

Министерство образования и науки Российской Федерации
федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Институт природных ресурсов
Направление подготовки 05.04.01 Геология
Кафедра геоэкологии и геохимии

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

Тема работы
Геологическая характеристика и геотехнологические особенности добычи урана на участке №4 месторождения Инкай (Южный Казахстан)

УДК 553. 495 : 622. 349 (574)

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
2ЛМ4А	Сагындыкова Айзат Хайдаровна		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Профессор	Е.Г. Язиков	д.г.-м.н.		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Заведующий кафедрой ЭПР	Г.Ю. Боярко	д.э.н.		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Н. В. Крепша	к.г.-м.н.		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Зав. кафедрой	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Профессор	Е.Г. Язиков	д.г.-м.н.		

Томск – 2016 г.

Министерство образования и науки Российской Федерации
федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Институт природных ресурсов
Направление подготовки геология месторождений стратегических металлов
Кафедра геоэкологии и геохимии

УТВЕРЖДАЮ:
Зав. кафедрой
_____ Е.Г. Язиков
(Подпись) (Дата) (Ф.И.О.)

**ЗАДАНИЕ
на выполнение выпускной квалификационной работы**

В форме:

Магистерской диссертации (бакалаврской работы, дипломного проекта/работы, магистерской диссертации)
--

Студенту:

Группа	ФИО
2ЛМ4А	Сагындыковой Айзат Хайдаровне

Тема работы:

Геологическая характеристика и геотехнологические особенности добычи урана на участке №4 месторождения Инкай (Южный Казахстан)
Утверждена приказом директора (дата, номер)

Срок сдачи студентом выполненной работы:

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p>Исходные данные к работе <i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).</i></p>	Геотехнологическая характеристика опытного блока 72-24С ₁ ; Отчет ТОО «ВерШИна» за 2007г. «О проведении предварительной разведки с комплексом сопутствующих исследований с подсчетом запасов и ресурсов урана по категориям С ₁ , С ₂ и Р ₁ на участке №4 (южный фланг) месторождения Инкай», Алма-Ата, фонды АО «Волковгеология», 2007.
--	--

<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</p> <p><i>(аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).</i></p>	<p>Физико-географическая характеристика района; Геотехнологическая классификация месторождения Инкай; Расчеты основных геотехнологических параметров; Обоснование схемы вскрытия опытного блока.</p>
<p>Перечень графического материала</p> <p><i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i></p>	<p>Обзорная карта района работ ТОО «СП Бетбак Дала»; Проектная схема вскрытия технологического блока; Литолого-фильтрационный разрез по профилю 128 (3)</p>
<p>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы</p> <p><i>(с указанием разделов)</i></p>	
<p>Раздел</p>	<p>Консультант</p>
<p>Финансовый менеджмент, Ресурсоэффективность и ресурсосбережение</p>	<p>заведующий кафедрой ЭПР, д.э.н. Г. Ю. Боярко</p>
<p>Социальная ответственность</p>	<p>доцент кафедры ЭБЖ, к.г.-м.н. Н.В. Крепша</p>
<p>Английская часть</p>	<p>доцент кафедры ГЭГХ, А.М. Межибор</p>
<p>Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:</p>	
<p>7 Uranium mining by In-situ</p>	

<p>Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</p>	
--	--

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Профессор	Е.Г. Язиков	д.г.-м.н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
2ЛМ4А	Сагындыкова Айзат Хайдаровна		

**ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА
«ФИНАНСОВЫЙ МЕНЕДЖМЕНТ, РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТЬ И
РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ»**

Студенту:

Группа	ФИО
2ЛМ4А	Сагындыковой Айзат Хайдаровне

Институт	ИПР	Кафедра	ГЭГХ
Уровень образования	Магистратура	Направление/специальность	Геология

Исходные данные к разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»:

<i>1. Стоимость ресурсов научного исследования (НИ): материально-технических, энергетических, финансовых, информационных и человеческих</i>	1. Расчет эксплуатационных расходов 2. Расчет затрат на горно-подготовительные работы
<i>2. Нормы и нормативы расходования ресурсов</i>	Сборник сметных норм
<i>3. Используемая система налогообложения, ставки налогов, отчислений, дисконтирования и кредитования</i>	Налоговый кодекс РК
Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:	
<i>1. Оценка коммерческого и инновационного потенциала НТИ</i>	Оценка сметной стоимости
<i>2. Разработка устава научно-технического проекта</i>	Разработка этапов исследования
<i>3. Планирование процесса управления НТИ: структура и график проведения, бюджет, риски и организация закупок</i>	Оценка стоимости ресурсов
<i>4. Определение ресурсной, финансовой, экономической эффективности</i>	Расчет эффективности технико-экономических показателей

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	
--	--

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Заведующий кафедрой ЭПР	Боярко Г.Ю.	д.э.н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
2ЛМ4А	Сагындыкова Айзат Хайдаровна		

**ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА
«СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УРАНА НА
МЕСТОРОЖДЕНИИ ИНКАЙ»**

Студенту:

Группа	ФИО
2ЛМ4А	Сагындыковой Айзат Хайдаровне

Институт	ИПР	Кафедра	ГЭГХ
Уровень образования	Магистратура	Направление/специальность	Геология

Исходные данные к разделу «Социальная ответственность»:

<p>1. Характеристика объекта исследования (вещество, материал, прибор, алгоритм, методика, рабочая зона)</p>	<p>Изучение геотехнологических свойств руд и геотехнологических условий пластово-инфильтрационного типа, проектирование комплекса работ при подземном скважинном выщелачивании металлов, а также камеральные работы будут выполняться с базового поселка Тайконур, силами ГРЭ-7. Камеральные работы при геологическом обслуживании буровых работ будут выполняться на базе вахтового поселка Тайконур.</p>
--	--

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

<p>1. Производственная безопасность 1.1. Анализ выявленных вредных факторов при разработке и эксплуатации проектируемого решения в следующей последовательности</p> <p>1.2. Анализ выявленных опасных факторов при разработке и эксплуатации проектируемого решения в следующей последовательности</p>	<p>1.1 Полевой этап. Вредные факторы: - Утечки токсичных и вредных веществ в атмосферу - Превышение уровней шума, вибрации - Воздействие радиации - Отклонение показателей климата Камеральный этап: - Недостаточная освещенность рабочей зоны - Отклонение показателей микроклимата 2.2 Полевой этап. Опасные факторы: - Движущиеся машины и механизмы производственного оборудования - Пожарная опасность Камеральный этап: - Электрический ток - Пожарная опасность</p>
<p>2. Экологическая безопасность:</p> <ul style="list-style-type: none"> - защита селитебной зоны; - анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы); 	<p>Воздействие объекта на:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Землю и земельные ресурсы - Атмосферу - Воду и водные ресурсы

<ul style="list-style-type: none"> – анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы); – анализ воздействия объекта на литосферу (отходы); – разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды. 	<ul style="list-style-type: none"> - Недра - Животный мир и обеспечение экологической безопасности
<p>3. Безопасность в чрезвычайных ситуациях:</p> <ul style="list-style-type: none"> – перечень возможных ЧС при разработке и эксплуатации проектируемого решения; – выбор наиболее типичной ЧС; – разработка превентивных мер по предупреждению ЧС; – разработка действий в результате возникшей ЧС и мер по ликвидации её последствий. 	<p>Пожарная опасность. Лесные пожары и способы их тушения.</p>
<p>4. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – специальные (характерные при эксплуатации объекта исследования, проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны. 	<p>Обеспечение безопасности на рабочем месте:</p> <ul style="list-style-type: none"> – Режим труда и отдыха работающих вахтовым методом; – Режим труда и отдыха при работе с ПЭВМ;

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	
---	--

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Н. В. Крепша	К.Г.М.Н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
2ЛМ4А	Сагындыкова Айзат Хайдаровна		

Реферат

Выпускная квалификационная работа 114 страниц, 13 рисунка, 22 таблиц, 36 источников, 4 приложение.

Ключевые слова: Инкай, уран, подземное скважинное выщелачивание, опытный блок, геотехнологические параметры, ячейка, схема.

Объектом исследования является участок № 4 месторождения Инкай. Работа проводилась в одном опытно-эксплуатационном блоке №72.

Цель работы – апробации различных схем вскрытия и режимов отработки и выбора оптимального варианта при дальнейшей эксплуатации участка.

В процессе исследования проводились расчеты основных геотехнологических параметров.

В результате исследования было выявлено оптимальная схема вскрытия для опытно-эксплуатационного блока № 72.

Достигнутые технико-эксплуатационные показатели: рассчитан оптимальный радиус для гексагональной, квадратной и прямоугольной ячейки; время закисления, время выщелачивания блока для гексагональной, квадратной и прямоугольной сети; расход кислоты на 1 кг добываемого урана.

Область применения: расчеты могут применяться при вскрытии запасов для опытно-эксплуатационных блоков месторождения Инкай (Южный Казахстан).

Экономическая эффективность работы снижение себестоимости добычи.

Выпускная квалификационная работа выполнена в текстовом редакторе Microsoft Word 7.0 и представлена на дискете 3,5" (в конверте на обороте обложки).

Содержание

Введение.....	10
1 Общие сведения о районе работ.....	11
1.1 Географо-экономическая характеристика района работ.....	11
2 Геологическое строение района работ.....	15
2.1 Стратиграфия.....	16
2.1.1 Нижний структурный этаж.....	16
2.1.2 Средний ("промежуточный") структурный этаж.....	17
2.1.3 Верхний структурный этаж.....	17
2.2 Тектоника.....	20
2.3 Гидрогеология.....	21
2.4 Полезные ископаемые.....	26
3 Геотехнологическая классификация месторождения Инкай.....	27
3.1 Основные геотехнологические свойства руд.....	27
3.1.1 Литолого-фациальная и геохимическая характеристика продуктивных горизонтов.....	27
3.1.2 Вещественный состав руд и вмещающих пород.....	30
3.1.3 Проницаемость (водопроницаемость) руд.....	32
3.2 Геотехнологические условия месторождения Инкай.....	34
3.2.1 Морфологические особенности рудных залежей.....	35
3.2.2 Генезис урановых руд.....	38
4 Практическая часть магистерской диссертации.....	40
4.1 Опытные работы ПСВ на урановом месторождении Инкай.....	40
4.2 Проектируемые геотехнологические параметры.....	41
4.3 Метод построения и реализации оптимизационных моделей.....	53
5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение....	60
5.1 Амортизационные отчисления.....	60
5.2 Стоимость горно-подготовительных работ.....	63
5.3 Основные технико-экономические показатели на отработку опытного блока № 72.....	64

5.4 Основные технико-экономические показатели.....	68
5.5 Организация труда и управление производством.....	70
6 Социальная ответственность при разработке урана на месторождении Инкай.....	72
6.1 Профессиональная социальная безопасность в компьютерном помещении.....	73
6.1.1 Анализ вредных производственных факторов и обоснование мероприятий по их устранению. Полевой этап.....	74
6.1.2 Анализ опасных производственных факторов и обоснование мероприятий по их устранению (техника безопасности).....	82
6.2 Экологическая безопасность.....	85
6.3 Безопасность в чрезвычайных ситуациях.....	87
6.4 Законодательное регулирование проектных решений.....	90
Заключение.....	92
Список использованных источников.....	93
Приложение А.....	97
Приложение Б.....	99
Приложение В.....	100
Приложение Г. Английская часть.....	101

Введение

Мировое потребление урана для нужд энергетики, по прогнозу Всемирной Ядерной Ассоциации, неуклонно растёт вплоть до 2020 года и составляет: 64,59 тыс. т. - в 2000 г., 70,6 тыс. т — в 2010 г. и 73,74 тыс. т. — в 2020 г. Удовлетворение растущих потребностей в уране невозможно без создания его минерально-сырьевой базы.

Эпигенетические месторождения урана региональных зон пластового окисления представлены большой группой месторождений в пределах Шу-Сарысуйской и Сырдарьинской ураново-рудных провинций. Эти месторождения контролируются региональными фронтами зон пластового окисления и прослеживаются на многие сотни километров. Общие ресурсы, заключенные в месторождениях пластово-инфильтрационного типа, весьма значительны и составляют более 75% всех ресурсов урана Республики Казахстан.

Месторождение Инкай расположено в юго-западной части Шу-Сарысуйской урановорудной провинции на территории тополистов масштаба 1: 200000 L-42-XX и XXVI. На северо-востоке оно граничит по профилю 2000 с месторождением Мынкудук, на юге по профилю 0 - с месторождением Будённовское. Месторождение открыто в 1978г. экспедицией №27 Волковского ПГО в результате поисково-рекогносцировочных работ масштаба 1: 200000 в юго-западной части Мынкудукского рудного поля. Месторождение Инкай – крупнейшее из известных пластово-инфильтрационных месторождений, поэтому, учитывая уникальные размеры, а также геологические, гидрогеологические и геотехнологические условия локализации руд на различных участках, оно было районировано на четыре участка: участок № 1, участок № 2, Южный (участок № 4) и Северный (участок № 3) фланги.

1 Общие сведения о районе работ

1.1 Географо-экономическая характеристика района работ

Участок № 4 месторождения Инкай находится на территории тополистов масштаба 1:100 000 L-42-99,-100 в юго-западной части Шу-Сарысуйской депрессии. Общая площадь геологического отвода составляет 192,0 кв.км.

В административном отношении район работ входит в состав Южно-Казахстанской области, а южная часть участка в состав Кызылординской области РК (Рисунок 1.).

Площадь участка работ расположена на плато Бетпак-Дала, представляющем песчано-глинистую, полого наклонённую с севера на юг равнину, осложнённую бессточными такырами, дефляционными котловинами и редкими куполовидными поднятиями. Абсолютные отметки - 160-200 м. С запада и юга плато Бетпак-Дала ограничено крутыми склонами-чинками.

Гидрографическая сеть района формируется временно действующими реками Шу, Сарысу и Бактыкарын. Реки имеют водоток только в паводковый период (май-июнь), позднее разбиваются на отдельные плесы с горько-соленой водой. Минерализация вод меняется от 2,1 г/л до 9,0 г/л, на отдельных участках р.Бактыкарын солёность воды в конце лета достигает 212 г/л.

Климат района резко континентальный и характеризуется значительными годовыми и суточными амплитудами колебаний температуры, суровой зимой, жарким летом, короткой весной, сухостью воздуха и малым количеством осадков.

По данным наблюдений метеостанции «Бетпак-Дала», средняя годовая температура воздуха $+6^{\circ}$, $+9^{\circ}\text{C}$, абсолютный максимум температур наиболее жарких месяцев июня-июля составляет $+43^{\circ}\text{C}$, абсолютный минимум -35°C

падает на январь месяц. Суточные колебания температуры воздуха в летние месяцы достигают 14°C.

Средняя годовая сумма осадков - в пределах 130-140 мм. Количество твердых осадков составляет 22-40% от годовых. Средняя влажность воздуха - в пределах 56-59%.

Для района характерны сильные, почти непрерывно дующие ветры. Среднегодовое число штилей не превышает 17%. Преобладающее направление ветра - северо-восточное и восточное, средняя скорость 3,8- 4,6 м/сек., нередко пыльные бури.

На юге месторождения Инкай развиты преимущественно песчаные почвы и только на такырах они сменяются глинистыми, суглинистыми, обычно сильно засоленными почвами.

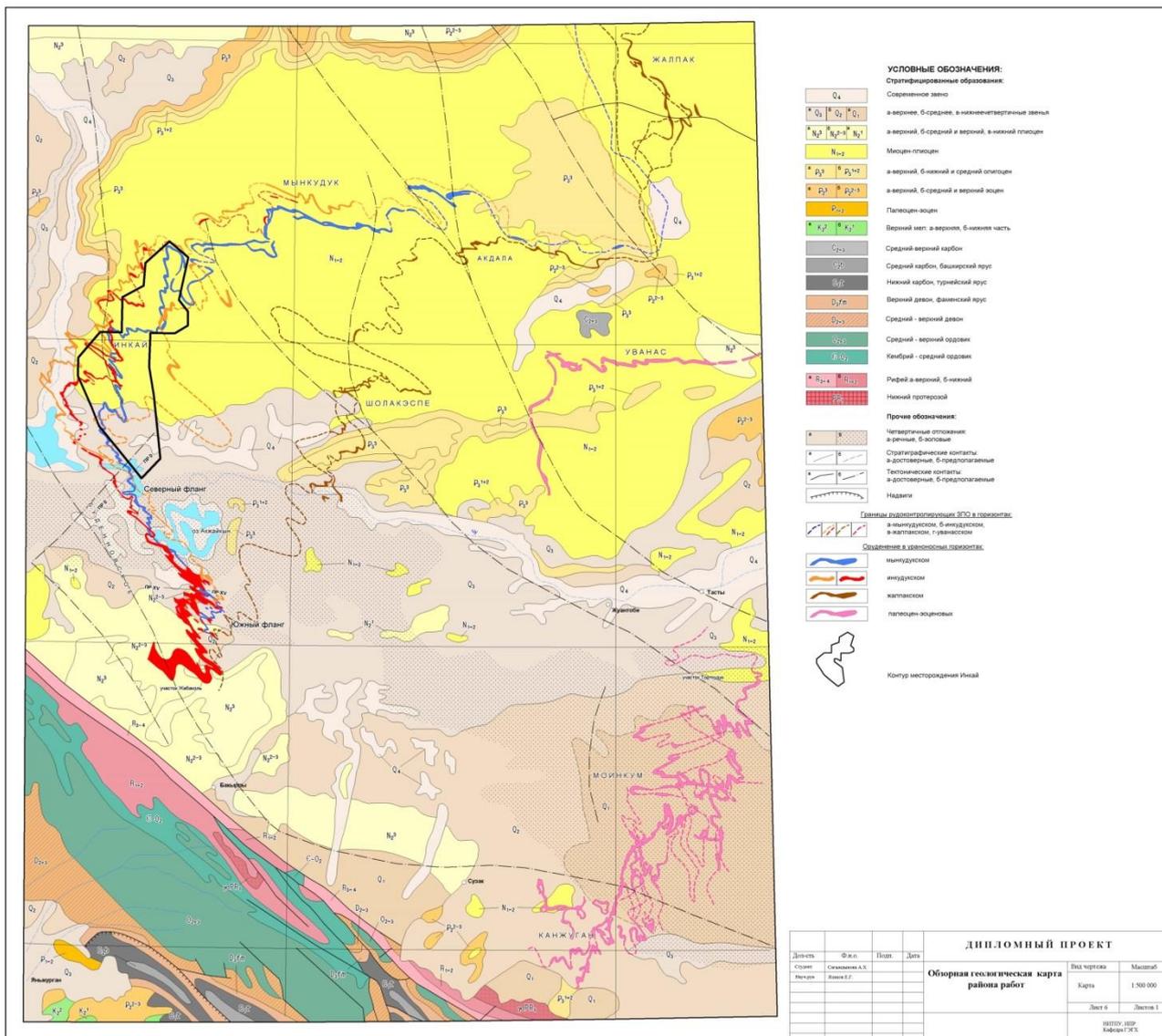


Рисунок 1 – Обзорная геологическая карта района работ

С экономической стороны район месторождения начинает только развиваться и осваиваться, в основном, по линии отработки урановых руд способом подземного скважинного выщелачивания.

