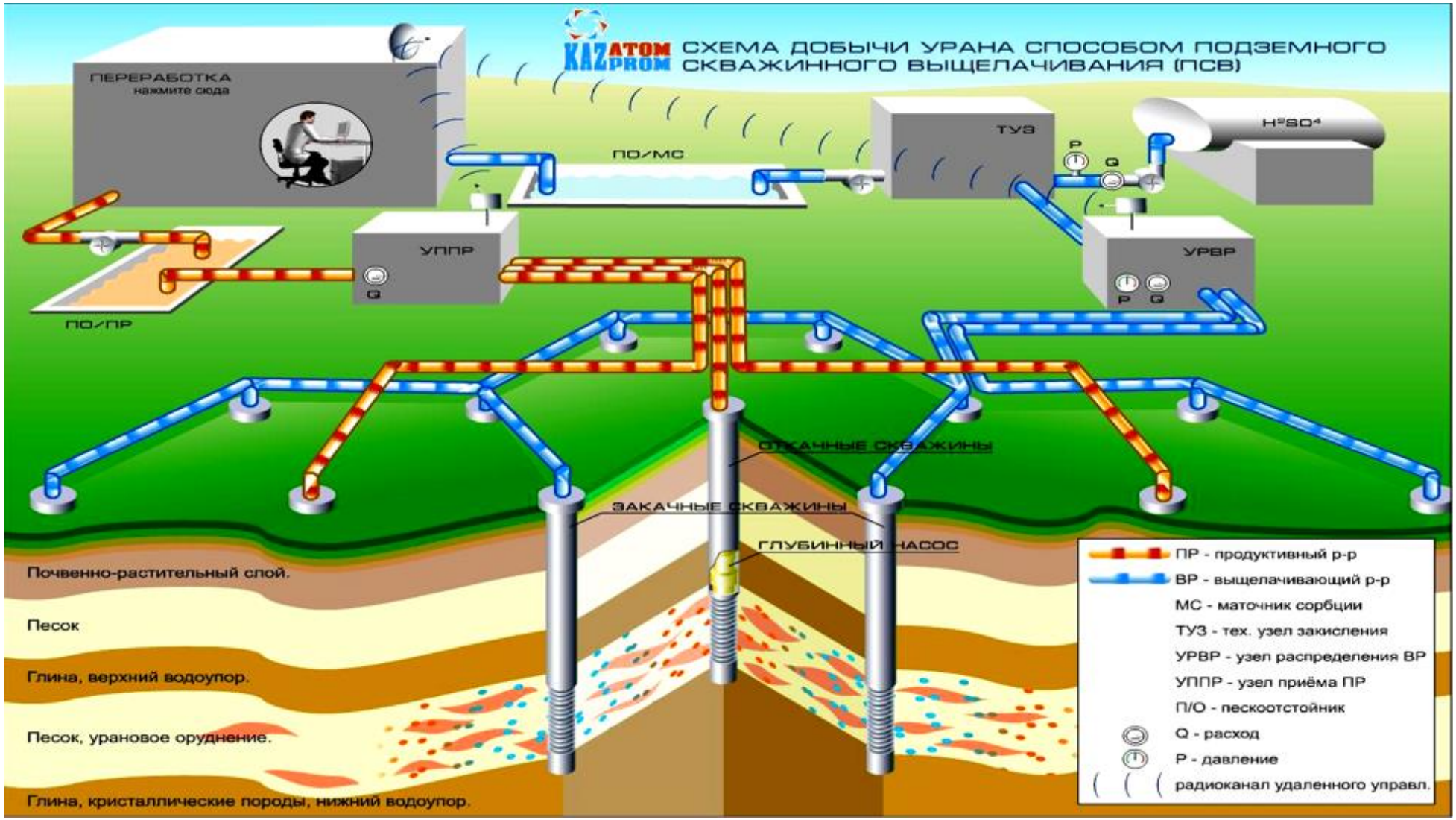
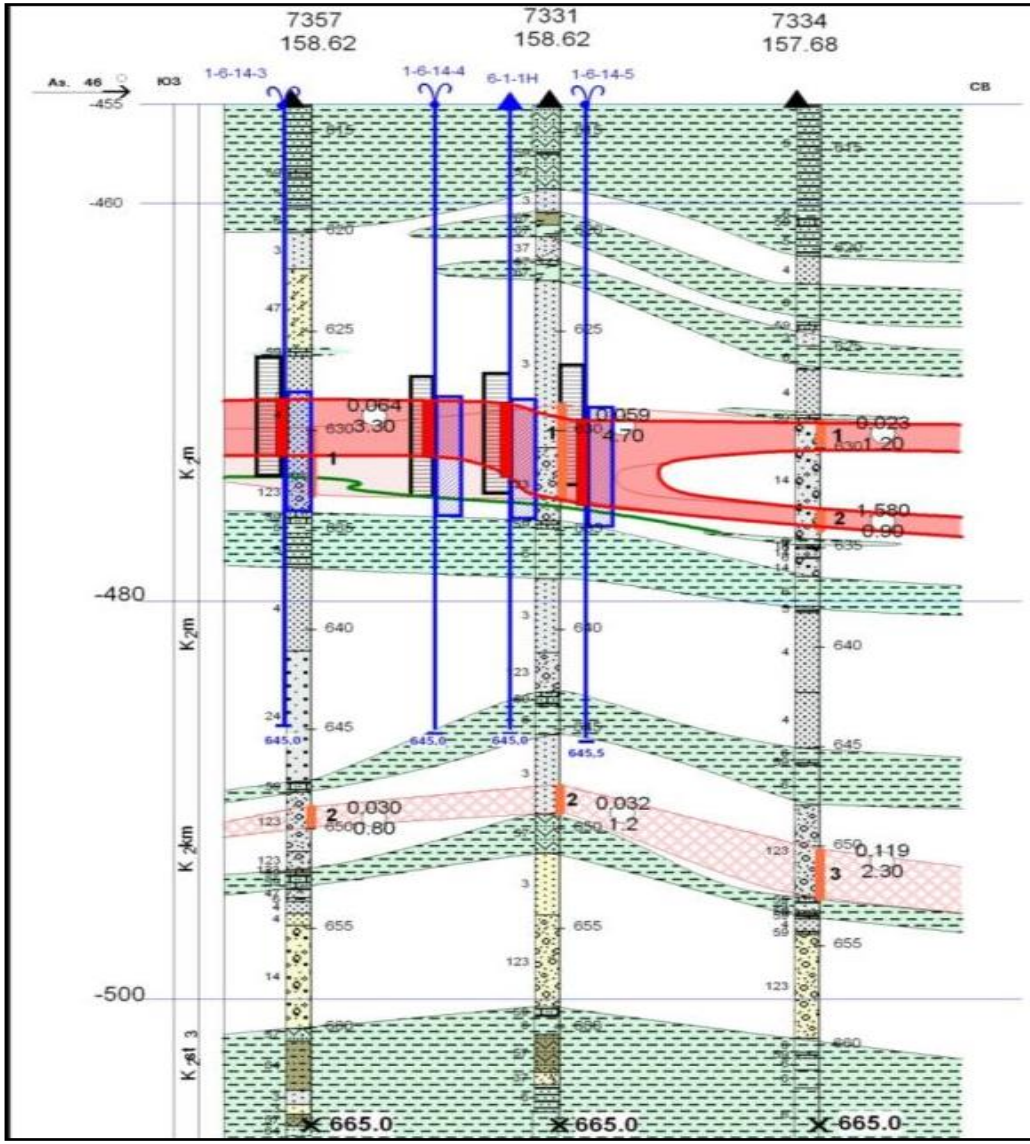