Ближайшие урановые месторождения: Буденновское (40 км), Шолак-Эспе (60 км), Мынкудук (80 км), Акдала (100 км), Жалпак (140 км), Уванас (160 км), Канжуган, Моинкум (250 км). На месторождениях Инкай (уч.1), Буденновское (уч.2), Канжуган, Моинкум (уч.Южный, Торткудук), Уванас,

Мынкудук (уч.Восточный и Центральный), Акдала ведется добыча урана способом подземного скважинного выщелачивания Таукентским горно-химическим комбинатом, Степным рудоуправлением АО «НАК «Казатомпром», ТОО СП «КАТКО», СП "Бетпак-Дала", АО ("СП КенДала.KZ"), СП "Инкай".

Промышленная эксплуатация месторождений определяет и инфраструктуру для этой части района.

С освоением месторождений Канжуган и Моинкум связано строительство города Таукент, железнодорожной ветки Жанатас – Сузак и материально-технической базы на территории ж.д. ст.Сузак.

Степное рудоуправление, которое отрабатывает месторождения Уванас, Мынкудук (уч.Восточный), продолжает социально-экономическое развитие пос.Кызымшек. Улучшенная асфальтовая дорога соединяет поселок с районным и областным центрами.

Другие горнорудные предприятия по добыче и переработке свинцово-цинковых, медных, фосфоритовых руд, нерудных полезных ископаемых (Ачисай, Миргалимсай, Жезказган и др.) располагаются в обрамлении Шу-Сарысуйской депрессии в пределах палеозойских массивов и удалены от месторождения Инкай на 250-500 км.

В поселке Тайконур, помимо базы ГРЭ-7 АО «Волковгеология», расположена база ТОО СП «Инкай».

В целом район месторождения имеет свои особенности и трудности в области социально-экономического развития, которые определяются его удаленностью от развитых производственно-культурных центров и материально-технических баз, суровыми природно-климатическими условиями. С другой стороны, месторождение находится в благоприятных условиях для добычи урана способом ПСВ – минерализация пластовых вод продуктивных горизонтов составляет 2-5 г/л. На месторождении отсутствуют земли,

пригодные для сельскохозяйственных угодий, все это снижает проблемы и затраты по природно-охраным мероприятиям при освоении месторождения.

2 Геологическое строение района работ

Месторождение Инкай расположено на западе Мынкудукского урановорудного района Кенце-Буденновской металлогенической зоны, где оно контролируется передовой частью гигантской дуги, которую образуют региональные рудоконтролирующие фронты пластового окисления в проницаемых отложениях верхнего мела. Рудоносные зоны месторождения прослеживаются с северо-востока на юг на расстояние около 55 км при их общей ширине от 7 до 17 км.

В региональном тектоническом плане рудное поле месторождения Инкай расположено в северной части Сузакской впадины на стыке с Сарысуйской моноклизой, полого наклоненной на юго-запад, в сторону Каратауского горст-антиклинория. На этом стыке, в районе Центральной антиклинальной структуры месторождение Инкай отделяется от месторождения Мынкудук перерывом рудоносной полосы. Сузакская впадина (прогиб) северо-западной ориентировки представляет собой наиболее погруженную часть Шу-Сарысуйской депрессии, где глубина залегания домезозойских образований составляет 700-850 м. Строение впадины асимметричное: уклон слоев северо-восточного борта не превышает 20° , тогда как юго-западный борт характеризуется крутыми углами падения мезозойско-кайнозойских отложений, достигающими в зоне Главного Каратауского разлома $50-60^{\circ}$. Особенно активно Сузакская впадина развивалась в позднеальпийское время, что подчеркивается значительной мощностью неогеновых отложений.

2.1 Стратиграфия

Разрез месторождения Инкай, характеризуется трехъярусным строением. В его вертикальном разрезе выделяются:

- 1) складчатый фундамент, сложенный дислоцированными протерозойскими и раннепалеозойскими геосинклинальными образованиями;
- 2) промежуточный структурный этаж (ПСЭ) или литифицированный осадочный слой, образованный средне-позднепалеозойскими формациями.
- 3) платформенный чехол, представленный нелитифицированными мезозойско-кайнозойскими отложениями, вмещающими промышленное урановое оруденение гидрогенного типа.

2.1.1 Нижний структурный этаж

Представления о геологическом строении фундамента базируются на данных структурной геофизики, редких глубоких скважин, а также на материалах геологических съемок, проведенных на выходах складчатых образований в обрамлении депрессии (хребет Большой Каратау в 80 км от месторождения).

В районе месторождения Инкай фундамент залегает на глубине до 2 км и только в отдельных тектонических блоках, взброшенных по зонам глубинных разломов, кристаллические образования могут встречаться непосредственно под отложениями чехла, на глубине около 600 метров.

Магматические образования в фундаменте не установлены. Наиболее древние образования фундамента, предположительно раннепротерозойского (рифейского) возраста, представлены двуслюдыстыми полевошпат-кварцевыми сланцами. Помимо них, в составе складчатого фундамента распространены

кембрийские и ранне-среднеордовикские терригенные образования, представленные песчаниками, гравелитами, алевролитами.

2.1.2 Средний ("промежуточный") структурный этаж

Промежуточный структурный этаж (ПСЭ) представлен комплексом слабодислоцированных субплатформенных осадочных формаций.

В основании его разреза выделяется локально проявленная фаменская терригенно-галогенная красноцветная формация, которая перекрывается повсеместно распространенными отложениями раннекаменноугольной морской терригенно-карбонатной формации.

В её составе преобладают сероцветные, нередко битуминозные известняки, песчаники, алевролиты и аргиллиты. На эти отложения с угловым несогласием наложена континентальная серия осадков общей мощностью до 1500 м. Она подразделяется на две свиты: нижнюю – джезказганскую (C₂₋₃dg) и верхнюю – жиделисайскую (P₁gd). В составе обеих свит доминируют красноцветные осадочные отложения. Жиделисайская свита отделяется от джезказганской условно, по преобладанию в разрезе алевролитов и аргиллитов над песчаниками, гравелитами и конгломератами.

2.1.3 Верхний структурный этаж

Мезозойско-кайнозойские отложения Шу-Сарысуйской депрессии разделяются на три комплекса:

- юрский – предплатформенный;
- мел-палеогеновый – платформенный;
- неоген-четвертичный – платформенно-суборогенный.

Вышележащие позднемеловые отложения (Н.Н.Петров, ВСЕГЕИ, 1980г.) подразделяются на три самостоятельных горизонта: мынкудукский (ранний турон), инкудукский (поздний турон-коньяк-сантон) и жалпакский (кампан-маастрихт до раннего палеоцена).

Возраст горизонтов определен, главным образом, на основании спорово-пыльцевых определений, с использованием геолого-стратиграфических корреляционных разрезов месторождения Мынкудук.

Мынкудукский горизонт (K_2t_1mk). Выделен в 1973 году на одноименном месторождении. На территории района представлен пачкой сероцветных и пестроцветных аллювиальных и озерно-аллювиальных отложений, накопленных в условиях туронской речной системы, ориентированной, в целом, с юго-востока на северо-запад. В вертикальном разрезе горизонта хорошо проявлена закономерность смены литолого-фациальных обстановок снизу вверх:

- стрежнево-русловые, разнозернистые пески с гравием и галькой;
- пойменные отложения среднезернистых песков;
- средне-мелкозернистые пески с прослоями глин пойменно-старичных фаций.

Мощность мынкудукского горизонта на участке - 70-90м, и он является основным рудовмещающим горизонтом на месторождении и участке № 4.

Инкудукский горизонт ($K_2t_2-st in$). С отчетливой границей размыва залегает на отложениях турона. Отличается грубозернистым составом и низкой степенью сортировки материала. В его разрезе выделяются три подгоризонта (цикла), которые начинаются гравийно-галечными отложениями и завершаются мелко-среднезернистыми песками с прослоями и линзами глин.

Средняя мощность нижнего подгоризонта 30-35 м, среднего 55-60 м, верхнего 25-35 м.

Жалтакский горизонт ($K_2km-P_1^1gp$). Залегает на инкудукском с незначительным перерывом. Расчленяется на два подгоризонта нижний-сероцветный и верхний-пестроцветный. Граница между пестроцветной и сероцветной частями горизонта – геохимическая, соответствует уровню стояния грунтовых вод дат-ранне-палеоценового времени.

Палеогеновые отложения представлены континентальными (палеоцен) и морскими (эоцен) образованиями.

В разрезе палеогена выделены четыре горизонта (снизу вверх): уванасский, уюкский, иканский и интымакский.

Позднеолигоценно-четвертичный комплекс характеризуется сложным формационным составом и частыми перерывами в осадконакоплении, с которыми связано развитие рудоконтролирующих инфильтрационных процессов в мел-палеогеновых формациях.

Позднеолигоценно-раннеплиоценовый суборогенный комплекс представлен бетпакдалинской и тогускенской свитами. Среди отложений бетпакдалинской свиты ($P_3^3-N_1^1bt$) выделяются две пачки: нижняя – красноцветная и верхняя – пестроцветная. Тогускенская свита ($N_1^2-N_2^1tg$) с неглубоким размывом залегающая на нижележащих отложениях, представлена повсеместно окисленными желтыми, ржаво-бурыми разнотернистыми кварцевыми песками с прослоями гравелитов, песчаников, глин.

Позднеплиоценовый-четвертичный собственно орогенный комплекс (N_2+Q) представлен галечно-гравийными отложениями, гравелитами и конгломератами предгорного шлейфа хр.Каратау. Их мощность - от первых метров до 30-40 метров.

Платформенный четвертичный подкомплекс сложен всеми отделами. Его отложения образуют маломощный покров на плато Бетпак-Дала, выполняют долины рек Сарысу и Чу, сухих лугов, такырные и солончаковые котловины, слагают песчаные массивы Муюнкум, Самень-Кум и др. Среди них

наибольшим распространением пользуются аллювиальные пески, супеси, суглинки, гравийники, эоловые пески, алевриты и глины. Мощность отложений - от долей метра до 10-20 метров.

2.2 Тектоника

Современный структурный план депрессии и района месторождения Инкай сформировался на границе плиоцена и четвертичного времени в результате резкого воздымания обрамляющих горстовых сооружений. В связи с возникновением Каратауского горстантиклинория произошло отделение Шу-Сарысуйской депрессии от соседней Сырдарьинской, и в дальнейшем она развивалась как самостоятельная структура.

Район месторождения Инкай приурочен к крупной структуре второго порядка – Сарысуйской впадине. С севера и востока последняя окаймляется Казахским щитом, на юго-западе ограничивается Каратауским горстантиклинорием, а на юго-востоке Уланбель-Таласской седловиной отделяется от Восточно-Моинкумского склона. Северная граница Сарысуйской впадины не имеет четкого выражения. Впадина характеризуется пологим региональным погружением отложений чехла в юго-западном направлении при среднем наклоне слоев около 15'. В этой же ее части выделяется Сузакский прогиб, где общая мощность чехла достигает 800 м. Юго-западный борт прогиба, обращенный к Каратаусскому антиклинорию значительно круче, чем северо-восточный: углы падения пород достигают здесь нескольких градусов, в зоне Главного Каратауского разлома – нескольких десятков градусов. Южная граница месторождения захватывает северо-восточный борт Сузакского прогиба и в северном направлении переходит на Бугуджильское поднятие, где отложения ПСЭ вскрываются на глубинах – 410м.

Площадь месторождения сопряжена с районом, где проявлены главные разрывные нарушения глубинного заложения каледонского возраста. Это разломы северо-западного направления: Главный Каратауский, Аксумбинский, Джувантюбинский и их северо-восточные оперяющие ветви. В мезозойско-кайнозойском чехле унаследовано проявлены только наиболее крупные разрывные нарушения складчатого фундамента и ПСЭ. В течение мела, палеогена, миоцена большинство из них развивалось конседиментационно, что подтверждается в изменении мощности отложений в разделяемых разломами блоково-пликативных структурах.

Чаще всего нарушения в чехле проявлены флексуорообразными перегибами слоев, затухающими вверх по разрезу. Особенно отчетливо перегибы выражены в основании мезозойско-кайнозойского чехла, в мынкудукском горизонте, где в зонах разломов не исключаются и разрывы слоев со смещением, незначительным по амплитуде. Выше по разрезу они выполаживаются. Над зонами разломов в породах нередко фиксируются зеркала скольжения, трещиноватость.

В целом рудовмещающие и их перекрывающие горизонты на месторождении залегают практически горизонтально.

2.3 Гидрогеология

В гидрогеологическом отношении в вертикальном разрезе Сузакского артезианского бассейна выделяются следующие структурно-гидрогеологические этажи:

- I этаж преимущественно рыхлых и слаболитифицированных образований этапа новейшей тектонической активизации (A_3^2 -Q) с порово-пластовыми скоплениями подземных вод в молассоидах;

- II этаж слабосцементированных образований этапа платформенного развития ($K_2-A_2^{2-3}$) с порово-пластовыми подземными водами;

- III этаж слаболитифицированных и литифицированных образований этапа сводового поднятия (раннемезозойской тектоно-магматической активизации, рифтогенеза, T_3-I_2) с трещинно-порово-пластовыми и порово-трещинно-пластовыми скоплениями подземных вод в терригенных угленосных породах. Породы этого этажа распространены за пределами рассматриваемой территории.

Мезозойско-кайнозойский осадочный чехол подстилается породами двух нижних IV и V этажей.

IV этаж сложен литифицированными образованиями этапа субплатформенного развития (D_3fm-P), заключающими трещинно-пластовые, карстово-пластовые, пластово-трещинные, иногда трещинно-жильные и карстово-жильные скопления подземных вод в терригенных, карбонатных и хемогенных породах.

V этаж представлен интенсивно литифицированными, в разной степени метаморфизованными осадочными и магматическими, а также метаморфическими образованиями геосинклинального (PR-S) и орогенного (D_1-D_2fr) этапов развития (складчатый фундамент) с трещинно-жильными и карстово-жильными скоплениями подземных вод.

Подземные воды домезозойских толщ, распространённые под мезозойско-кайнозойским чехлом, не изучены.

В пределах района работ распространены водоносные горизонты и комплексы платформенного мезозойско-кайнозойского чехла, состоящего из двух водоносных серий - неоген-четвертичной и мел-палеогеновой.

В неоген-четвертичной серии выделяются следующие водоносные горизонты:

- слабоводоносный современный озёрный (соровый) горизонт – 1, chQ_{IV};
- водоносный современный аллювиальный горизонт – aQ_{IV};
- водоносный верхнечетвертичный аллювиальный горизонт – aQ_{III};
- водоносный среднечетвертичный аллювиальный горизонт - aQ_{II};
- водоносный верхнеолигоценовый–нижнемиоценовый осадочный терригенно- карбонатный комплекс – P₃²-N₁¹ (бетпакадалинская свита).

Мел-палеогеновая серия состоит из двух водоносных комплексов:

- палеоценовый - P₁ ;
- верхнемеловой - K₂ (10).

Водоносный верхнемеловой комплекс-K₂. Водоносный комплекс сформирован в континентальных озёрно-аллювиальных и аллювиально-дельтовых отложениях и представлен тремя водоносными горизонтами.

Водоносный кампан – маастрихтский (жалпакский) горизонт (K₂ km-t). В кровле горизонта выделена пачка первично-красноцветных, бурых пород, сложенных плотными глинами и мелкозернистыми глинистыми песками. Эта пачка является водоупором между палеоценовым и верхнемеловым водоносными комплексами. Мощность пачки от первых до 10 метров. Подстилающие породы – красноцветные глины и мелкозернистые глинистые пески инкудукского горизонта, имеющие прерывистый линзующийся характер и образующие гидравлические «окна» между водопроницаемыми отложениями жалпакского и нижезалегающего инкудукского горизонтов.

Водовмещающие породы горизонта - серые мелко- и среднезернистые пески полевошпат-кварцевого состава с примесью гравия и гальки, с включением углефицированного детрита. Величина напора над кровлей водоносного горизонта изменяется от 280 до 340 м. Пьезометрический уровень устанавливается на отметках от +24,2 до +28,4 м над поверхностью земли. Водоносный горизонт умеренно водообильный (0,1 - 0,5 дм³/с) с удельными дебитами скважин. Подземные воды жалпакского горизонта слабосоленоватые

с минерализацией от 1,3 до 2,0 г/дм³. По химическому составу воды преимущественно сульфатно-хлоридные натриевые. Радиологические показатели состояния подземных вод обычно соответствуют нормам и лишь на отдельных участках, расположенных вблизи от рудных залежей в подстилающем инкудукском горизонте, могут незначительно превышать действующие нормативы. Воды не агрессивны по всем видам агрессивности подземных вод.

Водоносный верхнетурон - сантонский (инкудукский) горизонт (K₂t₂-st).

Водовмещающие породы - мелко- и среднезернистые пески с линзами и прослоями глин, которые ниже сменяются более крупнообломочными разностями - крупнозернистыми и разномерными песками с гравием и галькой и даже гравийно-галечниковыми отложениями. Между жалпакским и инкудукским горизонтами прослеживается прерывистая цепочка маломощных глинистых линз протяжённостью по несколько сотен метров. Между горизонтами существует тесная гидравлическая связь. Подстилающими являются отложения мынкудукского горизонта. Как правило, выдержанные в разрезе и по простиранию водоупорные отложения в кровле и подошве инкудукского горизонта отсутствуют. Прослой глин, алевролитов и глинистых песков имеют линзующийся характер с прерывистой мощностью от 0,5 до 2-5 м, однако в процессе отработки горизонта методом подземного выщелачивания могут служить естественным экраном, препятствующим растеканию технологических растворов. Подземные воды высоконапорные. Напор над кровлей горизонта по мере его погружения в южном направлении увеличивается от 325 м до 380 м. Пьезометрический уровень устанавливается на отметках от + 23,5 м до +29,4 м над поверхностью земли. Водоносный горизонт умеренно водообильный. Подземные воды инкудукского горизонта сильносоленоватые сульфатно-хлоридного состава с минерализацией от 3,3 до 5,0 г/дм³.