Рисунок А.4 – Схема добычи урана способом подземного скважинного выщелачивания



Графическое приложение № 2

Проектные параметры расположения фильтров

№ скв.	Глубина технолог. скважины м	Интервал установки фильтра от - до м	Длина фильтра м
1-6-14-3	645,0	628,0 - 634,0	6
1-6-14-4	645,0	628,0 - 634,0	6
1-6-14-5	645,5	628,5 - 634,5	6
6-1-1 Н	645,0	628,0 - 634,0	6

скв. 7357

№ инт.	m	C	mC
1	3,3	0,064	0,211
2	0,8	0,030	0,024

скв. 7331

№ инт.	m	C	mC
1	4,7	0,059	0,277
2	1,2	0,032	0,038

скв. 7334

№ инт.	m	C	mC
1	1,2	0,023	0,028
2	0,9	1,580	1,422
3	2,3	0,119	0,274

Фактические параметры расположения фильтров

№ скв.	Глубина технолог. скважины м	Интервал установки фильтра от - до м	Длина фильтра м
1-6-14-3	643,2	626,4 - 632,2	6
1-6-14-4	644,1	627,3 - 633,1	6
1-6-14-5	643,6	626,8 - 632,6	6
6-1-1 Н	644,1	627,3 - 633,1	6

Фактические рудные интервалы по технологическим скважинам

№ скв.	рудн. интервал от - до м	m	C	mC
1-6-14-3	628,5-631,4	2,9	0,069	0,200
1-6-14-4	628,6-631,4	2,8	0,054	0,151
1-6-14-5	629,6-633,9	4,3	0,030	0,129
6-1-1 Н	628,7-632,5	3,8	0,049	0,186

Рисунок А.5 − Технологическая ячейка. Геотехнологический разрез по скважинам

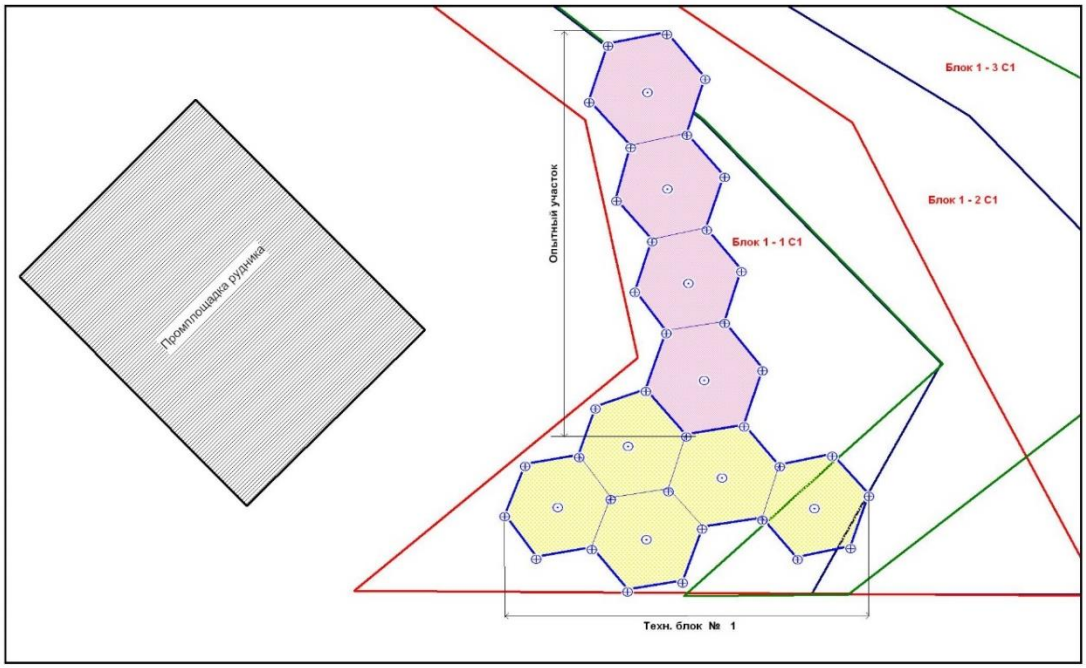


Рисунок А.6 – Схема вскрытия участка геотехнологического полигона (гексагональная (ячеистая) система)

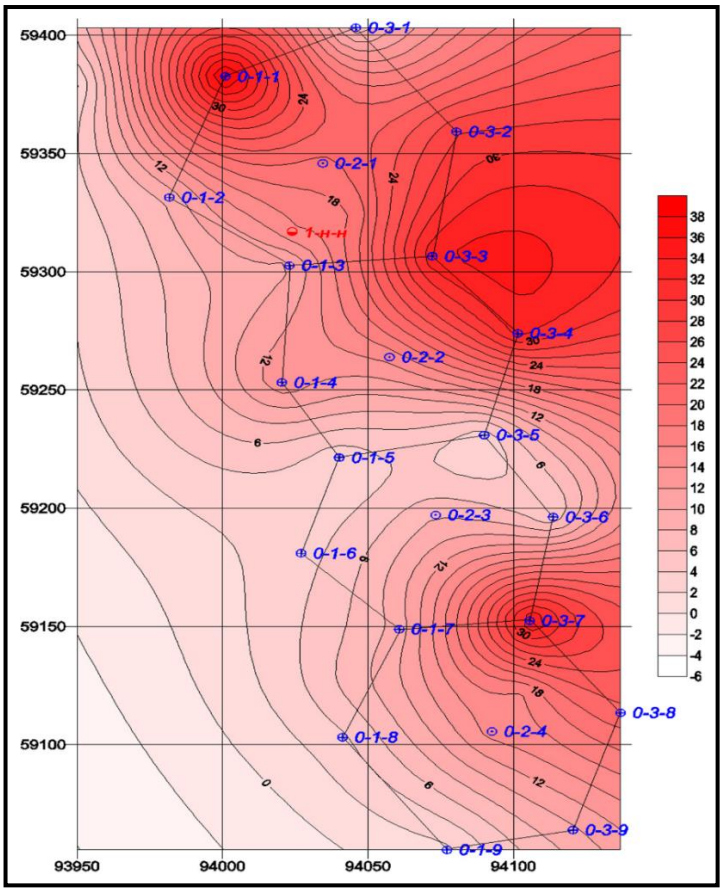


Рисунок А.7 – Распределение продуктивности на геотехнологическом блоке

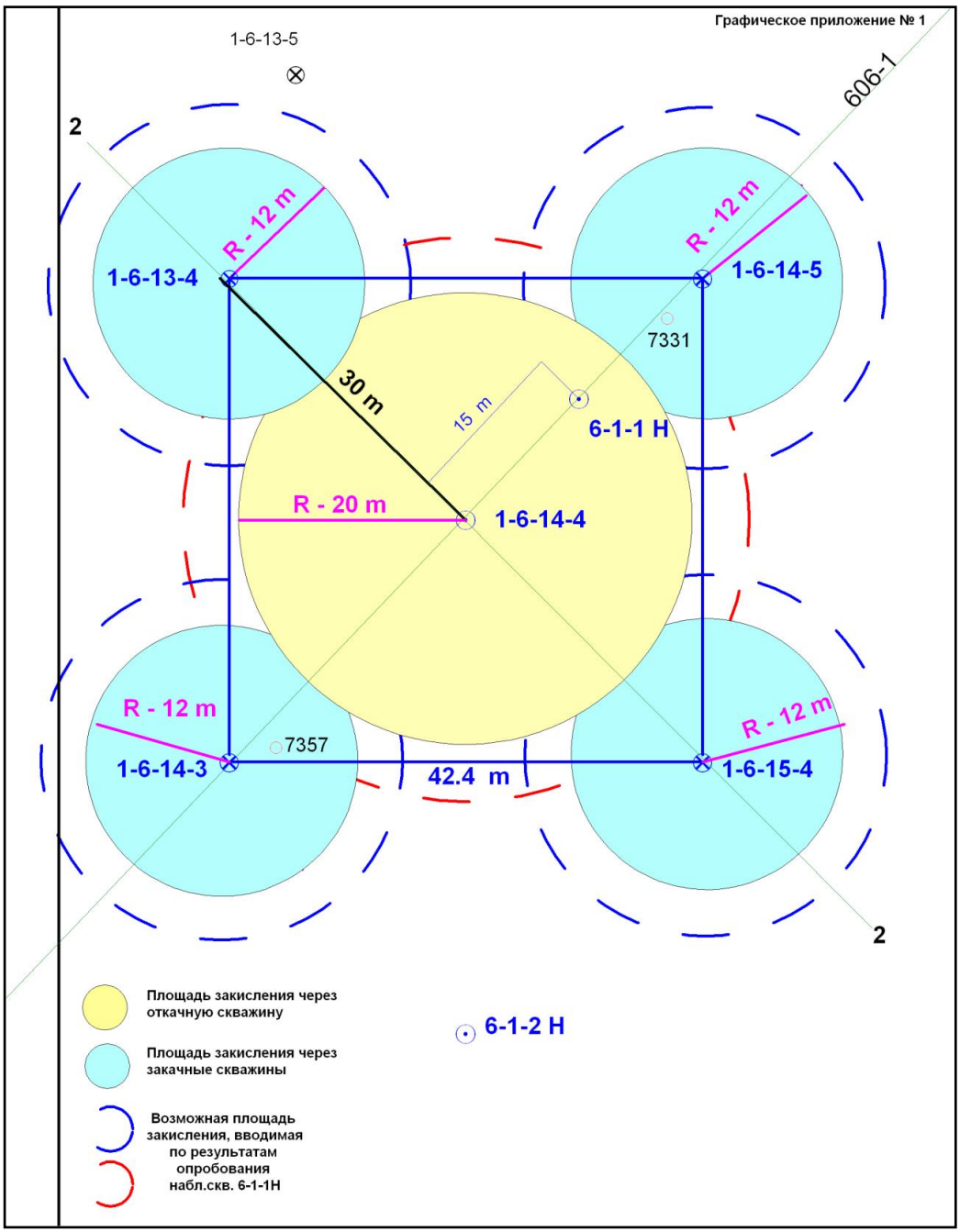


Рисунок А.8 – План вскрытия ячейки геотехнологического блока (рядная система)