Водоносный нижнетуронский (мынкудукский) горизонт (K_{2t_1}). В его пределах кровля горизонта вскрывается на глубинах от 430 до 480 м с погружением её с севера на юг, а подошва – соответственно на глубинах от 500 до 540 м. В верхней части горизонта водовмещающие породы представлены преимущественно мелко- и среднезернистыми кварцево-полевошпатовыми песками с прослоями алевритов и глин, которые ниже сменяются более крупнообломочными разностями – разнезернистыми песками с гравием и мелкой галькой, с прослоями крупнозернистых гравелистых песков, а иногда гравийников и гравийно-галечников. Верхний водоупор, отделяющий мынкудукский горизонт от вышележащего инкудукского, в пределах Инкайского месторождения невыдержанный по мощности. Слабопроницаемые линзующиеся породы мощностью обычно от 1-2 до 5-10 м представлены глинами, алевритами и мелкозернистыми глинистыми песками. Подстилающие отложения представлены мощной толщей алевролитов и аргиллитов нижней перми и являются региональным водоупором.

Подземные воды мынкудукского горизонта высоконапорные с напорами около 450-500 м. Отметки пьезометрического уровня на участке составляют +25,6 м - +30,4 м выше поверхности земли.

Подземные воды мынкудукского водоносного горизонта сильносоленоватые с минерализацией 3,9 - 5,4 г/дм³. По составу воды сульфатно-хлоридные натриевые. Содержание хлоридов изменяется от 1613 мг/дм³ до 2003 мг/дм³, сульфатов – от 1027 мг/дм³ до 1087 мг/дм³, магния – от 93 мг/дм³ до 100 мг/дм. Общая жёсткость подземных вод составляет 20,61-21,19 мг-экв/дм³, карбонатная – 2,49-2,64 мг-экв/дм³. Подземные воды нейтральные или слабощелочные (рН=6,79-7,82).

Неводоносная зона трещиноватости нижнепермских отложений – P_1 . Пермские отложения – алевролиты и аргиллиты являются региональным водоупором для водоносного верхнемелового комплекса.

2.4 Полезные ископаемые

Основным полезным ископаемым на территории района является радиоактивный металл-уран. Начиная с 1961 года, в пределах депрессии проводит бурение глубоких скважин Южно-Казахстанская нефтеразведочная экспедиция. Этими работами выявлен ряд перспективных газоносных структур (Айрақты, Придорожная, Амангельдинская и др.).

Ведется карьерная добыча глин в Жуантобе для использования в бурении в качестве промывочной жидкости.

В мелких озерах добывается каменная соль.

В образованиях складчатого фундамента хр. Б. Каратау выявлены месторождения и рудопроявления золота, серебра, меди, свинца, олова, барита, фосфоритов, мрамора и др.

Другие горнорудные предприятия по добыче и переработке свинцово-цинковых, медных, фосфоритовых руд, нерудных полезных ископаемых (Ачисай, Миргалимсай, Жезказган и др.) располагаются в обрамлении Шу-Сарысуйской депрессии в пределах палеозойских массивов и удалены от месторождения Инкай на 250-500 км.

3 Геотехнологическая классификация месторождения Инкай

3.1 Основные геотехнологические свойства руд

3.1.1 Литолого-фациальная и геохимическая характеристика продуктивных горизонтов

На участке 4, как и в целом на месторождении Инкай, рудовмещающими являются мынкудукский и инкудукский горизонты. Рудные залежи в нижне- и среднеинкудукском подгоризонтах, расположенные на отчетной территории, оценены в геологическом отчете за 2009 г., поэтому литолого-фациальная и геохимическая характеристика в подразделе приводится по двум продуктивным горизонтам.

Отложения мынкудукского горизонта в вертикальном разрезе представляют собой аллювиальный макроритм первого порядка, в котором выделяются несколько (8 – 10) элементарных циклов мощностью от 1 м до нескольких метров. Каждый из них начинается относительно грубозернистыми, плохо сортированными отложениями и заканчивается мелко- или тонкообломочными породами, реже маломощными (до 20 см) прослоями плотных песчаников с карбонатным цементом. Большинство элементарных циклов не завершено или размывто в ходе последующего осадконакопления.

В нижней части горизонта выделяется 3 – 5 элементарных циклов. Для них характерен пестрый литологический состав слоев, преобладание грубозернистых разновидностей пород, плохая сортировка материала, светло-серые и серые окраски пород, обусловленные присутствием углефицированного растительного детрита. На отдельных участках месторождения в нижней части мынкудукского горизонта распространены пестроцветные песчанистые глины и алевропелиты пойменных фаций.

В верхней части мынкудукского горизонта число элементарных циклов меньше, в их составе отмечается преобладание мелкозернистых разновидностей

пород и глин над грубозернистыми. Преобладающая окраска пород светлая, серовато-зеленая, пестрая.

Суммарная мощность отложений мынкудукского горизонта на участке от 55 м до 65 м. Закономерная смена в вертикальном разрезе русловых отложений на пойменные характерна и в горизонтальном направлении, когда первично пестрые и зеленоцветные песчано-глинистые образования пойменных фаций сменяются русловыми грубообломочными сероцветными отложениями.

Соотношение и взаимоположение этих проницаемых и непроницаемых отложений оказывают решающее влияние на характер выклинивания рудоконтролирующего пластового окисления, морфологию уранового ору-денения.

Накопление отложений инкудукского горизонта происходило в условиях заметной активизации платформенных тектонических движений. Общий план ориентировки речной системы в коньяк-сантонское время в пределах месторождения существенно не отличался от туронского. Относительно расчлененный рельеф, близость приподнятых областей сноса способствовали отложению очень пестрых по грансоставу, существенно крупно- и грубообломочных, плохо сортированных осадков, часто перемежающихся в разрезе. Прослой алеврито-песчанистых глин, а также средне- и мелкозернистых песков в горизонте занимают резко подчиненное место.

В разрезе горизонта выделяются три подгоризонта, представляющие собой нечетко проявленные аллювиальные циклы, состоящие из множества незавершенных элементарных циклов. Нижний и средний подгоризонты сформированы, в основном, грубообломочными отложениями русловых фаций, верхний - поименно-русловыми осадками; мощность отложений инкудукского горизонта - до 120 м.

На участке выделяется четыре геохимических типа пород. К первому относятся диагенетически восстановленные сероцветные пески и глины, содержащие углефицированные растительные остатки. Ко второму - зеленовато-серые пески и глины, восстановленные как диагенетически, так и эпигенетически глеевыми процессами. К третьему - невосстановленные первично пестроцветные отложения. К четвертому типу относятся породы эпигенетически пластово-окисленные. Первый тип песков чаще встречается в русловых отложениях, третий - в пойменных и водораздельных. Второй геохимический тип песков - промежуточный.

Наибольшую распространенность на месторождении имеет промежуточный геохимический тип пород - зелено-серых, серо-зеленых. Породы данного геохимического типа восстановлены как диагенетически, так и эпигенетически глеевыми процессами и являются менее благоприятными для процесса рудоотложения, чем диагенетически восстановленные сероцветные пески и гравийники русловых фаций.

Таким образом, учитывая подчиненное присутствие особо благоприятных для рудоформирования геохимических типов песков, можно утверждать, что весьма крупные масштабы эпигенетических руд месторождения Инкай в целом обусловлены значительной мощностью, высокой проницаемостью рудовмещающих горизонтов, выдержанностью их состава на многие десятки километров, достаточно длительно протекающим процессом рудоформирования.

3.1.2 Вещественный состав руд и вмещающих пород

Урановое оруденение на участке 4 и в целом на месторождении развито во всех литологических разностях пород. По химическому составу руды силикатные (см. табл.4).

Таблица 4 – Химический состав руд участка 4

SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	FeO	Na ₂ O	CaO	TiO ₂	MgO	P ₂ O ₅	ППП	Fe ₂ O ₃	MnO	Сум- ма
88,48	5,22	1,87	3,49	0,28	0,38	0,12	0,13	0,03	-	-	0	100,0

Примечание: содержание в %

Рудовмещающие отложения от безрудных визуально не отличаются и представлены полевошпат-кварцевыми, реже, слюдисто-полевошпат-кварцевыми песками.

Обломочный материал как в рудных, так и в нерудных песчаных и гравийно-песчаных отложениях разной степени окатанности, представлен кварцем, полевыми шпатами, обломками кремнистых и кислых вулканических пород, небольшим количеством слюды (мусковит, биотит), фрагментами обугленного растительного детрита. Средний минеральный состав руд участка 4 приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Средний минеральный состав руд участка 4

Минералы	Мынкудукский горизонт	Инкудукский горизонт
1	2	3
А. Нерастворимые		
Кварц	61,30	56,60
Обломки кремнистых пород	12,10	23,49
Акцессорные	0,42	1,19
ИТОГО:	73,82	81,28
Б. Труднорастворимые		

Полевые шпаты	17,20	10,36
Каолинит	3,82	3,63
Монтмориллонит	3,04	2,36
Гидролюда	0,98	0,65
Мусковит	0,27	0,70
Биотит	-	0,08
Органическое вещество	0,04	0,05
ИТОГО:	25,35	17,83
В. Растворимые		
Лимонит	0,58	0,56
Карбонаты	0,10	0,18
Сульфиды	0,10	0,10
Урановые минералы	0,05	0,05
ИТОГО:	0,83	0,89

Примечание: содержание в %

От суммы всего обломочного материала кварц в среднем составляет от 50 % до 70 %. Содержания обломков кремнистых и кислых вулканических пород изменяются от 3 % до 30 %. Для I, II литолого-фильтрационных типов (гравийно-галечниковых отложений и разнозернистых песков с содержанием фракции более 1 мм до 40 %) характерно более высокое содержание кремнистых и кислых обломков, которые представлены микрокварцитами, микрогранитами, кремнистыми и серицит-кремнистыми сланцами. Полевые шпаты составляют от 5 % до 25 % в зависимости от литолого-фильтрационного типа и представлены ортоклазом, микроклином, плагиоклазом.

Средние содержания слюдястых материалов (мусковит и биотит) варьируют от 0 % до 1,8 %. Обугленный растительный детрит в виде мелких фрагментов растений, стеблей, листьев составляет от 0,01 % до 0,11 % и выражен гелифицированной структурной (ксилен, ксилитрен) и бесструктурной тканью.

Акцессорные минералы для всех литолого-фильтрационных типов пород одинаковы и представлены: ильменитом, лейкоксенизированным ильменитом, турмалином, ставролитом, гранатом, эпидотом, андалузитом, апатитом, дистеном, цирконом, рутилом. От общей массы породы тяжелая фракция составляет от 0,1 % до 1,7 %.

Аутигенная минерализация представлена пиритом (марказитом), кальцитом, сидеритом, гетитом, гидрогетитом, самородным селеном, сфалеритом, хлоритом; в оруденелых песках, кроме перечисленных минералов, присутствуют настуран и коффинит.

Цементация рудных песков слабая, в воде они легко размокают. Поровый заполнитель как в рудных, так и в нерудных отложениях сложен глинисто-алевритовым материалом полимиктового состава и составляет от 11 % до 27 % от общей массы породы.

Вместе с глинистыми минералами во фракции менее 0,05 мм присутствуют неокатанные зерна кварца, полевые шпаты, чешуйки слюды (мусковит, биотит), обрывки обугленного растительного детрита, акцессорные и аутигенные минералы.

По степени распределения и количеству, цемент можно охарактеризовать как поровый, неравномерный, пятнистый. По степени кристалличности – пленочный, крустификационный. Поровое пространство между алевритовыми частицами заполнено глинистыми минералами – монтмориллонитом, гидрослюдой, каолинитом и составляет от общей массы породы от 5 % до 16 %.

3.1.3 Проницаемость (водопроницаемость) руд

Подземные воды с превышением уровня вмешательства по перечисленным радионуклидам распространены полосой вдоль рудных залежей, повторяя конфигурацию границ выклинивания зон пластового окисления в рудовмещающем горизонте. Ширина полосы колеблется от 5 км до 10 км. Вынос радионуклидов подземными водами из рудных залежей происходит в северо-западном направлении по потоку.

Водоносный нижнетуронский (мынкудукский) горизонт (K_2t_1) на месторождении имеет повсеместное распространение и является рудовмещающим. В пределах месторождения кровля горизонта вскрывается на глубинах от 430 м до 480 м с погружением её с севера на юг, а подошва – соответственно на глубинах от 500 м до 540 м. На участке 4 кровля мынкудукского горизонта залегает на глубине от 435 м до 440 м, а подошва – на глубине от 500 м до 520 м. Общая мощность горизонта на участке составляет от 55 м до 75 м.

В верхней части горизонта водовмещающие породы представлены преимущественно мелко- и среднезернистыми кварцево-полевошпатовыми песками с прослоями алевритов и глин, которые ниже сменяются более крупнообломочными разностями – разноезернистыми песками с гравием и мелкой галькой с прослоями крупнозернистых гравелистых песков, а иногда гравийников и гравийно-галечников. В целом по месторождению наблюдается некоторое уменьшение крупности фракций водовмещающих песков с северо-северо-востока на юг-юго-запад. Соответственно изменяются и фильтрационные свойства водовмещающих отложений, ухудшаясь в этом же направлении.

Верхний водоупор, отделяющий мынкудукский горизонт от вышележащего инкудукского горизонта, в пределах Инкайского месторождения невыдержанный по мощности. Слабопроницаемые линзующиеся породы мощностью обычно от 1 м до 10 м представлены глинами, алевритами и мелкозернистыми глинистыми песками. Подстилающие отложения представлены мощной толщей алевролитов и аргиллитов нижней перми и являются региональным водоупором.

Подземные воды мынкудукского горизонта высоконапорные с напорами от 450 м до 500 м. Отметки пьезометрического уровня на участке составляют от плюс 25,6 м до плюс 30,4 м выше поверхности земли.

Горизонт по водообильности характеризуется от слабоводобильного (в редких случаях) до водобильного (в основном) с удельными дебитами от 0,08 дм³/с до 0,37 дм³/с. В пределах участка дебиты скважин изменяются от 2,1 дм³/с, при понижении пьезометрического уровня на 26,8 м, до 9,3 дм³/с, при понижении уровня на 25,2 м.

Проницаемость водовмещающих пород мынкудукского горизонта достаточно высокая. Значения коэффициента фильтрации в пределах участка изменяются от 6,0 м/сут до 14,3 м/сут по данным кустовых выпусков из скважин, и от 2,5 м/сут до 10,4 м/сут по данным одиночных выпусков. Коэффициент водопроводимости составляет от 71 м²/сут до 798 м²/сут. Подземные воды мынкудукского водоносного горизонта сильносолоноватые с минерализацией от 3,9 г/дм³ до 5,4 г/дм³. По составу сульфатно-хлоридно-натриевые.

Содержание микрокомпонентов составляет: стронция - от 5,8 мг/дм³ до 10,3 мг/дм³, брома от 10,6 мг/дм³ до 11,4 мг/дм³, марганца – от 0,65 мг/дм³ до 1,2 мг/дм³, селена – 0,07 мг/дм³, и не превышает допустимых норм. Содержание остальных микрокомпонентов, в том числе тяжёлых металлов, незначительное.

3.2 Геотехнологические условия месторождения Инкай

Оценка геотехнологических условий участка 4, как и всего месторождения Инкай в целом, производилась на всех стадиях разведочных работ в течение длительного периода. Она осуществлялась на основе изучения вещественного и химического состава руд и наличия в них вредных примесей, влияющих на процесс подземного выщелачивания, а также изучения фильтрационных свойств рудовмещающих отложений по данным откачек и электрокаротажа. Кроме того, технологические свойства изучались в лабораторных условиях в трубках в лабораториях ВНИИХТ, ХАП филиала АО

"Волковгеология" ЦОМЭ и на основе натурального опыта в процессе детальной разведки.

На стадии поисково-оценочных работ и предварительной разведки (1979-1984 гг.) в пределах участка 4 из руд мынкудукского горизонта были отобраны две пробы для изучения технологических свойств в лабораторных условиях. Пробы VIII и IX, характеризующие крыльевые и мешковые части ролла, проанализированы в лаборатории ВНИИХТ.

На стадии детальной разведки 2006-2007 гг. непосредственно на участке 4 перед натурным опытом из керна отобраны две технологические пробы из скважин 097 и 096/1 из мешковой части и верхнего крыла ролла в мынкудукском горизонте. Пробы проанализированы в ХАП ЦОМЭ, результаты анализов детально отражены в "Отчете о результатах детальной разведки участка 4 Инкайского уранового месторождения за период 2006-2008 гг..." [21] и в повторении не нуждаются.

3.2.1 Морфологические особенности рудных залежей

Рудные залежи на месторождении Инкай пространственно тяготеют к границе выклинивания ЗПО, а их контуры в плане и разрезе определены по данным гамма-каротажа - по заданному кондициями бортового содержанию урана - 0,01 % и минимальному бортовому метропроценту - 0,0400.

Каждая из выявленных залежей располагается в пределах одного рудовмещающего горизонта, причем в большинстве случаев соответствует одному гипсометрическому уровню, тем самым, характеризуя устойчивую приуроченность к коррелируемым по разрезам частям продуктивной толщи и представляет собой определенный структурный элемент рудного поля.

Залежи состоят из нескольких морфологических элементов - главного ролла с хорошо выраженными мешковыми частями и крыльями, соразмерность

которых меняется от равновеликих величин до преобладания той или иной морфологической части в 5-10 раз. Кроме того, широко развиты сопряженные мешково-крыльевые элементы рудного тела ("крылатые мешки"), мощность которых достигает 25 м. В процессе развития рудоконтролирующего окисления возникают сателлитные и останцовые тела. Они, как правило, располагаются в "тылу" основных роллов, отделяясь от них незначительным (десятки и сотни метров) интервалом безрудных пород.

В плане все рудные залежи имеют облик извилистых лент, различающихся между собой лишь протяженностью, шириной и пространственно взаимосвязаны с основными структурно-морфологическими типами выклинивания ЗПО в плане, где типизация последних основана на положении границы выклинивания ЗПО относительно направления движения региональных кислородсодержащих пластовых вод.

В поперечных разрезах морфологический облик залежей имеет многообразное сочетание элементов ролла, и в общих чертах представляет собой форму неправильных роллов, обычно асимметричных, деформированных и расслоенных или комбинацию нескольких сближенных роллов в сочетании с останцовыми и сателлитными телами. Конкретная совокупность морфоэлементов определяется литолого-структурным планом участка, его фациально-геохимическими особенностями, гидродинамическими характеристиками рудовмещающих горизонтов.

На участке 4 месторождения в мынкудукском горизонте выделены две залежи: 3 и 4.

Залежь 3 на севере примыкает к залежи 1 (в районе ПР 446), далее проходит через весь участок 1 и продолжается на участке 4 от середины между ПР 110 и 104 до стыка с залежью 4 по ПР 128. Общая её длина по магистрали – 12 км при ширине от 50 м до 1150 м.

Продуктивный мынкудукский горизонт на участках залежи 3 имеет типичное строение: разнoзернистые и грубoзернистые отложения в нижней части горизонта последовательно сменяются на относительно мелкозернистые пески в его средней и верхних частях. Кроме этого, в направлении с севера на юг в целом для мынкудукского горизонта происходит смещение кумулятивной кривой в сторону мелкозернистых песков.