Ячейка представлена в виде квадрата со следующими параметрами: расстоянием между закачными скважинами – 42,4 м; площадь в контуре ячейки – 1 797 м^2; эффективная мощность – 7,4 м; ГРМ – 37,5 тыс. т; средняя мощностью рудного тела – 3,6 м; среднее содержание урана – 0,053 %; удельная продуктивность – 3,3 кг/м^2.

На ячейке сооружено 6 технологических и наблюдательных скважин, из которых: 1 откачная; 4 закачных; 1 наблюдательная.

Приложение Б

(обязательное)

Методика идентификации и пересчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана

1. Выявление технологических блоков с извлечением выше 100%, либо с аномальным темпом извлечения металла;

2. Интерпретация мощностей рудных интервалов

2.1. Определение регрессионной взаимосвязи показателей бортовых кондиций (зависимость бортовой массовой доли радия на границах рудных интервалов от средней массовой доли радия для различных морфологических элементов рудной залежи);

2.2. Корректировка выделения непроницаемых разностей и определение числа интервалов непроницаемых пород;

2.3. Выделение собственно рудных интервалов по полученной кривой зависимости соотношения $cRa_{ср}/cRa_{борт.}$ в пределах скорректированных отрезков глубин;

3. Определение типов границ рудного интервала с учетом формы кривой ГК и положения окисленных песков;

4. Определение мощности рудных интервалов путем проверки подсчитанного среднего содержания Ra в верхнем и нижнем контакте РИ;

5. Проверка наличия всех скважин, включенных в подсчет, на картографической основе, их расположение и обоснованность участия в подсчете запасов данного блока (все РИ с мощностью более 3 м рассматриваются с радиологическими поправками мешка, РИ с мощностью менее 3 м – с параметрами мешков или крыльев);

6. Определение регрессионной зависимости коэффициента радиоактивного равновесия от средней массовой доли радия, содержания металла в рудном интервале и расчет метропроцента;

7. Формирование исходного множества вариантов подсчета запасов технологического блока и оценочных критериев переинтерпретации геофизических данных;

8. Расчет вариантов коэффициентов радиоактивного равновесия ($К_{рр}$): «$К_{рр}$ 0,543-0,784» (по объединенной БД), «$К_{рр}$ 0,49-0,76» (блоки с переизвлечением), $К_{рр}$ статистической регрессионной зависимости отдельно для мешков и крыльев (для справки - Инструкция по ГК рекомендует применение единой поправки для каждой морфологической разновидности - 0,58 и 0,75 для мешков и крыльев соответственно);

7. Определение положение фильтра (от-до), а для выше- (ниже) лежащего блока, либо пропорционально эффективной мощности (если эффективные мощности накладываются друг на друга) и расчет эффективной (выщелачиваемая) мощности от, ..-до, как интервал 2-3 м выше фильтра и 4-6 м ниже;

8. Расчет рудной мощности в эффективной мощности с учетом комплекса условий и ограничений.

9. Расчет продуктивности Ra в метропроценте эффективной мощности итоговой мощности РИ для трех вариантов метропроцента урана, соответствующих трем вариантам $К_{рр}$ для каждого РИ в отрабатываемой мощности (…mcU1 соответствует $К_{рр}$ 0,543-0,784, …mcU2 – 0,49-0,76, …mU3 – $К_{рр}$ со статистической зависимостью от среднего cRa);

10. Определение суммы значения мощностей РИ (спрессованная мощность) и соответствующих им трех вариантов метропроцента урана по скважине в целом, «рудная мощность», «mcU1_скв», «mcU2_скв», «mcU3_скв».

11. Расчет средних значение мощностей рудных интервалов и средневзвешенных содержаний урана по трем вариантам.

12. Решение задачи выбора варианта расчета запасов по сформированной совокупности оценочных критериев;

12. Оценка удельной продуктивности и переоценка запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания.

13. Определение показателей функционирования технологических блоков рудника и оценка ресурсного потенциала развития минерально-сырьевой базы месторождения.

Таблица Б.1 – Основные этапы методики идентификации вскрытых запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана

1.Выявление технологических блоков с извлечением выше 100%, либо с аномальным темпом извлечения металла
2. Статистический анализ и интерпретация мощностей рудных интервалов
2.1. Выделение непроницаемых разностей и определение количества и параметров интервалов непроницаемых горных пород
2.2. Определение регрессионной взаимосвязи показателей бортовых кондиций и выделение собственно рудных интервалов по полученной регрессионной зависимости соотношения $cRa_{ср}/cRa_{борт.}$ в пределах скорректированных отрезков глубин
3. Определение типов границ рудного интервала с учетом формы кривой гамма-каротажа (мешки/крылья)
4. Статистическое определение мощности рудных интервалов по подсчитанному среднему содержанию радия в верхнем и нижнем контакте рудного интервала
5. Определение регрессионной зависимости коэффициента радиоактивного равновесия от средней массовой доли радия, содержания металла в рудном интервале и расчет метропроцента
6. Формирование исходного множества вариантов подсчета запасов технологического блока и совокупности оценочных критериев переинтерпретации геофизических данных
6.1. Расчет вариантов коэффициентов радиоактивного равновесия ($К_{рр}$): «$К_{рр}$ 0,543-0,784» (по объединенной БД), «$К_{рр}$ 0,49-0,76» (блоки с переизвлечением), $К_{рр}$ статистической регрессионной зависимости отдельно для мешков и крыльев
6.2. Расчет интервалов рудной мощности в эффективной мощности с учетом комплекса условий и ограничений
6.3. Расчет средних значение мощностей рудных интервалов и средневзвешенных содержаний урана по трем вариантам $К_{рр}$
7. Решение задачи выбора варианта расчета запасов по сформированной совокупности оценочных критериев
8. Реализация процедуры переоценки запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания
9. Моделирование показателей функционирования технологических блоков рудника и оценка ресурсного потенциала развития минерально-сырьевой базы месторождения

Приложение В

(обязательное)

Расчет экономической эффективности идентификация объемов вскрытых запасов на технологических блоках рудника подземного скважинного выщелачивания урана

1) Снижение затрат на стадии горно-подготовительных работ происходит за счет уменьшения общего количества используемых на технологическом блоке скважин (для откачных скважин - на 25 шт.*6 000 тыс.уе., для закачных скважин - 75 шт. 5 000 тыс.уе.), в том числе учитывались затраты на обвязку скважин. **Экономический эффект составил 525 000 тыс.уе.**

2) Снижение потребности в электроэнергии за счет уменьшения частоты вращения электродвигателей погружных скважинных насосов частотным преобразователем (с 0,8кВт*ч/м^3 на 0,69кВт*ч/м^3). Данное мероприятие позволило достичь экономии электроэнергии в количестве (699,771тыс/кВт*ч * 16,93 уе./кВт*ч.)= **11 847,12 тыс. уе.**

3) Оптимизация расхода серной кислоты за счет снижения удельной нормы подачи серной кислоты (с 35,23 кг./кг. на 33,75 кг./кг.). Экономический эффект **202923,827 тыс.уе**. Получен за счет снижения количества химического реагента на 92,5% (10 406 тонн).

4) Повторное использование технологического оборудования на стадии горно-подготовительных работ (вторично использовано 5 комплектов технологических узлов стоимостью 26500 тыс.уе, 800 п.м. полиэтиленовой трубы Ø500 мм. стоимостью 28920 уе., погружных скважинных насосов 45 шт. стоимостью 2171,440 тыс.уе. Экономический эффект составил (5*26 500+800*28 920+45*2 171,440) = **253 350 800 тыс.уе.**

Переоценка потенциала минерально-сырьевой базы месторождения с последующим приростом балансовых запасов (17 500 т, 27,40$ (за фунт)*2.205(за кг.)*1000(за т)*17500 ≈ 1 057 297 500$).

За счет полученного прироста балансовых запасов произойдет капитализация балансовых запасов и как следствие увеличится стоимость (ценность) Компании, а также будет реализована возможность повышения качества прогнозирования и планирования производственных показателей с целью безусловного выполнения программы добычи урана.

Ретроспектива анализа данных составила 3 года.

Приложение Г

(обязательное)

Результаты моделирования переоценки запасов технологических блоков

Таблица Г.1 – Сводная таблица результатов моделирования переоценки запасов технологических блоков

Блок	ГРМ	Факт добычи, т	Вскрытые запасы, т				Фактическое извлечение, %, при оценке mcU				Вскрытые запасы (модель) т	Оценка извлечения (модель), %
			оценка предприятия	переоценка при $К_{рр}$ [0,58;0,75]	переоценка при $К_{рр}$ [0,49;0,76]	переоценка по статистической зависимости	оценка предприятия	при $К_{рр}$ [0,58;0,75]	при $К_{рр}$ [0,49; 0,76]	по статистической зависимости		
1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**	**13**
1	967	635	703	703	703	703	90,3	90,3	90,3	90,3	703	90,3
2	1148	665	674	828	943	775	98,7	80,4	70,5	85,8	775	85,8
3	2045	1529	1651	1705	1705	1705	92,6	89,7	89,7	89,7	1705	89,7
4	1107	696	716	777	777	777	97,2	85,6	85,6	85,6	777	89,6
5	702	240	257	267	267	267	93,5	90,0	90,0	90,0	267	90,0
6	1530	872	873	1088	1223	988	99,9	80,1	71,3	88,2	988	88,2

Продолжение таблицы Г.1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
7	1043	198	219	243	269	241	90,4	81,4	73,5	82,0	241	82,0
8	840	371	411	415	415	415	90,2	89,3	89,3	89,3	415	89,3
9	858	397	434	441	441	441	91,5	90,0	90,0	90,0	441	90,0
10	610	69	76	77	77	77	90,3	89,1	89,1	89,1	77	89,1
11	1131	356	394	399	399	399	90,3	89,2	89,2	89,2	399	89,2
12	985	559	597	623	623	623	93,6	89,7	89,7	89,7	623	89,7
13	259	47	52	53	53	53	91,0	89,3	89,3	89,3	53	89,3
14	801	349	377	388	388	388	92,5	89,9	89,9	89,9	388	89,9
15	376	81	89	128	140	117	90,5	63,1	57,4	68,9	117	68,9
16	594	221	245	254	289	248	90,2	87,1	76,6	89,0	248	89,0
17	687	293	295	359	410	330	99,5	81,8	71,6	88,9	330	88,9
18	733	295	309	342	383	323	95,5	86,3	77,0	91,3	323	91,3
19	854	595	602	702	801	676	98,9	84,8	74,3	88,0	676	88,0
20	299	121	125	157	169	148	96,4	76,9	71,4	81,3	148	81,3
21	166	55	59	62	62	62	93,3	88,8	88,8	88,8	62	88,8
22	1036	433	414	508	587	501	104,5	85,2	73,7	86,3	501	86,3
23	789	266	260	290	332	300	102,2	91,8	80,1	88,7	300	88,7
24	1668	409	454	466	538	477	90,0	87,7	75,9	85,7	477	85,7
25	1534	747	758	729	840	741	98,5	102,5	89,0	100,9	840	89,0
26	1329	997	979	1076	1240	1037	101,8	92,6	80,3	96,1	1240	80,3
27	727	237	238	239	271	265	99,8	99,5	87,5	89,5	265	89,5
28	1340	546	522	561	649	610	104,6	97,5	84,2	89,5	610	89,5
29	1074	331	336	369	421	388	98,4	89,5	78,5	85,1	388	85,1