Рудные тела в разрезе в большей степени тяготеют к нижней части горизонта в пределах глубин от 480 м до 515 м. Это, в свою очередь, определяет наличие для большей части залежи нижнего палеозойского водоупора.

Параметры руд меняются в широких пределах: содержание урана от 0,010 % до 0,490 %, мощность от первых метров до 25 м.

Залежь 4 на севере граничит с залежью 3, далее в субмеридиональном направлении проходит через весь участок 4 и на юге по ПР 0 граничит с месторождением Буденновское. Протяженность залежи по магистрали составляет 15 км при ширине от 50 м до 1100 м.

Преобладающие морфологические элементы залежи приходятся на лентообразные полосы северо-западного простирания шириной до 300 м и участки субфронтального выклинивания ЗПО со сложной "гофрировкой", шириной до 1100 м.

Мынкудукский продуктивный горизонт между профилями 2480ш и 2512ш в своей средней части сложен мощной пачкой глин озерного происхождения, расщепляющейся по краям на отдельные линзы и прослои на различных гипсометрических уровнях, что привело к послойно-ступенчатому характеру выклинивания ЗПО по всей мощности горизонта с образованием рудных тел на 5 гипсометрических уровнях. Наиболее широкие и протяженные рудные тела приурочены к нижней части горизонта в непосредственной близости от палеозойских (водоупорных) образований.

Параметры уранового оруденения меняются в широких пределах: содержание урана от 0,013 % до 0,150 % при среднем значении 0,042 %, мощность от 0,30 м до 14,80 м при средней 5,70 м.

3.2.2 Генезис урановых руд

Месторождение урана Инкай – эпигенетическое пластово-инфильтрационное; его руды пространственно и генетически связаны с границей выклинивания региональной зоны пластового окисления в проницаемых горизонтах верхнего мела. Рудовмещающая толща представлена континентальной пестроцветной аллювиальной формацией. Наиболее благоприятны для рудоотложения – сероцветные гравийно-песчаные образования русловых фаций. Распространение фаций контролируется конседиментационными структурами. Литолого-фациальный контроль более отчетливо выражен для руд нижнего, мынкудукского горизонта, в вышележащей инкудукской, толще почти не проявлен.

Можно утверждать, что весьма крупные масштабы руд месторождения Инкай обусловлены значительной мощностью, высокой проницаемостью рудовмещающих горизонтов, выдержанностью их литологического состава на десятки и сотни километров, и достаточно длительным по времени процессом уранонакопления.

Невысокие параметры основных восстановителей – углерода органических соединений ($C_{орг}$), железа общего, серы сульфидной определили неконтрастность геохимического барьера; что не позволило накопиться здесь в промышленных масштабах сопутствующим урану элементам.

Накопление урановых руд на восстановительном барьере происходило в результате длительного многоэтапного развития, тесно связанного с этапами формирования депрессионной структуры, важнейшими из которых являются:

1) домезозойский, с широким проявлением процессов, приведших к образованию группы формаций, специализированных на уран;

2) триас-юрский, в течение которого, в областях, окружавших зоны орогенеза и седиментации, развивались процессы гумидного выветривания с переработкой и дезинтеграцией домезозойских пород;

3) мел-палеогеновый, когда происходило накопление проницаемых сероцветных горизонтов, регионального глинистого водоупора.

Формирование зоны пластового окисления (ЗПО) и уранонакопление связаны с позднеолиго-ценовыми и миоценовыми этапами суборогенного тектогенеза. В поздне-плиоценовое-четвертичное время, в период позднеальпийского тектогенеза, произошло переотложение олигоцен-миоценового оруденения. Рудные залежи месторождения располагаются в настоящее время в зоне наиболее активного современного потока подземных вод артезианского бассейна.

4 Практическая часть магистерской диссертации

Задачей данного проекта обоснование схемы вскрытия опытного блока на участке № 4 месторождения Инкай.

Важнейшее значение, для обоснования схемы вскрытия опытного блока, прежде всего, выявить геотехнологические свойства и геотехнологические условия месторождений.

Для решения поставленных задач рекомендована следующая последовательность работ:

- выбор опытных блоков
- обоснование схемы вскрытия опытного блока
- проектируемые геотехнологические параметры
- расчеты основных геотехнологических параметров
- определить оптимальный радиус для гексагональной, квадратной и прямоугольной ячейки
- определить время закисления блока для гексагональной, квадратной и прямоугольной сети
- определить время выщелачивания блока для гексагональной, квадратной и прямоугольной сети
- определить расход кислоты на 1 кг добываемого урана

4.1 Опытные работы ПСВ на урановом месторождении Инкай

Мной было выбрано участок № 4 месторождения Инкай. Работа проводилась в одном опытно-эксплуатационном блоке № 72 с целью апробации различных схем вскрытия и режимов отработки и выбора оптимального варианта при дальнейшей эксплуатации участка.

Участок № 4 месторождения Инкай (Южная и Западная часть) является типичным представителем пластово-инфильтрационных месторождений урана с оруденением, приуроченным к проницаемым водоносным горизонтам, в которых развивается окислительная рудоконтролирующая эпигенетическая зональность.

Основными особенностями подобных месторождений и участков, определяющими методику разведки, являются:

- субгоризонтальное и субсогласное с напластованием пород положение урановорудных залежей в пределах продуктивных горизонтов;
- крупные размеры и лентообразная форма рудных залежей в плане с выдержанным на значительное расстояние простиранием;
- изменчивость мощности рудных тел и роллообразная форма залежей в разрезах;
- изменчивость содержания урана как по простиранию, так и падению;
- залегание руд в сложных горно-геологических условиях (напорные воды);
- контроль оруденения выклиниванием зоны пластового окисления;
- безальтернативный способ отработки - подземное выщелачивание.

4.2 Проектируемые геотехнологические параметры

Главным критерием оптимальности при проектировании сети технологических скважин для блоков является прибыль, получаемая от реализации добытого металла. Принимая во внимание, что цена на металл, величина не зависящая от сети скважин и ее параметров, и запасы металла в любом блоке являются величинами постоянными, то прибыль достигает максимума при минимальных затратах по руднику [28].

Поэтому в качестве критерия оптимальности для решения поставленной задачи принимаются затраты на сооружение сети скважин и отработку конкретного ЭУ.

Наиболее перспективными схемами расположения скважин принимаем [25]

$$X_j = \{x_{1,1}; x_{1,2}; \dots; x_{1,j}\},$$

где $x_{1,j}$ показаны на рисунке 4.

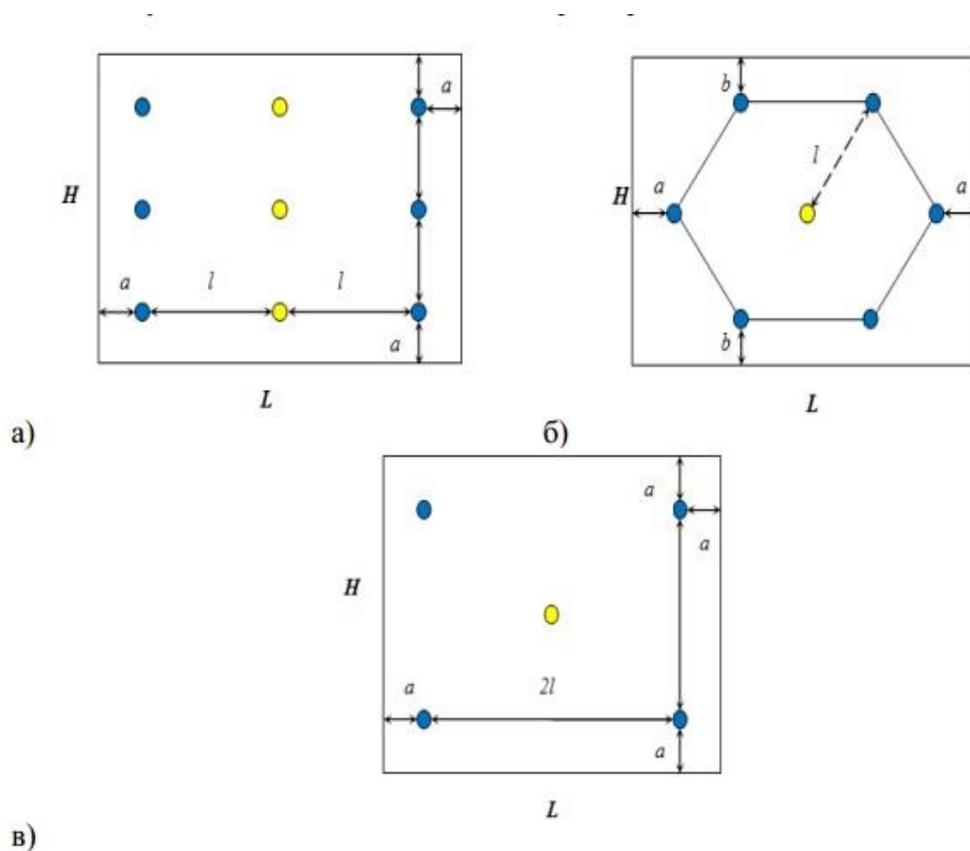


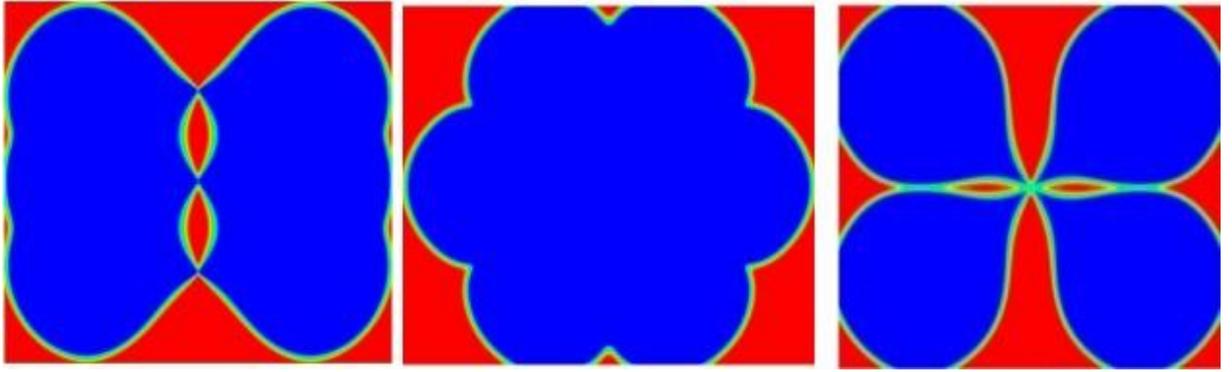
Рисунок 4 – Схемы расположения технологических скважин при проведении опытных работ и при отработке гидрогенных урановых месторождений методом ПСВ.

а – линейная ячейка; б – гексагональная ячейка; в – квадратная ячейка

Схема представляет собой совокупность скважин расположенных в определенном порядке, определение оптимального вида схемы также важно с точки зрения эффективности добычи минерала. Для определения оптимальной схемы рассматриваем опытный блок № 72 покрытых тремя различными видами схем: рядная, гексагональная, квадратная (рис.4.).

Были получены распределения минерала в твердой фазе (рис.5.), растворенного полезного компонента (рис.6.) и реагента (рис.7.) в пласте для указанных схем расположения. Показано, что во всех перечисленных расположений скважин образуются застойные зоны. Исследованы зависимость степени извлечения, и концентрации минералов на откачных от времени (рис.8.) для указанных расположении скважин. Полученные результаты показывают, что концентрация минерала на откачных скважинах при рядном и квадратном размещении скважин больше чем при гексагональном расположении. Это объясняется образованием не извлеченных зон около откачных скважин (рис.5.).

Сравнительный анализ степеней (рис.8.) извлечения показывает, что в случае рядного расположения степень извлечения превышает на одного процента степени извлечения для гексагонального случая. Однако при рядном расположении количество откачных скважин на два больше чем на гексагональном случае. Учитывая, в случае квадратного расположения схем степень извлечения на пять процентов ниже, чем двух остальных случаях, можно сделать вывод о том, что оптимальной схемой из этих трех является – гексагональная схема. Однако есть момент, который необходимо учитывать – расположение рудных тел.



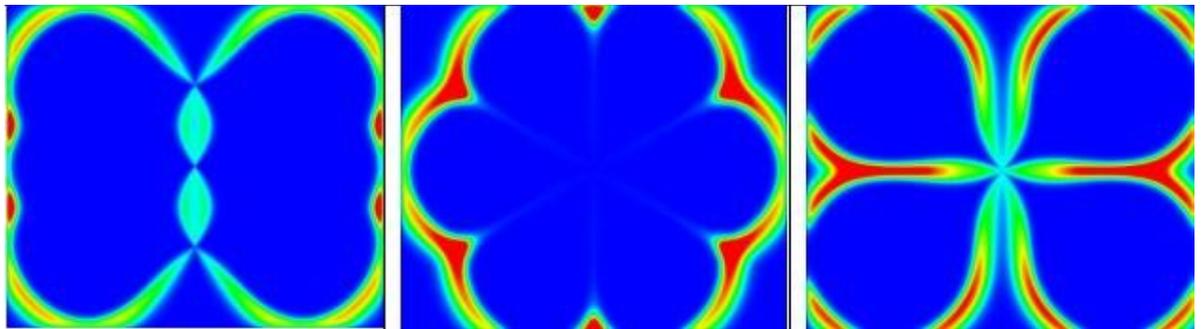
а)

б)

в)

Рисунок 5 – Распределение вещества (коффинит) в пласте

а) рядная, б) гексагональная, в) квадратная



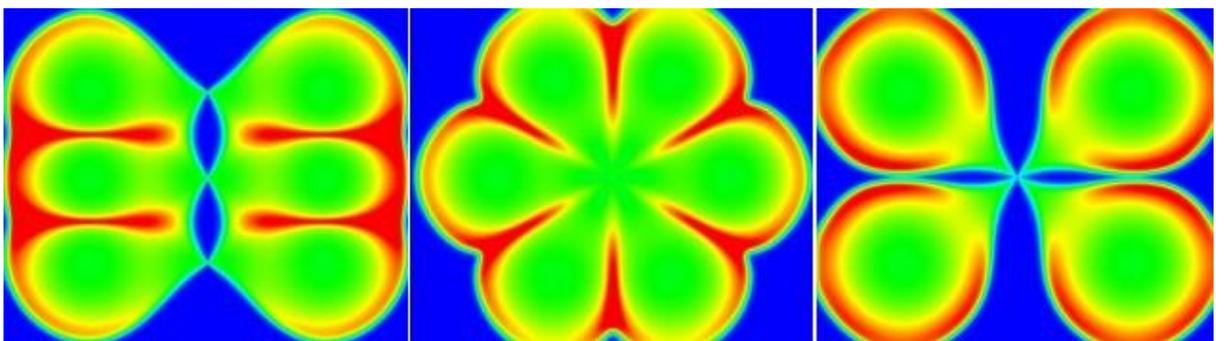
а)

б)

в)

Рисунок 6 – Распределение полезного компонента в пласте

а) рядная, б) гексагональная, в) квадратная



а)

б)

в)

Рисунок 7 – Распределение реагента в пласте

а) рядная, б) гексагональная, в) квадратная [13]

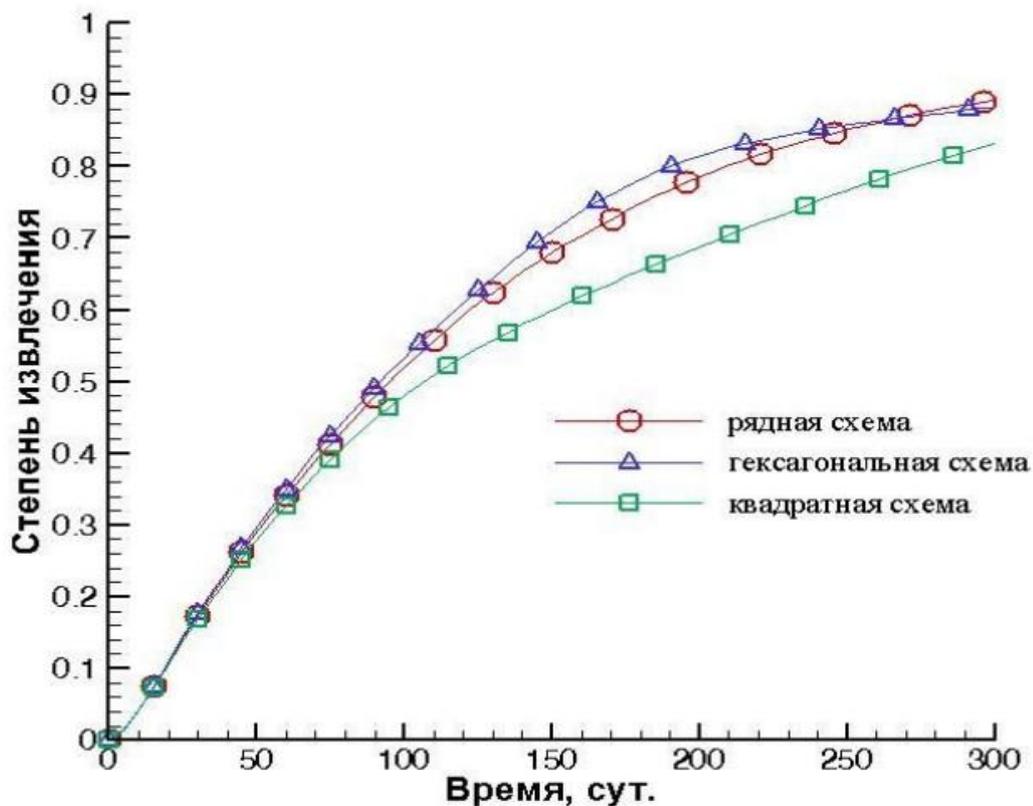


Рисунок 8 – Сравнение степеней извлечения

1) Расчет оптимального радиуса ячейки. В принципе все известные и применяемые при промышленной отработке схемы расположения скважин можно свести к двум типам: ячеистые – сотовые и линейные.

В любых схемах параметрами являются – R , радиус ячейки и ее площадь; для линейной дополнительно соотношение сторон b/a , которое, как правило, равно единицы, т. е. $b = a$ (рис.9 а, б)

В рядных схемах главными параметрами являются также размеры a и b [25].

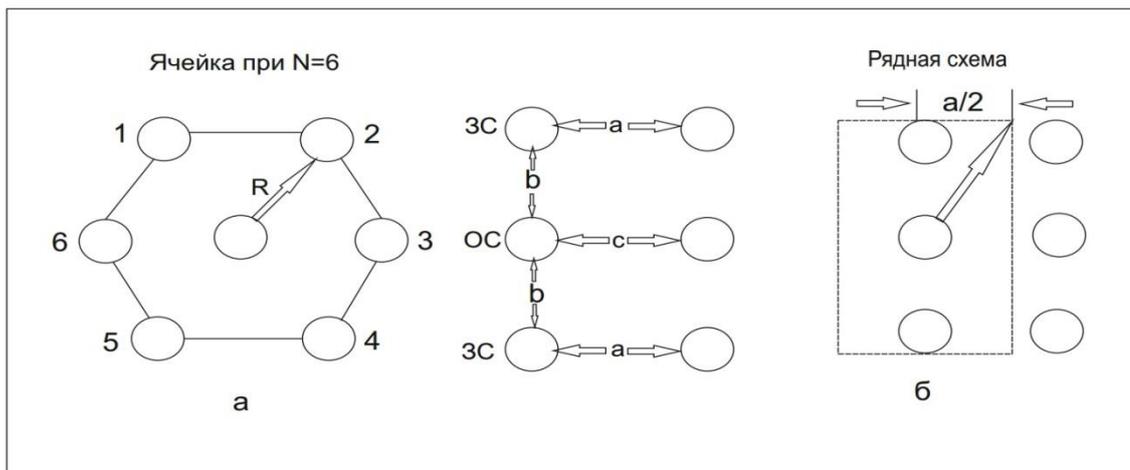


Рисунок 9 – Основные параметры ячеистой и линейной (рядной) схем расположения технологических скважин

Условные обозначения расчётных параметров и характеристик:

- R_o – оптимальный радиус ячейки, м;
- R_l – приближенный радиус ячейки, м
- f – отношение Ж:Т;
- a – расстояние между закачными скважинами
- b – расстояние между рядами
- c – расстояние между откачными скважинами
- ξ – отношение расстояния между рядами к расстоянию между откачными скважинами в ряду
- β – отношение скорости выщелачивания к средней скорости фильтрации раствора;
- $Q_{отк}$ – дебит откачной скважины, м³/час;
- $Q_{зак}$ – приемистость закачной скважины, м³/час;
- $T_э$ – время эксплуатации, лет;
- $T_{зак}$ – время закисления, дней;
- C_{cp} – среднее содержание урана в продуктивных растворах, мг/дм³;
- C_{max} – максимальное содержание урана в продуктивных растворах, мг/дм³;
- S_k – показатель скин-эффекта;
- C_1' – кинетический коэффициент, характеризующий время достижения максимума металла в ПР, лет;

- C_1 – параметр, определяющий кинетику процесса выщелачивания урана в ячейке, равный $0,368/C_1^4$;
- $C_{скв}$ – стоимость 1 пог. м технологической скважины, долл. США/м;
- C_3 – суточные эксплуатационные расходы по руднику, долл. США/сут).

Таблица 6 – Геотехнологическая характеристика опытного блока № 72

№№ п/п	Наименование параметра	Параметр	Един. измер.	Значение по блоку 72-24С ₁		
				Прод.гор. 1	Прод.гор. 2	
					(1)	(2)
1	2	3	4	5	6	7
1	Запасы урана	P	т	416	406	254
2	Площадь блока	S	тыс. м ²	76	35	27,5
3	Рудная мощность	m	м	4,95	7,75	4,64
4	Среднее содержание урана	c	%	0,065	0,088	0,117
5	Удельная продуктивность	m_U	кг/м ²	5,47	11,59	9,23
6	Продуктивность в метропроценте	mc	м ⁰ %	0,3218	0,6820	0,5429
7	Плотность пород рудного горизонта	ρ_n	т/м ³	1,70	1,70	1,70
8	Коэффициент фильтрации в рудной части горизонта	K_ϕ	м/сут	16,3	10,9	10,9
9	Коэффициент эффективной пористости	K_n		0,23	0,23	0,23
10	Глубина разработки пласта до нижнего водоупора	H	м	350	450	450
11	Эффективная мощность продуктивного горизонта	M_3	м	12	14	10
12	Горнорудная масса блока	$Q_{ГРМ}$	тыс. т	1550,4	833,0	467,5
13	Плотность растворов	ρ_{p-p}	т/м ³	1,01	1,01	1,01
14	Коэффициент извлечения	$K_{изв}(\varepsilon)$	%	85	85	85
15	Напор на закачных скважинах	S_n	м вод. ст.	45	70	70
16	Депрессия на откачных скв.	S_o	м вод. ст.	10	12	12
17	Радиус технологической скв.	R_c	м	0,059	0,059	0,059
18	Количество откачных скважин	$отк.$	скв.	17	13	7
19	Количество закачных скважин	$зак.$	скв.	51	24	22
20	Отношение кол-ва закачных скважин к откачным	n		3,0	1,8	2,9

Примечания: Численные значения параметров в графах 1÷11 приводятся в соответствии с «Отчетом о результатах разведки участка 4 уранового месторождения Инкай за период 2008-2009 г.г.» АО

«Волковгеология», 2010 г. и по материалам, предоставленным ТОО СП «Инкай», после получения результатов детальной разведки 2010 г. подлежат редакции

Расчет выполнен в соответствии с инструкцией «Расчет заложения сети расположения технологических скважин». Диапазон 20-80 м для ячейки практически охватывает все оптимальные решения для существующих условий рудников ПСВ урана для месторождений Казахстана.

Расчетные модели для вычисления оптимальных радиусов ячейки [27]:

Гексагональная схема:

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{S \times (n+1) \times H \times C_{CKK} \times K_{\phi} \times \beta \times (nS_H + S_o) \times \pi \times \ln(\ln \frac{R_1}{R_c})}{396 \times f \times \rho_n \times C_3}}, \text{ м} \quad (1)$$

где
$$\beta = \frac{4,23}{\left(\ln \frac{R_1}{R_c} + S_k\right) \times \ln \ln \frac{R_1}{R_c}} = \frac{4,23}{\left(\ln \frac{50}{0,059} + 2\right) \times \ln \ln \frac{50}{0,059}} \approx 0,254$$

Параметр β количественно зависит от степени кольматации прифилтровой зоны, так при изменении S_k от 0 до 2 параметр β изменяется от 0,33 до 0,25.

Условия: $S=360 \cdot 10^3 \text{ м}^2$; $H=450 \text{ м}$; $C_{CKB}=38 \text{ \$CША}$; $K_{\phi}=10,9 \text{ м/сут}$; $f=3$; $\beta=0,25$; $S_H=70 \text{ м}$; $S_o=12 \text{ м}$; $n=1,8$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $\rho_n=1,7 \text{ т/м}^3$; $C_3=4,1 \cdot 10^3$

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{360 \cdot 10^3 \times (1,8+1) \times 450 \times 38 \times 10,9 \times 0,25 \times (1,8 \cdot 70 + 12) \times \pi \times 1,9}{396 \times 3 \times 1,7 \times 4,1 \cdot 10^3}} = 47 \text{ м}$$

Определим оптимальный радиус линейной ячейки:

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{S \times (n+1) \times H \times C_{CKK} \times K_{\phi} \times \beta \times (nS_H + S_o) \times \pi \times (\xi^2 + 0,25)^2 \times \ln(\ln \frac{R_1}{R_c})}{160 \times f \times \rho_n \times \xi \times (\xi+1)^2 \times C_3}} \quad (2)$$

$$\text{где } \beta = \frac{11,04}{\alpha \times \left(\ln \frac{R_1}{R_c} + S_k \right) \times \ln \ln \frac{R_1}{R_c}} = \frac{11,04}{1,34 \times \left(\ln \frac{50}{0,059} + 2 \right) \times \ln \ln \frac{50}{0,059}} \approx 0,5 \quad (3)$$

отсюда, нужно найти:

ξ – отношение расстояния между рядами к расстоянию между откачными скважинами в ряду

$$\xi = \frac{b}{c}, \quad (4)$$

b – расстояние между откачным и закачным рядом, м;

c – расстояние между откачными скважинами в ряду, м;

a – расстояние между ЗС в ряду, м;

$$\xi = 42/21 = 2$$

$$b = \frac{R_o \times \xi}{\sqrt{\xi^2 + 0,25}} \quad (5); \quad c = \frac{R_o}{\sqrt{\xi^2 + 0,25}} \quad (6); \quad a = \frac{c}{\eta} \quad (7)$$

$$b = \frac{42 * 1,5}{\sqrt{1,5^2 + 0,25}} = 42 \text{ м}; \quad c = \frac{42}{\sqrt{1,5^2 + 0,25}} = 21 \text{ м}; \quad a = \frac{30}{1,8} = 16 \text{ м}.$$

Условия: $S=360*10^3 \text{ м}^2$; $H=350 \text{ м}$; $C_{\text{СКВ}}=38 \text{ \$США}$; $K_{\phi}=16,3 \text{ м/сут}$; $f=3$;
 $\beta=0,5$; $S_H=70 \text{ м}$; $S_0=10 \text{ м}$; $n=3,0$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $\rho_{\Pi}=1,7 \text{ т/м}^3$; $C_3=4,1*10^3$; $\xi=2$.

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{360 * 10^3 \times (3 + 1) \times 350 \times 38 \times 16,3 \times 0,5 \times (3 * 70 + 10) \times \pi \times (2^2 + 0,25)^2 \times 1,9}{160 \times 3 \times 1,7 \times 1,8 \times (2 + 1)^2 \times 4,1 * 10^3}} =$$

=45 м;

Определим оптимальный радиус квадратной ячейки:

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{S \times (n + 1) \times H \times C_{\text{СКВ}} \times K_{\phi} \times \beta \times (nS_H + S_0) \times \pi \times (\xi^2 + 0,25)^2 \times \ln(\ln \frac{R_1}{R_c})}{331 \times f \times \rho_{\Pi} \times \xi \times (\xi + 1)^2 \times C_3}} \quad (8)$$

Условия: $S=360*10^3 \text{ м}^2$; $H=350 \text{ м}$; $C_{\text{СКВ}}=38 \text{ \$США}$; $K_{\phi}=12,2 \text{ м/сут}$; $f=3$;
 $\beta=0,5$; $S_H=70 \text{ м}$; $S_0=12 \text{ м}$; $n=2$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $\rho_{\Pi}=1,7 \text{ т/м}^3$; $C_3=4,1*10^3$;

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{360 \cdot 10^3 \times (1,5 + 1) \times 350 \times 38 \times 12,2 \times 0,5 \times (2 \cdot 70 + 12) \times \pi \times 1,9}{0,331 \times 3 \times 1,7 \times 4,1 \cdot 10^3}} = 62 \text{ м}$$

Сторона квадрата:

$$a = \frac{2R_o}{\sqrt{2}} = 1,42 R_o, \text{ м} \quad (9)$$

$$a = 1,42 \cdot 62 = 88 \text{ м.}$$

Геотехнологические показатели по опытному полигону, представленные в проекте, рассчитаны с применением методики, изложенной в инструкции по геотехнологии добычи урана НАК «Казатомпром» [24], по статистическим формулам, приведенным в «Геотехнологии металлов» [26].

2) Выбор оптимального значения Ж:Т. Выбор оптимального значения Ж:Т – одна из задач опытных работ для последующей промышленной отработки участка 4 месторождения Инкай.

Основным элементом КТК являются математические модели, описывающие процессы, протекающие при добыче урана методом подземного скважного выщелачивания (ПСВ).

Оценка возможных вариаций значений параметра Ж:Т (f) для проектируемого опытно-промышленного участка (в зависимости от изменения коэффициента фильтрации прифильтровой зоны) проведена по формулам:

$$f = \frac{M_{жс}}{M_m} = \frac{\pi \times \rho_{p-p}}{\alpha \times \rho_n \times \beta} \quad (10)$$

где $\alpha = 2,6$, $\beta = 0,25 \text{ ф.}(3)$; $\rho_{p-p} = 1,01 \text{ т/м}^3$; $\rho_n = 1,70 \text{ т/м}^3$;

Определим отношение Ж:Т:

$$f = \frac{M_{жс}}{M_m} = \frac{3,14 \times 1,01}{2,6 \times 1,70 \times 0,25} = 2,8$$

3) Производительность откачной скважины. При изменении S_k от 0 до 2,5 (при этом коэффициент фильтрации прифильтровой зоны, радиусом 0,25 м, в 2 раза меньше K_ϕ рудовмещающего пласта) Ж:Т изменяется от 2,2 до 3,0.

Определим производительность откачной скважины:

$$Q_o = \frac{1,157 \times n \times 2\pi \times K_\phi \times M_s \times (S_n + S_o)}{10^2 \times (\ln \frac{R_0}{R_c} + S_k)}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (11)$$

Условия: $K_\phi=10$ м/сут; $S_n=70$ м; $S_o=10$ м; $n=2,0$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $R_0=45$ м; $M_s=12$ м; $S_k=1,8$;

$$Q_o = \frac{1,157 \times 2 \times 2\pi \times 10 \times 12 \times (70 + 10)}{10^2 \times (1,9 + 1,8)} = 56 \text{ м}^3/\text{сут}$$

4) Приемистость закачной скважины. Теперь определим приемистость закачной скважины, то есть покажем возможность закачки рабочего реагента в пласт, определяется объемом смеси, закачиваемой в пласт в единицу времени.

$$Q_o = \frac{1,157 \times n \times 2\pi \times K_\phi \times M_s \times S_n}{10^2 \times (\ln \frac{R_0}{R_c} + S_k)}, \text{ м}^3/\text{сут}. \quad (12)$$

Условия: $K_\phi=16,3$ м/сут; $S_n=70$ м; $S_o=10$ м; $n=2,4$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $R_0=45$ м; $M_s=12$ м; $S_k=34$.

$$Q_o = \frac{1,157 \times 2,4 \times 2\pi \times 16,3 \times 12 \times 70}{10^2 \times (1,9 + 34)} = 66,5 \text{ м}^3/\text{сут}$$

И так, некачественные глинистые растворы, отсутствие технических мероприятий по повышению приемистости закачных и увеличению производительности откачных скважин может привести к кольматации

рудовмещающего интервала продуктивного горизонта частицами разрушенных горных пород, переносимых промывочной жидкостью и, как следствие, к низкой производительности эксплуатационных скважин.

5) Средняя действительность скорости фильтрации плоскорадиального потока по любой линии тока. Следует понимать, что скорость фильтрации является некоторой фиктивной величиной, так как движение раствора происходит по сообщающимся порам. В этой связи действительная скорость потока будет:

$$\bar{V}_d = \frac{1,157 \times K_\phi \times (n \times S_H + S_o) \times \ln(\ln \frac{R}{R_c})}{10^2 \times R \times K_n} = \text{м/сут} \quad (13)$$

Условия: $K_\phi=16,3$ м/сут; $S_H=70$ м; $S_o=10$ м; $n=2,4$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $R_0=45$ м; $K_n=0,23$.

$$\bar{V}_d = \frac{1,157 \times 16,3 \times (0,4 \times 70 + 10) \times 1,9}{10^2 \times 45 \times 0,23} = 1,3 \text{ м/сут}$$

Например, при эффективной пористости $K_n=0,23$, имеем:

$$\bar{V}_d = 5\bar{V}_\phi \quad (14)$$

Из этого следует, что действительная скорость в 5 раз больше средней скорости фильтрации.

4.3 Метод построения и реализации оптимизационных моделей

Из опыта и теории известно, что для наиболее распространенных схем расположения технологических скважин соотношение закачных скважин и откачных скважин в ячейке равно в среднем [25]:

- для гексагональной $n = 2.6$
- квадратной $n = 2.0$
- прямоугольной при соосном или шахматном расположении закачных (ЗС) и откачных (ОС): $n = 1.6...1.7$.

Следовательно, общее число ЗС и ОС в любом блоке составит для любой ячейки:

$$N = \frac{S_{\text{бл}}}{S_{\text{я}}} (n + 1) \quad (15)$$

Отсюда затраты на горно-подготовительные работы для любой сети составляют:

$$J_1 (\mu_j, R) = \frac{S_{\text{бл}} (n+1)}{S_{\text{я}}} C_{\text{скв}} * H, \quad (16)$$

где $C_{\text{скв}}$ – стоимость 1 м готовой скважина с учетом оснастки, \$м; H – глубина скважины, м; $S_{\text{я}}$ – площадь одной ячейки:

- для гексагональной – $S_{\text{я}} = 2,6 * R^2, \text{ м}^2$; (17)

$$S_{\text{я}} = 2,6 * 47^2 = 5743 \text{ м}^2$$

- для прямоугольной ячейки – $S_{\text{я}} = 1,6 * R^2 \text{ м}^2$; (18)

$$S_{\text{я}} = 1,6 * 45^2 = 3240 \text{ м}^2$$

- для квадратной ячейки – $S_{\text{я}} = 2,0 * R^2, \text{ м}^2$; (19)

$$S_{\text{я}} = 2,0 * 88^2, = 15488 \text{ м}^2$$

Запишем эксплуатационные затраты за весь период отработки блока в виде:

$$J_2 = J_2(R), \$ \quad (19)$$

$$J_2(R) = T_3 * C_3, \$, \quad (20)$$

где C_3 – суточные эксплуатационные затраты по блоку, которые складываются из затрат на электроэнергию, реагенты, различные материалы, заработную плату и т.д., \$/сут; T_3 – время отработки запасов металла в блоке до проектного коэффициента, сут.

Затраты на горно-подготовительные работы и эксплуатационные затраты за весь период отработки блока будут указаны в части «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение».

Нужно определить T_3 в виде:

- при гексагональной схеме вскрытия:

$$T_3^1 = \frac{160 \times R_o^2 \times p_n \times f}{\beta \times \bar{K}_\phi \times (nS_n + S_0) \times \ln(\ln \frac{R_0}{R_c})} \quad (21)$$

Условия: $K_\phi=10,9$ м/сут; $f=3$; $\beta= 0,25$; $S_n= 70$ м; $S_0=12$ м; $n=3$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $\rho_n= 1,7$ т/м³; $R_o = 47$ м;

$$T_3^1 = \frac{160 \times 47^2 \times 1,7 \times 3}{0,25 \times 10,9 \times (3 * 70 + 10) \times 1,9} = 1506 \text{ сут}$$

- Определим время выщелачивания блока для рядной схемы вскрытия:

$$T_3 = \frac{144 \times R_o^2 \times p_n \times f}{\beta \times \bar{K}_\phi \times (nS_n + S_0) \times \ln(\ln \frac{R_0}{R_c})} \quad (22)$$

Условия: $K_{\phi}=16,3$ м/сут; $f=3$; $\beta=0,5$; $S_H=70$ м; $S_0=10$ м; $n=1,8$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $\rho_{п}=1,7$ т/м³; $R_0=45$ м;

$$T_3 = \frac{144 \times 45^2 \times 1,7 \times 3}{0,5 \times 16,3 \times (1,8 \times 70 + 10) \times 1,9} = 1297 \text{ сут}$$

- Определим время выщелачивания блока для квадратной схемы вскрытия:

$$T_3 = \frac{144 \times R_0^2 \times p_n \times f}{\beta \times \bar{K}_{\phi} \times (nS_H + S_0) \times \ln(\ln \frac{R_0}{R_c})} \quad (23)$$

Условия: $K_{\phi}=12,2$ м/сут; $f=3$; $\beta=0,5$; $S_H=70$ м; $S_0=12$ м; $n=2$; $\ln(\ln \frac{R_1}{R_c})=1,9$; $\rho_{п}=1,7$ т/м³; $R_0=88$ м;

$$T_3 = \frac{144 \times 88^2 \times 1,7 \times 3}{0,5 \times 12,2 \times (2 \times 70 + 12) \times 1,9} = 3229 \text{ сут.}$$

С помощью уравнения (24) имитируем процесс закисления гексагонального, рядного и квадратного геотехнологического поля в зависимости от изменения различных природных и технологических условий [25].