Продолжение таблицы Г.1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
30	1185	352	391	410	470	415	90,0	85,9	74,9	84,7	415	84,7
31	833	331	350	367	411	377	94,5	90,2	80,4	87,8	377	87,8
32	845	256	279	274	307	284	91,7	93,3	83,4	90,2	284	90,2
33	862	248	267	272	306	283	93,0	91,5	81,1	87,9	283	87,9
34	814	283	280	301	342	327	100,9	93,8	82,7	86,5	327	86,5
35	977	634	601	559	715	591	105,4	113,3	88,7	107,2	715	88,7
36	772	232	221	258	293	278	104,9	90,0	79,1	83,3	278	83,3
37	838	169	189	211	232	210	89,2	80,0	72,6	80,4	210	80,4
38	1227	445	488	537	616	524	91,2	83,0	72,2	85,0	524	85,0
39	548	149	164	189	211	189	91,1	78,8	70,6	79,1	189	79,1
40	780	378	406	375	432	359	93,1	100,9	87,6	105,4	432	87,6
41	547	211	210	240	276	244	100,7	88,2	76,6	86,8	244	86,8
42	288	84	79	93	105	97	106,7	90,2	80,2	86,5	97	86,5
43	373	108	119	110	125	123	90,7	98,3	86,4	88,1	123	88,1
44	546	212	222	239	270	247	95,5	88,6	78,5	85,9	247	85,9
45	791	393	341	519	589	502	115,1	75,6	66,6	78,2	502	78,2
46	694	268	226	379	426	377	118,8	70,9	63,0	71,2	377	71,2
47	578	152	200	236	266	235	76,1	64,4	57,2	64,8	235	64,8
48	413	116	128	169	183	169	90,9	68,9	63,5	68,8	169	68,8
49	375	113	131	151	174	170	86,1	74,9	65,0	66,3	170	66,3
50	723	196	252	303	350	294	77,6	64,6	55,9	66,5	294	66,5
51	882	288	316	383	442	397	91,1	75,2	65,1	72,6	397	72,6
52	1250	218	246	267	311	286	88,6	81,8	70,0	76,3	286	76,3

Продолжение таблицы Г.1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
53	946	495	547	716	837	673	90,5	69,2	59,1	73,5	673	73,5
54	665	156	220	265	309	282	71,0	59,0	50,5	55,5	282	55,5
55	842	473	548	749	872	714	86,3	63,1	54,2	66,2	714	66,2
56	311	109	170	196	228	197	64,3	55,8	47,9	55,4	197	55,4
57	1034	307	444	587	682	566	69,1	52,3	45,0	54,2	566	54,2
58	616	298	312	434	500	405	95,6	68,8	59,7	73,6	405	73,6
59	581	127	185	195	195	195	68,9	65,4	65,4	65,4	195	65,4
60	267	55	63	67	75	75	86,6	80,9	72,3	72,6	75	72,6
61	112	31	32	41	47	46	98,4	77,1	67,0	69,0	46	69,0
62	1227	514	606	869	1002	821	84,8	59,2	51,3	62,6	821	62,6
63	963	359	590	788	882	759	60,8	45,6	40,7	47,3	759	47,3
64	984	228	426	570	653	560	53,5	40,0	34,9	40,7	560	40,7
65	750	276	305	480	480	480	90,5	57,5	57,5	57,5	480	57,5
66	1140	235	409	498	498	498	57,4	47,2	47,2	47,2	498	47,2
67	1533	184	327	365	414	391	56,1	50,3	44,3	46,9	391	46,9

Приложение Д

(обязательное)

Принципы функционирования проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания урана