- Определим времени закисления блока для гексагональной сети:

$$T_3 = \frac{160 \cdot R_0^2 \cdot \bar{K}_n}{\bar{K}_{\phi} \cdot n \cdot S_H \cdot \ln\left(\ln \frac{R_0}{R_c}\right)}, \text{сут.} \quad (24)$$

Условия: $K_{\phi}=10,9$ м/сут; $S_H=70$ м; $n=3$; $\ln(\ln \frac{R_0}{R_c})=1,8$; $R_0=47$ м; $K_{п}=0,23$.

$$T_3 = \frac{160 \cdot 47^2 \cdot 0,23}{10,9 \cdot 3 \cdot 70 \cdot 1,8} = 19,7 \text{ сут}$$

Определим время закисления блока для рядной схемы вскрытия при $b=2a$, где b расстояние между рядами ОС и ЗС, a = расстояние между ОС в ряду

$$T_3 = \frac{144 \cdot R_o^2 \cdot \bar{K}_n}{\bar{K}_\phi \cdot n \cdot S_H \cdot \ln\left(\ln \frac{R_o}{R_c}\right)}, \text{сут} \quad (25)$$

$$R_o = \sqrt{a^2/4 + b^2} = \sqrt{60^2 + 40^2/4} = 63,2 \text{ м};$$

Условия: $K_\phi=16,3$ м/сут; $S_H= 70$ м; $n=1,8$; $\ln(\ln \frac{R_o}{R_c})= 1,8$; $R_o = 63,2$ м; $K_n=0,23$.

$$T_3 = \frac{144 \cdot 63,2^2 \cdot 0,23}{16,3 \cdot 1,8 \cdot 70 \cdot 1,8} = 36,8 \text{ сут}$$

- Определим время закисления блока для квадратной сети:

$$T_3 = \frac{174 \cdot R_o^2 \cdot \bar{K}_n}{\bar{K}_\phi \cdot n \cdot S_H \cdot \ln\left(\ln \frac{R_o}{R_c}\right)}, \text{сут.} \quad (26)$$

Условия: $K_\phi=12,2$ м/сут; $S_H= 70$ м; $n=2$; $\ln(\ln \frac{R_o}{R_c})= 1,9$; $R_o = 88$ м; $K_n=0,23$.

$$T_3 = \frac{174 \cdot 88^2 \cdot 0,23}{12,2 \cdot 2 \cdot 70 \cdot 1,9} = 95,5 \text{ сут}$$

Анализ полученных результатов по лабораторному фильтрационному выщелачиванию проб позволяет сделать следующие выводы:

- Руды мынкудукского горизонта благоприятны для сернокислотного выщелачивания.
- Извлечение урана 84,7% при расходе кислоты – 24,4 кг/т ГРМ, 47,4 кг/кгU.

Для расчета расхода кислоты в зависимости от эффективной мощности пласта (M_3) и средней продуктивности в ячейке (m/M_3) на 1 кг добываемого урана используем следующее соотношение:

$$K = 172e^{-1,1 \frac{\bar{m}}{M_3}}, \text{ кг/кг} \quad (27)$$

Условия: $\bar{m} = 11,59 \text{ кг/м}^2$; $M_3 = 10\text{м}$.

Решение:

$$K = 172e^{-1,1 \frac{11,59}{10}} = 172e^{-1,275} = 48 \text{ кг/кг}.$$

Теперь нужно определить среднее содержание урана в ПР по блоку:

$$C_{cp} = \frac{P \times \varepsilon \times 1000}{Q_{ГРМ} \times f}, \text{ мг/дм}^3 \quad (28)$$

Условия: $P=406 \text{ т}$; $Q_{ГРМ} = 833 \text{ тыс. т}$; $f=3$; $\varepsilon = 85\%$.

$$C_{cp} = \frac{4,06 \times 85 \times 1000}{833 \times 3} = 138 \text{ мг/дм}^3$$

И так, делая расчет, приводим итог: оптимальной схемой вскрытия для блока № 72 является – рядная сеть. При вскрытии запасов в краевых частях опытных блоков, в случае изменения границ рудных тел (выклинивания или продолжения), следует изменять принятую схему вскрытия, с целесообразным переносом заложения устьев скважин на руду. По расчетам можно определить, что квадратная сеть не является оптимальной по всем показателям.

Расчет выполнен по методике учебной пособий В.Г. Язикова [25], а также НАК «Казатомпром» [26] для радиуса ячейки 38, 40, 43 и 45 метров до извлечения урана 85% . Время отработки увеличивается от 2,5 лет (ячейка 38 м) до 4 лет и более (ячейка 45 м), при дебитах скважин $8 \div 10 \text{ м}^3/\text{час}$, достигнутых на эксплуатируемом блоке месторождения Инкай. По

экономическим показателям (стоимость бурения и сооружения технологических скважин и суточные эксплуатационные расходы на переработку) оптимальный радиус ячейки – 40÷43 метра. Значения исходных характеристик опытного блока приводятся в таблице 7.

Таблица 7 – Расчет основных геотехнологических показателей опытного блока №72

№	Основные показатели по блоку	Рядная схема	Гексагональная схема	Квадратная схема
	Оптимальный радиус ячейки	47м	45м	88м
	Количество скважин (n)	1.8	3	2
	Время закисления блока	36,8 сут	19,7 сут	95.5 сут
	Время выщелачивания блока	1506 сут	1256 сут	3229 сут
	Время отработки блока			
	Среднее содержание U в ПР	138 мг/дм ³		
	Удельный расход кислоты на 1 кг урана	48 кг/кг		
	Степень извлечения	85%	84,4%	80%

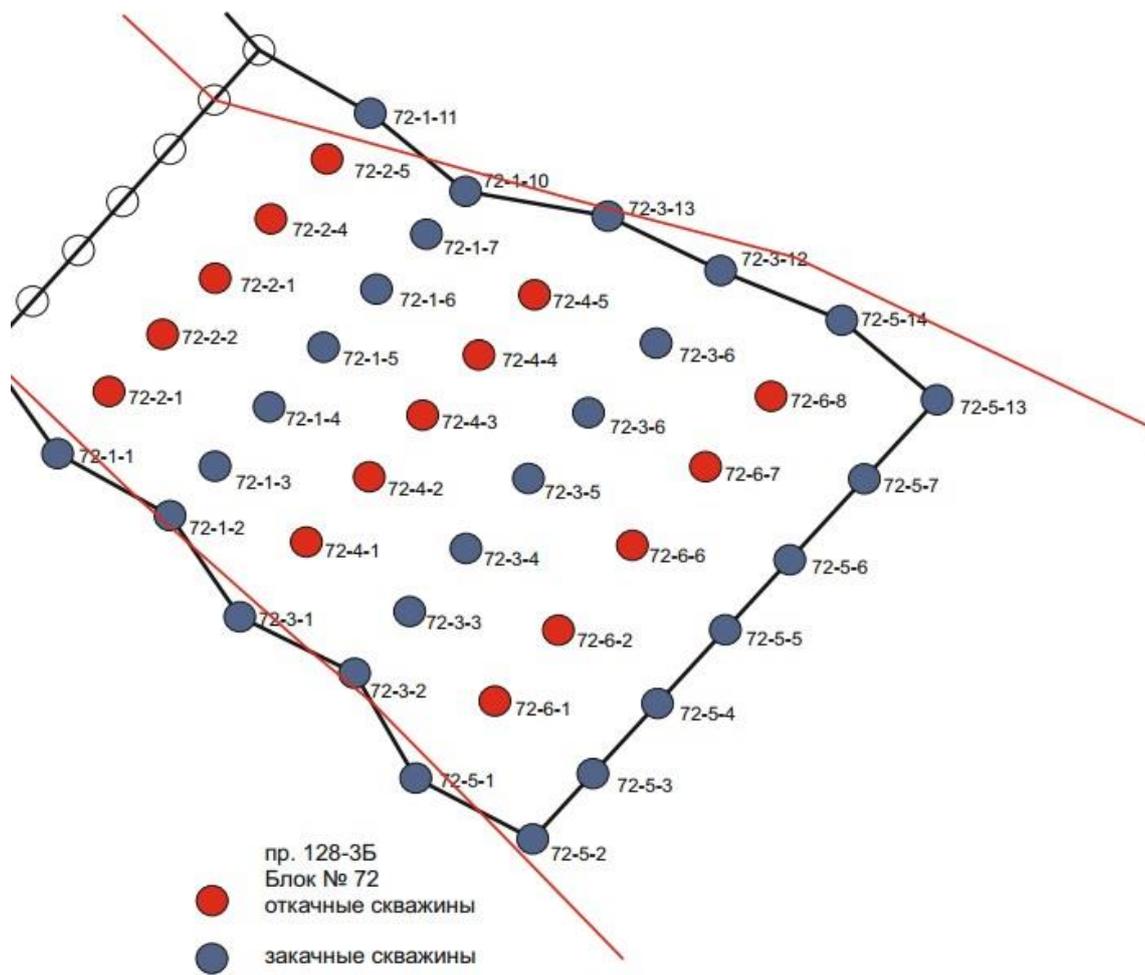


Рисунок 10 – Проектная схема вскрытия технологического блока

5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

Важной задачей управления разработкой месторождений урана способом подземного выщелачивания является снижение себестоимости добычи. Примерная структура затрат при добыче урана способом подземного выщелачивания на современном геотехнологическом предприятии приведена в таблице 8.

Таблица 8 – Примерная структура затрат при добыче урана способом подземного выщелачивания

№	Статьи затрат	Доля, %
1	Амортизационные отчисления	9-20
2	Погашение горно-подготовительных работ	17-23
3	Материалы (в основном реагенты)	25-45
4	Энергозатраты	8-15
5	Зарплата	4-6
6	Общие затраты по предприятию	12-20

5.1 Амортизационные отчисления

Капитальные затраты, вложенные в строительство и оснащение предприятия, входят в состав себестоимости в виде амортизационных отчислений. Величина капитальных вложений определяется планируемой производительностью предприятия по продуктивным растворам и его экономико-географическим положением

Таблица 9 – Амортизация оборудования и транспортных средств

Наименование и назначение оборудования	Стоимость однотипного оборудования, тыс. тенге	Амортизация отчисления	
		% от стоимости	тыс. тенге
Отстойники ПР и ВР	300 000	15,1	45 850
Насосы	59 000	50	30 000
Сорбционные колонны	100 000	14,3	14 300
Буферные колонны	15 000	14,3	2 145
Колонны регенерационные	15 000	14,3	2 145
Колонны расхода осаждения	20 000	14,3	2 860
Оборудование для приготовления реагентов	30 000	6	1 800
Насосы на фабрике	10 000	50	5 000
Краны подъемные	8 000	9	720
Прочее подъемное транспортное оборудование	1 000	24	240
Технологические трубопроводы	50 000	6	3 000
Фильтрпрессы	5 000	15	750
Прочее оборудование	30 000	15	4 500
Итого	614 000 000		103 210 000
	5 104 348 \$		694 591 \$

Эксплуатация оборудования из расчета 0,5% от стоимости всего оборудования:

$$694\ 000 \cdot 0,005 = 3\ 470\ 000 \text{ тенге.}$$

Текущий ремонт оборудования из расчета 3,5% от стоимости всего оборудования:

$$694\ 000 \cdot 0,035 = 2\ 290\ 000 \text{ тенге.}$$

Износ малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря и оборудования из расчета 10 000 тенге в год на одного рабочего:

$$250 \cdot 10\ 000 = 2\ 500\ 000 \text{ тенге.}$$

Общие затраты по трем показателем в долларах (принимая курс доллара на 01.05.2016г. равным 330,14 тг.) 22,944\$

Таблица 10 – Капитальные затраты на промплощадке рудника

Статья затрат	СМР	Оборудование	Всего
Подготовка территории строительства	10 000	-	10 000
Основные объекты строительства	25 200 000	8 400 000	33 600 000
Объекты подсобного и обслуживающего назначения	7 430 500	1 350 200	8 780 700
Объекты энергетического хозяйства	1 200 600	600 850	1 801 450
Объекты транспортного хозяйства и связи	2 450 700	850 400	3 301 100
Наружные сети и сооружения водоснабжения, канализации, теплоснабжения и газоснабжения	1 100 300	580 600	1 680 900
Благоустройство и озеленение территории	200 000		200 000
Временные здания и сооружения	350 500		350 500
Прочие работы и затраты	500 000		500 000
Содержание дирекции строящегося предприятия	1 600 000		1 600 000
Проектные, изыскательские работы, авторский надзор	850 000		850 000
Непредвиденные затраты 3%	42 119 378	12 135 512	54 254 890
Итого	83 011 978	23 917 562	106 929 540
НДС (15 %)			16 039 431
Итого сводный сметный расчет			122 968 971
			891 079 \$

Расчет стоимости горно-подготовительных работ осуществлен исходя из стоимости скважин включающей стоимость бурения и обвязки и установленных в НАК «Казатомпром» норм на закисление.

Прочие и непредвиденные расходы рассчитываются в размере 10% от затрат на материалы и 10% от фонда оплаты труда.

Себестоимость получения продукции на промплощадке определена для объема производства 1000 тыс. кг U/год. Данные приведены в сводной таблице

2.5, расчета себестоимости добычи U по циклам технологического процесса на промплощадке рудника.

5.2 Стоимость горно-подготовительных работ

Стоимость горно-подготовительных работ складывается из затрат на бурение, оснащение и обвязку технологических скважин. Также в горно-подготовительные работы могут включаться затраты реагентов на стадии закисления технологических блоков. Затраты на горно-подготовительные работы:

$$J_1(\mu_j, R) = \frac{S_{\text{бл}}(n+1)}{S_{\text{я}}} C_{\text{СКВ}} * H, \quad (29)$$

где $C_{\text{СКВ}}$ – стоимость 1 м готовой скважина с учетом оснастки, \$м; H – глубина скважины, м; $S_{\text{я}}$ – площадь одной ячейки:

- для гексагональной – $S_{\text{я}} = 2,6 * R^2, \text{ м}^2$;
- $S_{\text{я}} = 2,6 * 47^2 = 5743 \text{ м}^2$
- для прямоугольной ячейки – $S_{\text{я}} = 1,6 * R^2 \text{ м}^2$;
- $S_{\text{я}} = 1,6 * 45^2 = 3240 \text{ м}^2$

Решение:

$$\text{для гексагональной сети: } J_1(\mu_j, R) = \frac{36000 * (3+1)}{5743} 38 * 450 = 428,765\$$$

$$\text{для прямоугольной сети: } J_1(\mu_j, R) = \frac{36000 * (1,8+1)}{3240} 38 * 450 = 532,000\$$$

5.3 Основные технико-экономические показатели на отработку опытного блока № 72

Эксплуатационные расходы включают в себя затраты реагентов на выщелачивание (см. таб.12.), электроэнергии (см.та.13) на подъем и транспортировку растворов, реагентов электроэнергии на переработку продуктивных растворов, а также прочие условно постоянные затраты.

Затраты на закисление технологического блока определяются кислотоемкостью породы и количеством горнорудной массы в блоке:

$$Z_{\text{зак}} = R_{\text{зак}} \rho MS_{\text{ц}} \quad (30)$$

где $R_{\text{зак}}$ – масса кислоты, затраченная на закисление одной тонны горнорудной массы, (кг/т); S – площадь блока, м²; M – эффективная мощность блока, м; ρ – объемная масса руды, т/м³; $C_{\text{к}}$ – стоимость одного килограмма кислоты.

Решение:

$$Z_{\text{зак}} = 47 * 360 * 10^3 * 12 * 125 = 7050\$$$

Затраты реагентов на выщелачивание можно определить исходя из массы добытого урана mU :

$$Z_{\text{выщ}} = mU(P_{\text{к}}C_{\text{к}} + P_{\text{о}}C_{\text{о}}), \quad (31)$$

где $P_{\text{к}}$ ($P_{\text{о}}$) - удельный расход кислоты (окислителя) на извлечение единицы массы урана (кг/кг); $C_{\text{о}}$ – стоимость одного килограмма окислителя.

Решение:

$$Z_{\text{выщ}} = 11,59(47 * 350) = 5295\$$$

Затраты на переработку продуктивных растворов и получение концентрата урана полагаются пропорциональными массе урана:

$$Z_{\text{пер}} = mU * C_{\text{пер}}, \quad (32)$$

где $C_{\text{пер}}$ – стоимость переработки одного килограмма урана.

$$Z_{\text{пер}} = 11,59 * 360 = 4172\$$$

Затраты на подъем и транспортировку растворов можно принять пропорциональными объему рабочих растворов:

$$Z_{\text{раст}} = WP_{\text{эл}} * C_{\text{эл}}, \quad (33)$$

где $P_{\text{эл}}$ –расход электроэнергии на подъем и транспортировку одного м³ технологического раствора, м³/кВт·ч; $C_{\text{эл}}$ – стоимость одного кВт·ч электроэнергии.

$$Z_{\text{раст}} = 24 * 7 * 22 = 15501 \text{ тенге}$$

Прочие условно постоянные затраты можно принять пропорциональными времени отработки эксплуатационных блоков:

$$Z_{\text{проч}} = C_{\text{проч}} \cdot t \quad (34)$$

где $C_{\text{проч}}$ – стоимость прочих условно постоянных затрат за единицу времени (месяц, год); t – время отработки блока.

$$Z_{\text{проч}} = 500000 * 3,5 = 1,750,000 \text{тг}$$

Теперь нужно определить среднее содержание урана в ПР по блоку:

$$C_{\text{ср}} = \frac{P \times \varepsilon \times 1000}{Q_{\text{ГРМ}} \times f}, \text{ мг/дм}^3 \quad (35)$$

Условия: $P=406$ т; $Q_{\text{ГРМ}} = 833$ тыс. т; $f=3$; $\varepsilon = 85\%$.

$$C_{\text{ср}} = \frac{4,06 \times 85 \times 1000}{833 \times 3} = 138 \text{ мг/дм}^3$$

Таблица 11 – Расход химреагентов и материалов

Потребление	Цена, тенге/ед. изм	Удельные затраты на 1 кг U	Расход материалов в тоннах на 1000 т	Удельная стоимость материалов на 1000 т, тыс. тенге
Серная кислота, т				
на добычу	4,38	95,0	95 000	324 950
в т.ч. на выщелачивание	4,38	95,0	95 000	301 500
на переработку	4,38	3,0	3 000	6 700
Аммиачная селитра	25	4,0	4 000	69 390
Каустическая сода	58,1	1,0	1 000	47 800
Ионообменные смолы	1097,54	0,05	50	50 276
Сетка из нержавеющей стали 12x18H10T 0,6x0,25	5874,2	0,001	1	4 174
Фильтр полотно	913,3	0,0025	2,5	2 065
Итого				701 115 000
				2 978 989 \$

Таблица 12 – Расход электроэнергии, воды и пара

Наименование	Потребность в год ед. изм.	Цена, тенге	Удельная стоимость, тыс. тенге
Электроэнергия, кВт	3 944 520	3,93	15 501,9
в т.ч. на добычу	1 650 000	3,93	6 484,5
в т.ч. на переработку	1 550 000	3,93	6 091,5
в т.ч. на АБК	744 520	3,93	2 925,9
Вода (свежая), м ³	31 576	405,4	12 800
Пар, Гкал	1 410	7,02	9 898,2
Итого			38 200 000
			276 811 \$

Себестоимость добычи урана уменьшается с ростом продуктивности пласта p , отношения метропроцента к эффективной мощности продуктивного горизонта (mc/M), средней производительности блока по урану (B_U^{cp}), средней концентрации урана в продуктивных растворах (C_U^{cp}), площади блока,

приходящейся на одну технологическую скважину (S/n_c). Возрастание глубины скважин (H), удельных расходов кислоты (P_k) и окислителя (P_o), массы кислоты, затраченной на закисление одной тонны горнорудной массы ($R_{зак}$), приводит к повышению себестоимости.

На значения многих из этих показателей влияют как природные факторы, так и технологические решения, принимаемые на стадии проектирования и в ходе отработки блоков (расположение и режимы работы технологических скважин, концентрации кислоты и окислителя на разных стадиях отработки и др.).

Выбор оптимальных технологических решений зависит не только от геотехнологических параметров блоков, но и от существующих на данный момент стоимостей сооружения одного метра скважины, кислоты, окислителя, электроэнергии и тд.

Увеличение площади элементарной ячейки приводит к снижению капитальных затрат, вследствие возрастания площади блока, приходящейся на одну технологическую скважину. Вместе с тем, увеличиваются эксплуатационные затраты из-за роста времени отработки блока, также происходит повышение удельных расходов реагентов, поскольку возрастает время контакта технологических растворов с породой. В результате у функции, выражающей зависимость себестоимости добычи урана от площади элементарной ячейки, возникает минимум, схематически показанный на рисунке 11. Положение минимума, соответствующее оптимальной площади элементарной ячейки, зависит как от геотехнологических условий обрабатываемой залежи, так и от стоимостей сооружения одного метра скважины, одного килограмма кислоты и окислителя.

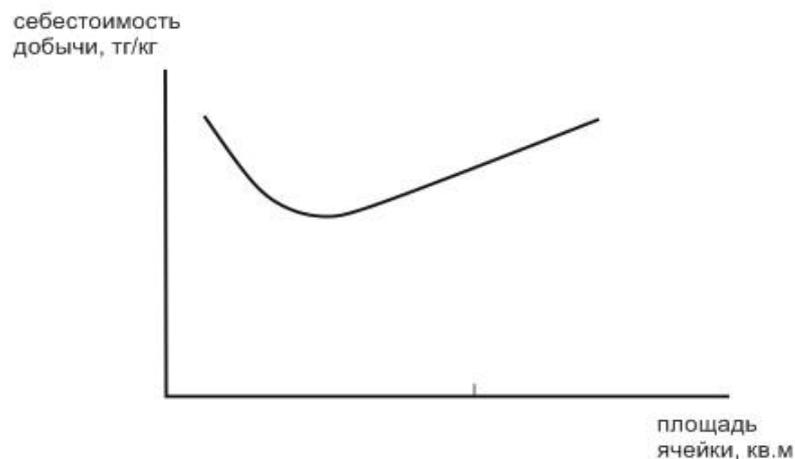


Рисунок 11 – Характерная зависимость себестоимости добычи урана от площади элементарной ячейки

5.4 Основные технико-экономические показатели

Основные технико-экономические показатели представлены в таблице 13.

Таблица 13 – Основные технико-экономические показатели

Наименование показателя	Количество
Мощность предприятия, тонн U/год	1000
Удельный расход на 1 тонну урана:	
- электроэнергия, тыс. кВт/час	24 186,9
- дизтопливо, тонн	1,129

Продолжение таблицы 13.

- вода, м ³	45,6542
- серная кислота, тонн	31 420
- ионообменные смолы, тонн	50
- аммиачная селитра, тонн	3 500
Общая площадь:	119172,5
- ЦППР, м ²	40300
- полигона, м ²	78872,5
Общая численность персонала:	
- списочная, чел	200
- явочная, чел	146
Общая стоимость строительства, тенге	3 166 632 812
USD, в том числе:	20 737 608
- СМР, тенге	2 225 085 346
USD	14 236 212
- оборудование, тенге	718 350 466
USD	4 575 480
- прочие затраты, тенге	213 197 000
USD	1 357 942
Стоимость ГПР, тенге	490 563 712
USD	3 124 609
Продолжительность строительства, год	6
Себестоимость 1 кг U в концентрате, тенге	1 861,65
USD	12,19
Себестоимость 1 кг закиси окиси U, тенге	2 162,47
USD	14,17

Запишем эксплуатационные затраты за весь период отработки блока в виде:

$$J_2 = J_2(R), \$$$

$$J_2(R) = T_3 * C_3, \$, \quad (36)$$

где C_3 – суточные эксплуатационные затраты по блоку, которые складываются из затрат на электроэнергию, реагенты, различные материалы, заработную плату и т.д., \$/сут; T_3 – время отработки запасов металла в блоке до проектного коэффициента, сут.

$$J_2(R) = 1297 * 41 * 10^3 = 5,317,700$,$$

5.5 Организация труда и управление производством

Производственная деятельность комплекса ПВ характеризуется рядом особенностей трудового процесса.

Во-первых: диапазон воспроизводимых работ отмечается широким спектром: бурение скважин, погрузочно-разгрузочные работы с транспортировкой и химико-технологическая переработка растворов.

Во-вторых: необходимость соблюдения правил техники безопасности при работе с токсичными и радиоактивными веществами.

Режим работы принимается исходя из обеспечения непрерывной круглосуточной работы полигона ПВ.

Таблица 14 – Режим работы

Для сменного персонала, занятого во вредных условиях труда	Длительность
продолжительность смены	12 ч
количество смен	5 (2 смены в сутки)
времени за неделю	36 ч
количество рабочих дней в году	230
Для персонала, занятого в дневную смену во вредных условиях труда	Длительность
продолжительность смены	7,6 ч
времени за неделю	36 ч
количество рабочих дней в году	255

Таблица 15 – Штатное расписание участка геотехнологического поля

Наименование профессий	Разряд	Явочная численность		Списочная численность
		В смену	В сутки	
Начальник участка	ИТР	1	1	1
Технолог	ИТР	1	1	1
Мастер-технолог	ИТР	1	2	3
Мастер по восстановлению скважин	ИТР	1	1	1

Электромеханик	ИТР	1	1	1
Оператор УГТП	5-6	1	2	3
Слесарь по ремонту тех. оборудования	4-6	8	8	10
Газоэлектросварщик	4-6	2	2	2
Электрослесарь	5-6	2	2	2
Оператор по восстановлению тех. скважин	5-6	5	5	6
ИТОГО:				30
ИТР				7
Рабочие				23

Таблица 16 – Оплата труда персонала

Заработная плата	441 152 тенге
Социальный налог и социальные отчисления	750 682 тенге

Экономическая оценка деятельности предприятия является разделением затрат на условно постоянные (не зависящие от объемов добычи) и условно переменные, а также использование системы экономических оценок по технологической принадлежности затрат.

Реализационная цена 1 т U на 2014 год НАК «КазАтомПром» по Центральному рудоуправлению 18470 \$.

Прибыль от добычи за каждую т. U составляет: 4567,95 \$.

6 Социальная ответственность при разработке урана на месторождении Инкай

Социальная ответственность или корпоративная социальная ответственность (как морально-этический принцип) – это ответственность перед людьми и данными им обещаниями, когда организация учитывает интересы коллектива и общества, возлагая на себя ответственность за влияние их деятельности на заказчиков, поставщиков, работников, акционеров[1].

При составлении данного проекта и при выполнении его исполнители будут руководствоваться законами в области природопользования и недропользования, санитарно-гигиеническими, экологическими нормами и правилами, действующими в Казахстане.

Целью настоящей работы является особенности изучения геотехнологических свойств руд и геотехнологических условий пластово-инфильтрационного типа, проектирование комплекса работ при подземном скважинном выщелачивании металлов.

Рабочий процесс представляет собой работы полевого и камерального типа. В административном отношении район работ входит в состав Южно-Казахстанской области, а южная часть участка в состав Кызылординской области РК.

Полевые работы будут выполняться круглосуточно, в зимний период на два месяца будут приостанавливаться, а также некоторые виды работ зависят от погодных условий.

Основным видом полевых работ по заданию является бурение опробование откачками одиночных гидрогеологических скважин на рудовмещающий горизонт. Натурные опыты по подземному выщелачиванию на характерных участках месторождения, полупромышленные (опытно-

промышленные) работы по подземному выщелачиванию. Полевые работы будут выполнены в течение 24 месяцев.

Камеральные работы при геологическом обслуживании буровых работ заключаются в формировании документации керна, в построении геологических разрезов и карт фактического материала, составлении литологических колонок и паспортов рудных интервалов с разноской результатов опробования, ведении журналов отбора проб, монолитов и паспортов отбора технологических проб, обработке результатов гидрогеологических откачек, определении направления буровых работ с учетом оперативной обработки получаемых результатов, контроле за качеством бурения, полевом определении выхода керна по рудным интервалам. Камеральные работы будут выполняться на базе вахтового поселка Тайконур.

6.1 Профессиональная социальная безопасность в компьютерном помещении

Таблица 17 – Основные элементы производственного процесса, формирующие опасные и вредные факторы при выполнении полевых, камеральных работ на урановом месторождении Инкай [17].

Этапы работ	Наименование видов работ	Факторы (ГОСТ 12.0.003-74 ССБТ с измен. 1999 г. [46])		Нормативные документы
		Вредные	Опасные	
1	2	3	4	5
Полевой	1. Буровые работы 2. Гидрогеологические работы 3. Опробование керна с наличием урана 4. Натурные опытные работы по ПСВ	1. Утечки токсичных и вредных веществ в атмосферу 2. Превышение уровней вибрации 3. Воздействие радиации 4. Отклонение показателей климата	1. Движущиеся машины и механизмы производственного оборудования 2. Пожарная опасность	ГОСТ 12.1.007-76 [5] ГОСТ 12.0.003-74 [6] ГОСТ 12.1.012-2004 [7] НРБ-99[20] СанПиН 2.2.4.548-96 [21] ГОСТ 12.2.003-91[9]

Продолжение таблицы 18

Камеральный	Сбор, изучение, анализ имеющихся материалов; контроль анализов на уран и радий. Камеральная обработка материалов на компьютере с жидкокристаллическим экраном	1. Недостаточная освещенность рабочей зоны 2. Отклонение показателей микроклимата	1. Электрический ток 2. Пожарная опасность	ГОСТ 12.1.038-82 [] СанПиН 2.2.4.548-96[21] ГОСТ 12.1.2004 [7] 123-ФЗ []
-------------	---	--	---	---

Примечание: пожарная безопасность описана как ЧС

6.1.1 Анализ вредных производственных факторов и обоснование мероприятий по их устранению. Полевой этап

1. Утечки токсичных и вредных веществ в атмосферу

Климатические условия района в целом, создают благоприятные условия для рассеивания загрязняющих воздух веществ, благодаря ровной местности и малой повторяемости скорости и направления ветра (менее 5 %).

Основные выбросы, будут происходить от движущихся механизмов и работающих двигателей внутреннего сгорания. Все движущие механизмы (установки и автомобили) при своем перемещении уплотняют и срезают почву, образуя при этом пыль. Работающие автомобили и электростанция выбрасывают отработанные газы. Проходка шурфов, зумпфов и копуш сопровождается пылевыведением. Зумпфы и испарители выбрасывают в атмосферу радионуклиды и аэрозоли. Основной объем выбросов происходит от земляных работ при сооружении зумпфов, передвижении и работе авто- и спецтранспорта.

По агрессивности пыль имеет 3-й класс опасности. Выхлопные газы включают компоненты от 1 до 4-го класса опасности. По площади воздействия буровые работы имеют наибольшее воздействие – более 100 м от своих

дизельных электростанций. При систематическом или периодическом поступлении в организм сравнительно небольших количеств токсических веществ, происходит хроническое отравление. Это нарушение нормального поведения, привычек, а также нейро-психические отклонения.

К общим мероприятиям и средствам предупреждения загрязнения воздушной среды на производстве относятся: усовершенствование технологического оборудования, применение замкнутых технологических циклов, постоянный контроль над содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны, изъятие вредных и особо токсичных веществ из технологических процессов, замена вредных веществ на менее вредные, постоянный контроль над содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны, проведение медицинских осмотров работающих, профилактическое питание, соблюдение правил промсанитарии и гигиены труда.

2. Превышение уровней вибрации

Источниками шума и вибрации при проведении проектируемых работ являются передвижная дизельная электростанция ДЭС-100П, привод и механизмы буровой установки БПУ-100М, авто- и спецтранспорт. Уровень шума составляет 80 дБ на рабочих местах по результатам их аттестации [7].

Жилых застроек, прилегающих к территории проектируемого участка работ нет, поэтому нет необходимости рассчитывать ожидаемые уровни шума вне помещений, в которых находятся источники шума.

Особо опасны вибрации с частотой, совпадающей с собственной частотой внутренних органов человеческого организма - 6-9 Гц, могут вызвать механическое повреждение или даже разрыв этих органов.

Систематическое воздействие общей вибрации с высоким уровнем виброскорости может стать причиной профессионального заболевания - вибрационной болезни (виброболезни), которая лечится медленно и лишь на

ранних стадиях. Появление необратимых изменений в организме приводит к инвалидности.

Для обеспечения безопасного производства работ необходимо соблюдать требования ГОСТ 12.1.012-2004 ССБТ [7] к обеспечению вибрационной безопасности на производстве, транспорте, в строительстве, горных и других работах, связанных с неблагоприятным воздействием вибрации на человека. Основным средством обеспечения вибрационной безопасности является создание условий работы, при которых вибрация, воздействующая на человека, не превышает некоторых установленных пределов.

Предусматриваются мероприятия по снижению воздействия от вибрации на население[7]:

подъездные пути и места расположения оборудования должны располагаться на расстоянии не менее 300 м.

3. Воздействие радиации (ионизирующей)

Радиационная обстановка участка месторождения Инкай определяется распределением радионуклидов в окружающей среде, имеющие природный характер распределения. Естественное распределение определяется геологическим строением и процессами, а так же их направленностью и интенсивностью, перераспределения веществ в т.ч. и радиоактивных. Техногенный характер обусловлен проводимыми геологоразведочными и опытно-промышленными работами на данной территории. Основными радионуклидами, формирующими естественный радиационный фон среды, являются радионуклиды семейств урана-238, тория-232 и калия-40.

Ионизирующее излучение – это излучение, состоящее из заряженных, незаряженных частиц и фотонов.

Эффективная доза – это величина поглощенной энергии ионизирующего излучения, используемая как мера риска возникновения отдаленных последствий облучения организма человека и отдельных его органов.

Естественный радиационный фон – доза излучений, создаваемая излучением природных радионуклидов, естественно распределенных в земле, воде, воздухе. Нормы радиационной безопасности НРБ-99/2009 [20] применяются для обеспечения безопасности человека во всех условиях воздействия на него ионизирующего излучения искусственного или природного происхождения. Для получения информации о радиационной обстановке на предприятии, регулярно должны производиться измерения следующих параметров [20]:

- радиационный технологический контроль;
- радиационный дозиметрический контроль;
- радиационный контроль помещений и промплощадки;
- радиационный контроль за нераспространением радиоактивных загрязнений;
- радиационный контроль окружающей среды.

Воздействие радиации на организм человека называют облучением. Во время этого процесса энергия радиация передается клеткам, разрушая их. Облучение может вызывать всевозможные заболевания: инфекционные осложнения, нарушения обмена веществ, злокачественные опухоли и лейкоз, бесплодие, катаракту и многое другое. Радиоактивные вещества могут проникать в организм через кишечник (с пищей и водой), через лёгкие (при дыхании) и даже через кожу при медицинской диагностике радиоизотопами. В этом случае имеет место внутреннее облучение. Кроме того, значительное влияние радиации на организм человека оказывает внешнее облучение, т.е. источник радиации находится вне тела. Наиболее опасно, безусловно, внутреннее облучение. Лица, выполняющие работы с источниками ионизирующего излучения доступа А, должны проходить обязательные периодические медосмотры в целях предупреждения профессиональных заболеваний.

В зоне контролируемого доступа строго запрещается [20]:

- приносить и принимать пищу;
- носить в карманах спецодежды инструменты и другие предметы;
- находиться без средств индивидуального дозиметрического контроля;
- сливать радиоактивные растворы в хозяйственную канализацию.

4. Отклонение показателей климата

Климат района резко континентальный и характеризуется значительными годовыми и суточными амплитудами колебаний температуры, суровой зимой, жарким летом, короткой весной, сухостью воздуха и малым количеством осадков.

Среднегодовая температура воздуха $+9,9^{\circ}\text{C}$, абсолютный максимум температур наиболее жаркого месяца – июля составляет $+44^{\circ}\text{C}$, абсолютный минимум -41°C приходится на январь месяц.

В целом климатические условия района способствуют рассеиванию загрязняющих вредных веществ. Тем не менее, значительным является количество штилей, относящихся к неблагоприятным метеорологическим условиям для рассеивания.

Комплекс климатических характеристик — температура воздуха, относительная влажность, атмосферное давление, режим ветра, атмосферные осадки, повторяемость классов погоды — все это в совокупности влияет на здоровье человека. Это касается температуры тела, интенсивности обмена веществ, системы кровообращения, состава клеток крови и тканей. Поэтому работающие на открытой территории в зимний и летний периоды года в каждом из климатических регионов обеспечены курткой, костюмом, полукомбинезоном, жилетом, шлемом. При определенной температуре воздуха и скорости ветра в холодное время работы приостанавливаются. А также предусмотрены обязательные и периодические медицинские осмотры.