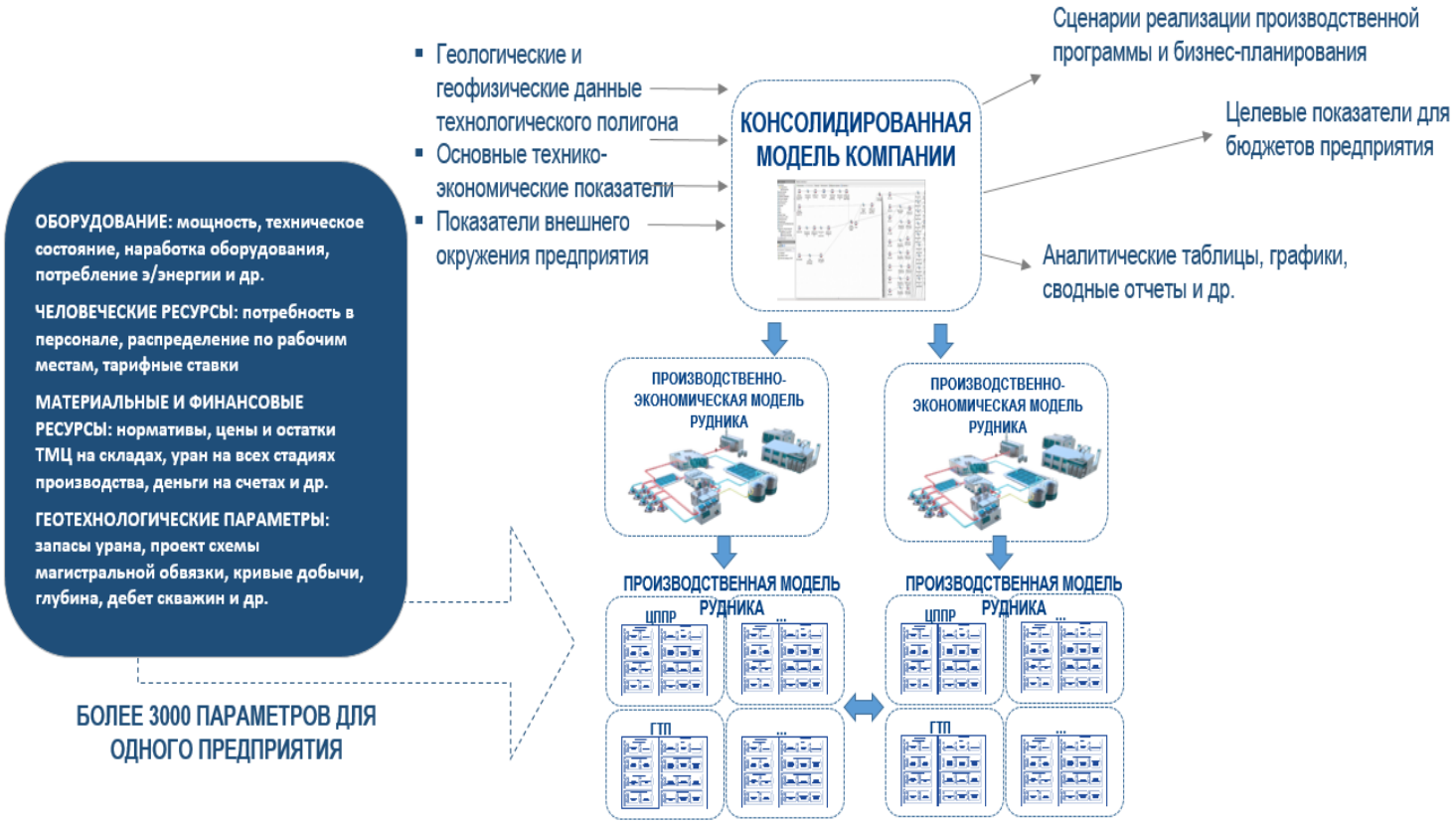


Рисунок Д.1 – Принципы функционирования проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания урана

Приложение Е

(обязательное)

Акты внедрения результатов исследования

ЗАРЕЧНОЕ
ҚАЗАҚСТАН-РЕСЕЙ-ҚЫРҒЫЗ
бірлескен кәсіпорны
Акционерлік Қоғамы

Акционерное общество
КАЗАХСТАНСКО-РОССИЙСКО-КЫРГЫЗСКОЕ
Совместное предприятие
ЗАРЕЧНОЕ

№ 85-21/А -18- 01 2021 ж.

АКТ

об использовании результатов научных исследований Подрезова Дениса Рустамовича в диссертационной работе на тему «**Разработка и идентификация моделей оценки запасов рудника подземного скважинного выщелачивания урана**» по специальности 05.13.01 – Системный анализ, управление и обработка информации (промышленность) представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук

Основные положения, разработанные Подрезовым Д.Р. в диссертационной работе, легли в основу создания проблемно-ориентированной системы управления показателями технологических процессов рудника подземного скважинного выщелачивания, позволяющей реализовать информационно-аналитическую поддержку производственных процессов, оперативно анализировать, моделировать, прогнозировать и визуализировать различные сценарии реализации бизнес-процессов и производственной программы развития предприятия.

Основным назначением системы является моделирование деятельности предприятий и поиск набора экономических, производственных и технологических показателей для достижения целей производственной программы. Информационная система управления предназначена для принятия своевременных, эффективных и обоснованных управленческих решений в сфере оперативного и тактического производственного планирования.

Инд.X13D3G0, Шымкент қаласы, Әль-Фараби ауданы,
Н.Торекулов көшесі, 15 «В» үй
Тел. 8 7252 99 71 99 (кеңсе)
Тел. 8 7252 99 71 98 (қабылдау бөлімі)
e-mail: zarechnoe@zarechnoe.kazatomprom.kz
info@zarechnoe.kazatomprom.kz
Заңды мекен жайы:
Қазақстан Республикасы, 160712, Түркістан облысы,
Отырар ауданы, Темір ауылдық округі, Б.Момышұлы к-сі 51 үй

Инд. X13D3G0, г.Шымкент,Аль-Фарабийский район,
ул.Н.Торекулова, д.15 «В»
Тел. 8 7252 99 71 99 (канцелярия)
Тел. 8 7252 99 71 98 (приемная)
e-mail: zarechnoe@zarechnoe.kazatomprom.kz
info@zarechnoe.kazatomprom.kz
Юридический адрес:
Республика Казахстан, 160712, Туркестанская область,
Отрарский район, Тимурский сельский округ, ул. Б. Момышулы, д.51

Новизна разработанной системы заключается в возможности реализации процедуры моделирования показателей функционирования и оценки запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана для определения ресурсного потенциала месторождения в целом, базируясь на анализе динамики базовых технико-экономических показателей и сценарных условиях развития бизнес-процессов предприятия.

Использование системы позволит формировать целевые показатели работы предприятия с различными горизонтами планирования. Для целей оперативного и тактического производственного планирования производится расчет бюджета по материальным ресурсам, а по внешним сценариям развития среды формируется портфель проектов производственной программы и консолидационные формы отчетности.

Разработанные процедуры позволяют реализовать функции планирования добычи непосредственно по отдельным технологическим блокам рудника и формировать производственную программу развития технологического полигона в целом на основе полученных модельных вариантов вскрытых запасов и сформированной системы условий и ограничений.

Генеральный директор **Бекбаев Ж. Н.**

Совместное предприятие «ЗАРЕЧНОЕ»

«АҚБАСТАУ»
БІРЛЕСКЕН КӘСІПОРНЫ»
АКЦИОНЕРЛІК ҚОҒАМЫ

Заңды мекен-жайы: Қазақстан Республикасы
161000, Түркістан облысы
Созақ ауданы, Шолаккорған ауылы,
Жібек жолы көшесі, 67 ғимарат
Нақты мекен-жайы: Қазақстан Республикасы
160012, Шымкент қаласы, Қонаев даңғылы,
83/1 үй.
Тел.: +7 (7252) 99-73-90
E-mail: info@akbastau.kazatomprom.kz

АО «СП «АКБАСТАУ»

АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«СОВМЕСТНОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
«АКБАСТАУ»

Юридический адрес: Республика Казахстан
161000, Туркестанская область
Сузакский район, село Шолаккорган
ул. Жибек жолы, здание 67
Фактический адрес: Республика Казахстан
160012, город Шымкент, проспект Кунаева,
дом 83/1
Тел.: +7 (7252) 99-73-90
E-mail: info@akbastau.kazatomprom.kz

№ 94 – 25 «15» 12 2020ж.г.

А К Т

об использовании результатов научных исследований, проведенных Подрезовым Д.Р. в диссертационной работе «**Разработка и идентификация моделей оценки запасов рудника подземного скважинного выщелачивания урана»**

Разработанная в диссертации методика идентификации вскрытых запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания, включает в себя: совокупность методов определения типов границ рудных интервалов, интерпретации и корректировки рудной мощности, оценки бортовых кондиций, группировки сближенных скважин; определение зависимостей коэффициента радиоактивного равновесия от средней массовой доли радия, содержания металла в рудном интервале и расчет метропроцента; базовую процедуру формирования исходного множества вариантов подсчета запасов технологического блока и оценочных критериев переинтерпретации геофизических данных; подходы к решению задачи выбора варианта расчета запасов по сформированной совокупности оценочных критериев; модели оценки показателей функционирования и переоценки запасов технологических блоков рудника; модель определения ресурсного потенциала и развития минерально-сырьевой базы месторождения.

Основные этапы разработанной методики идентификации и пересчета запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана:

- для всех блоков с извлечением выше 100%, либо с аномальным темпом извлечения, проверяется интерпретация мощностей;
- определяется тип границ рудного интервала с учетом формы кривой ГК и положения окисленных песков, ориентируясь на ближайшую керновую скважину и границы ЗПО по материалам разведки;
- выверяется мощность рудных интервалов путем проверки подсчитанного среднего содержания Ra в верхнем и нижнем контакте РИ, с учетом того, что среднее содержание Ra в семи квантах не должно быть меньше бортового, согласно соответствующей кривой для данного типа контакта.
- проверяется наличие всех скважин, включенных в подсчет, на картографической основе, их расположение и обоснованность участия в подсчете запасов данного блока. На основе откорректированной картографической основы с исправленными ошибками местоположения скважин проверяется правомерность включения скважины в подсчет запасов.
- определение коэффициентов радиоактивного равновесия (K_{pp}). Согласно разработанной методики применяется три варианта расчета K_{pp}: «K_{pp} 0,543-0,784», «K_{pp} 0,49-0,77», K_{pp} статистической зависимости отдельно для мешков и крыльев и объединенное значение K_{pp} для статистической зависимости (в случае отсутствия

статистически значимой зависимости K_{pp} как от массовой доли радия, так и от мощности РИ необходимо воспользоваться рекомендациями Инструкции по ГК и применением единой поправки для каждой морфологической разновидности - 0,58 и 0,75 для мешков и крыльев соответственно);

- рассчитывается эффективная (выщелачиваемая) мощность от, ..-до, как интервал 2-3 м выше фильтра и 4-6 м ниже;

- формируется процедура расчета рудной мощности в эффективной мощности, как комплекс соответствующих условий;

- добавляется продуктивность Ra в метропроценте эффективной мощности «mcRa в эффективной мощности»;

- приводится расчет итоговой мощности РИ для трех вариантов метропроцента урана, соответствующих трем вариантам K_{pp} для каждого РИ в отрабатываемой мощности (…mcU1 соответствует K_{pp} 0,543-0,784, …mcU2 – 0,49-0,77, …mU3 – K_{pp} со статистической зависимостью от среднего cRa);

- находится сумма значения мощностей РИ (спрессованная мощность) и соответствующих им трех вариантов метропроцента урана по скважине в целом, в виде показателей (столбцов данных) «рудная мощность», «mcU1_скв», «mcU2_скв», «mcU3_скв». Эти значения являются конечным итогом пересчета РИ, и в дальнейшем используются для собственно оценки запасов технологического блока.

На завершающем этапе реализации методики рассчитывается среднее значение мощностей рудных интервалов и средневзвешенные содержания урана по трем вариантам, а затем считается удельная продуктивность, и, наконец, производится окончательный расчет запасов технологического блока рудника подземного скважинного выщелачивания

Разработанная в диссертации методика принята к использованию в АО «СП «Акбастау» при расчете запасов технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана.

Генеральный директор АО «СП «Акбастау» **Б.К. Амиров**