1. Недостаточная освещенность рабочей зоны. Камеральный этап

Недостаточное освещение влияет на функционирование зрительного аппарата, то есть определяет зрительную работоспособность, на психику человека, его эмоциональное состояние, вызывает усталость центральной нервной системы, возникающей в результате прилагаемых усилий для опознания четких или сомнительных сигналов. Недостаточная освещенность может возникать при неправильном выборе осветительных приборов при искусственном освещении и при неправильном направлении света на рабочее место при естественном освещении.

Оценка освещенности производилась в соответствии с СанПиН 2.2.1/2.1.1.1278-03 [21]. В таблице 8 приведены нормируемые и фактические показатели искусственного освещения. Нормируемые показатели представлены для кабинетов, рабочих комнат, офисов, представительств в административных зданиях (министерства, ведомства, комитеты, префектуры, муниципалитеты управления, конструкторские и проектные организации, научно-исследовательские учреждения). Реальная освещенность на рабочем взята из материалов аттестации рабочих мест по условиям труда.

Таблица 18 – Нормируемые и фактические показатели искусственного освещения [21]

Рабочая поверхность и плоскость нормирования освещенности (Г - горизонтальная) и высота плоскости над полом, м	Освещенность (при общем освещении), лк		Показатель дискомфорта М, не более		Коэффициент пульсации освещенности, Кп, %, не более	
	Фактическая	Допустимая	Фактический	Допустимый	Фактический	Допустимый
Г – 0,8	400	300	40	40	15	15

Исходя из табличных данных, можно сказать, что освещенность соответствует нормативным данным, следовательно, освещение оказывает благоприятное влияние на качество рабочего процесса и безопасность учащихся.

Основной величиной для расчета и нормирования естественного освещения внутри помещений принят коэффициент естественной освещенности (КЕО). Коэффициент естественной освещенности рассчитывается по формуле (1).

$$\text{КЕО}=(E/E_0) \times 100\%, \quad (37)$$

где E – освещенность (измеренная) на рабочем месте, лк; E_0 – освещенность на улице (при среднем состоянии облачности), лк. Обеспечивается коэффициент естественного освещения (КЕО) не ниже 1.5% [21]. Для достижения этих показателей освещение не должно создавать бликов на поверхности экрана и увеличивать освещенность экрана ПЭВМ более 300 лк. Следует ограничивать прямую и отраженную блескость от любых источников освещения. Для того, чтобы избежать утомляемости необходимо делать каждые 2 часа 15 минутные перерывы, а также желательно стараться более 4 часов не заниматься одной и той же работой [11].

2. Отклонение параметров микроклимата в помещении

Показатели микроклимата должны обеспечивать сохранение теплового баланса человека с окружающей средой и поддержание оптимального или допустимого теплового состояния организма. Показателями, характеризующими микроклимат в производственных помещениях, являются [21]:

- температура воздуха;
- температура поверхностей;
- относительная влажность воздуха;
- скорость движения воздуха;

К источникам теплоты относится вычислительное оборудование, приборы освещения. Из них 80% суммарных выделений дают ЭВМ, что может привести к повышению температуры и снижению относительной влажности в помещениях. На рабочих местах производственные помещения, на которых

выполняются работы операторского типа, связанные с нервно-эмоциональным напряжением в залах вычислительной техники должны выполняться оптимальные условия микроклимата [21].

Оптимальные микроклиматические условия установлены по критериям оптимального теплового и функционального состояния человека. Они обеспечивают общее и локальное ощущение теплового комфорта в течение 8-часовой рабочей смены при минимальном напряжении механизмов терморегуляции, не вызывают отклонений в состоянии здоровья, создают предпосылки для высокого уровня работоспособности и являются предпочтительными на рабочих местах [21]. Оптимальные параметры микроклимата на рабочих местах должны соответствовать величинам, приведенным в таблице 3, применительно к выполнению работ различных категорий в холодный и теплый периоды года. По интенсивности общих энергозатрат организма в процессе труда работа с ПЭВМ относится к категории работ Ia [21].

Таблица 19 – Оптимальные величины и фактические показатели микроклимата в рабочей зоне производственных помещений при работе в компьютерном помещении ГОСТ 12.1.005-88 [13] и СанПиН 2.24.548-96 [21]

Период года	Категория работ по уровню энергозатрат, Вт	Температура воздуха, °С		Температура поверхностей, °С		Относительная влажность воздуха, %		Скорость движения воздуха, м/с	
		Факт.	Оптималь.	Факт.	Оптималь.	Факт.	Оптималь.	Факт.	Оптималь.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Холодный	Ia	23	22-24	23	21-25	50	60-40	0,1	0,1
Теплый	Ia	24	23-25	24	22-26	50	60-40	0,1	0,1

Из таблицы видно, что показатели характеризуют микроклиматические условия как оптимальные, которые при их воздействии на человека в течение рабочей смены обеспечивают оптимальное тепловое состояние организма. В этих условиях напряжение терморегуляции минимально, общие и (или)

локальные дискомфортные теплоощущения отсутствуют, что позволяет сохранять высокую работоспособность. В нормах отдельно нормируется каждый компонент микроклимата в рабочей зоне производственного помещения: температура, относительная влажность, скорость воздуха в зависимости от способности организма человека к акклиматизации в разное время года, характера одежды, интенсивности производимой работы и характера тепловыделений в рабочем помещении.

В помещениях, оборудованных ПЭВМ, проводится ежедневная влажная уборка и систематическое проветривание после каждого часа работы на ПЭВМ [21]. Для поддержания нормальных параметров микроклимата в рабочей зоне применяют следующие основные мероприятия: устройство систем вентиляции, кондиционирования воздуха и отопления.

6.1.2 Анализ опасных производственных факторов и обоснование мероприятий по их устранению (техника безопасности)

1. Движущиеся машины и механизмы производственного оборудования
Основным источником негативного воздействия являются буровые передвижные установки БПУ-1200М с буровыми станками ЗИФ-1200МР, бульдозера Т-170, прицеп-комплекты, передвижные электростанции ДЭС-100П мощностью 100 кВт, экскаватор ЭО-3322, водовозы КРАЗ-255, 257 вахтовые машины ГАЗ-66, "хозяйка", ремонтная мастерская и каротажная станция СК-1 на базе автомобиля ЗИЛ-131.

Источники возникновения факторов: вращающееся сверло, вращающиеся и движущиеся части оборудования, некачественное изготовление инструмента и недостаточное его закрепление; недостаточное закрепление обрабатываемой детали. Движущиеся машины, механизмы изделия при отсутствии защитных устройств могут привести к травмированию работающих.

Средством индивидуальной защиты является костюм хлопчатобумажной; рукавицы комбинированные; очки защитные. Все движущиеся части подлежат к ограждению. Применительно ко всем видам ручных машин должны выполняться следующие требования: внутренние движущиеся детали машин должны быть недоступны для прикосновения; наружные движущиеся детали машин не должны иметь острых выступов, острые кромки должны быть притуплены. Запрещается во время работы механизма прикасаться к нему или выполнять другие действия. К средствам защиты относятся: ограждения, защитные сетки, знаки безопасности [9].

2. Электрический ток

Электрические установки, к которым относятся практически все оборудование ЭВМ, представляет для человека большую потенциальную опасность. Степень опасного и вредного воздействия на человека электрического тока и ЭМП зависит от: рода и величины напряжения и тока, частоты тока, пути тока через тело человека, продолжительность воздействия электрического тока на организм человека, условий внешней среды[8]. Реакция человека на электрический ток возникает лишь при протекании тока через тело. Электрический ток, проходя через организм человека, оказывает на него сложное действие – термическое, электролитическое, биологическое, механическое. Напряжения и токи, протекающие через тело человека при нормальном режиме электроустановки, не должны превышать значений, указанных в таблице 20.

Таблица 20 – Предельно допустимые значения напряжений и токов [8]

Род тока	Напряжение (U), В	Сила тока (I), мА
	не более	
Переменный, 50 Гц	2,0	0,3
Переменный, 400 Гц	3,0	0,4

Постоянный	8,0	1,0
------------	-----	-----

Примечания: 1. Напряжения прикосновения и токи приведены при продолжительности воздействия не более 10 минут в сутки и установлены, исходя из реакции ощущения. 2. Напряжения прикосновения и токи для лиц, выполняющих работу в условиях высоких температур (выше 25⁰С) и влажности (более 75%), должны быть уменьшены в три раза.

Для предотвращения электротравматизма большое значение имеет правильная организация работ, т.е. соблюдение правил технической эксплуатации электроустановок потребителей, правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей (ПТЭ и ПТБ потребителей) и правил устройства электроустановок (ПУЭ) [19].

Место, где проводится камеральная обработка результатов научной деятельности, согласно ПУЭ [19] относится к помещениям без повышенной опасности поражения электрическим током (относительная влажность воздуха – не более 75 %, температура воздуха +25⁰С, помещение с небольшим количеством металлических предметов, конструкций)

Основные нормативные акты, устанавливающие требования электробезопасности является ГОСТ 12.1.038-82 [8].

Для предотвращения электротравм следует соблюдать требования, предъявляемые к обеспечению электробезопасности работающих на ПЭВМ:

- все узлы одного персонального компьютера и подключенное к нему периферийное оборудование должно питаться от одной фазы электросети;
- корпуса системного блока и внешних устройств должны быть заземлены радиально с одной общей точкой;
- для отключения компьютерного оборудования должен использоваться отдельный пункт с автоматами и общим рубильником;
- все соединения ПЭВМ и внешнего оборудования должны проводиться при отключенном электропитании.

6.2 Экологическая безопасность

Основным источником негативного воздействия на окружающую среду являются буровые передвижные установки БПУ-1200М с буровыми станками ЗИФ-1200МР, бульдозера Т-170, прицеп-комплекты, передвижные электростанции ДЭС-100П мощностью 100 кВт, экскаватор ЭО-3322, водовозы КРАЗ-255, 260 вахтовые машины ГАЗ-66, "хозяйка", ремонтная мастерская и каротажная станция СК-1 на базе автомобиля ЗИЛ-131.

По проекту будет образовано 6,0 т ТБО, 6,0 т промышленных нерадиоактивных отходов IV класса токсичности, 36,3 т радиоактивных отходов общей альфа-активностью 1,405 ГБк, 63,36 т низкордиоактивных отходов общей альфа-активностью 0,444 ГБк, 175,5 т низкордиоактивных отходов общей альфа-активностью 0,981 ГБк. ТБО и промышленные нерадиоактивные отходы будут рассортированы: одна часть будет направлена на регенерацию и переработку, остальная – на захоронение[14]. Все радиоактивные и повышенной радиоактивности отходы будут переданы на захоронение на ПЗРО.

Результаты исследований повлияют на общественное мнение социальной среды административного района. В целом климатические условия района создают благоприятные условия для рассеивания загрязняющих веществ, благодаря ровной местности и малой повторяемости скорости и направления ветра (менее 5 %). Основные выбросы, как уже отмечалось, будут происходить от движущихся механизмов и работающих двигателей внутреннего сгорания. Величина воздействия объекта на грунтовые и подземные воды зависит от водопотребления вод, сброса сточных вод и потерь растворов в технологическом процессе. Хозяйственно-питьевая вода доставляется автомобильным транспортом из поселка Тайконур в объеме 20 л в сутки на одного работающего по нормам расхода воды в жилых, общественных

и производственных зданиях, утвержденными Алматинским горисполкомом 07 августа 1989 года [21].

При проведении работ на участке все работающие предупреждаются о необходимости сохранения редких видов растений и животного мира. Запрещается какая-либо охота на животных и ловля птиц. Ожидается положительное воздействие результатов исследований на социальную среду, поскольку повысят уверенность в надежности и экологической безопасности применяемых технологий при разведке урановых месторождений.

Таблица 21 – Вредные воздействия на окружающую среду и природоохранные мероприятия при геологоразведочных работах на урановом месторождении Инкай

Природные ресурсы и компоненты ОС	Вредные воздействия	Природоохранные мероприятия
Земля и земельные ресурсы	Засорение почвы производственными отходами	Вывоз и захоронение производственных отходов
	Сооружение зумпфов и проходка шурфов	После рекультивации горных выработок почвы восстановятся через 2-3 года
Атмосфера	Пыль, выхлопные газы от автотранспорта	Ограничение работы автотранспорта, вплоть до запрета выезда на линии автотранспортных средств с не отрегулированными двигателями
Вода и водные ресурсы	Загрязнение подземных вод при смешении различных водоносных горизонтов	Ликвидационный тампонаж буровых скважин
	Нарушение циркуляции подземных вод и иссушение водоносных горизонтов при нарушении водоупоров буровыми скважинами и подземными выработками	Оборудование скважин оголовками

Недра	Нарушение состояния геологической среды (подземные воды, изменение инженерно-геологических свойств пород)	Ликвидационный тампонаж скважин. Гидрогеологические, гидрогеохимические и инженерно-геологические наблюдения в скважинах и выработках
	Неполное использование извлеченных из недр полезных компонентов	Организация рудных отвалов и складов
Животный мир	Распугивание, нарушение мест обитания животных, рыб и других представителей животного мира, случайное уничтожение	Проведение комплекса природоохранных мероприятий, планирование работ с учетом охраны животных

6.3 Безопасность в чрезвычайных ситуациях

В данном разделе рассматривается чрезвычайная ситуация – пожары в зданиях, сооружениях жилого, социального и культурного назначения, относящаяся к классу ЧС техногенного характера, а также при проведении полевых работ. В современных ЭВМ очень высока плотность размещения элементов электронных схем. В непосредственной близости друг от друга располагаются соединительные провода, коммутационные кабели. При протекании по ним электрического тока выделяется значительное количество теплоты, что может привести к повышению температуры отдельных узлов до 80-100°C. При повышении температуры отдельных узлов возможно оплавление изоляции соединительных проводов, которое ведет к короткому замыканию, сопровождающееся, в свою очередь, искрением. «Технический регламент о требованиях пожарной безопасности» утвержден федеральным законом от 22 июля 2008 г [4]. Предотвращение распространения пожара достигается мероприятиями, ограничивающими площадь, интенсивность и продолжительность горения. К ним относятся:

- конструктивные и объёмно-планировочные решения, препятствующие распространению опасных факторов пожара по помещению;
- ограничения пожарной опасности строительных материалов используемых в поверхностных слоях конструкции здания, в том числе кровель, отделок и облицовок фасадов, помещений и путей эвакуации;
- снижение технологической взрывопожарной и пожарной опасности помещений и зданий;
- наличие первичных, в том числе автоматических и привозных средств пожаротушения;
- сигнализация и оповещение о пожаре.
- В исследуемом помещении обеспечены следующие средства противопожарной защиты:
 - «План эвакуации людей при пожаре»;
 - для локализации небольших загораний помещение оснащено углекислотными огнетушителями (ОУ-8 в количестве 2 шт.);
 - установлена система автоматической противопожарной сигнализации (датчики-сигнализаторы типа ДТП).

В данном помещении не обнаружено предпосылок к пожароопасной ситуации. Это обеспечивается соблюдением норм при монтаже электропроводки, отсутствием электрообогревательных приборов и дефектов в розетках и выключателях. Все производственные, складские, административные и иные здания и сооружения объектов, а также отдельные помещения и технологические установки должны быть обеспечены огнетушителями, пожарным инвентарем (бочки для воды, ведра, асбестовая ткань, ящики с песком, пожарные щиты, стенды) и пожарными инструментами (баграми, ломы, топорами, ножницами для резки решеток и др.), которые используются для локализации и ликвидации небольших загораний, а также пожаров в их начальной стадии развития [18].

Пожар в лесу – неуправляемое горение, распространяющееся по лесной площади. Пожар в лесу делится на три основные группы — низовой, подземный, верховой. Классификация лесных пожаров производится с присвоением каждому возгоранию своей категории. На группу категории влияет не только его вид, но и площадь, охваченная пламенем, и количество задействованных в тушении пожара людей и техники. Характеристика масштабов распространения лесных пожаров зависит от множества сопутствующих факторов и в первую очередь определяется лесным массивом.

Как показывает опыт, в борьбе с лесными пожарами большое значение имеет фактор времени. От обнаружения лесного пожара до принятия решения по его ликвидации должно затрачиваться минимальное время. При этом важнейшей задачей является организация и подготовка сил и средств пожаротушения[15] . Работы по тушению крупного пожара можно разделить на следующие этапы: разведка пожара; локализация пожара, т.е. устранение возможностей нового распространения пожара; ликвидация пожара, т.е. дотушивание очагов горения; окарауливание пожарищ. При тушении лесных пожаров применяются следующие способы и технические средства:

- захлестывание огня по кромке пожара ветками;
- засыпка кромки пожара грунтом;
- прокладка на пути распространения пожара заградительных и минерализованных полос (канав);
- пуск отжига (встречного низового и верхового огня);
- тушение горящей кромки водой;
- применение химических веществ;

Выбор способов и технических средств для тушения пожаров зависит от вида, силы и скорости распространения пожара, природной обстановки, наличия сил и средств пожаротушения и намеченных приемов тушения.

6.4 Законодательное регулирование проектных решений

Разрешение на природопользование представляет собой документ, выдаваемый природопользователю уполномоченным органом в области охраны окружающей среды и удостоверяющий право природопользователя на использование природных ресурсов, выбросы и сбросы загрязняющих веществ в окружающую среду, право размещения отходов производства и потребления с указанием конкретных сроков и объемов (лимитов), условий природопользования и применяемой технологии [3].

Экономическими методами охраны окружающей среды являются, планирование и финансирование мероприятий по охране окружающей среды, установленные Налоговым кодексом Республики Казахстан платежи за пользование природными ресурсами.

Чрезвычайная экологическая ситуация - неблагоприятная экологическая обстановка, возникшая на определенной территории в результате деятельности человека или стихийных сил природы, характеризующаяся глубокими и устойчивыми отрицательными изменениями окружающей среды, опасными для жизни и здоровья людей, сохранения растительного и животного мира[3] .

При разработке данного раздела учитываются Трудовой кодекс Республики Казахстан (часть 15) работающих вахтовым методом. Пунктом 2 статьи 210 Трудового кодекса Республики Казахстан предусмотрено, что работодатель обязан обеспечивать работников, работающих вахтовым методом, в период нахождения на объекте производства работ жильем и организовать их питание для обеспечения их жизнедеятельности, доставку до места работы и обратно, а также условиями для выполнения работ и междусменного отдыха. Работодатель обеспечивает условия пребывания работника на объекте производства работ в соответствии с трудовым, коллективным договорами [2].

Согласно пункту 2 статьи 212 Трудового кодекса Республики Казахстан продолжительность вахты не может превышать 15 календарных дней [2]. Учет рабочего времени и времени отдыха каждого работника, работающего вахтовым методом, по месяцам ведет Работодатель. Рабочее время и время отдыха в пределах учетного времени регламентируется Графиком работы на вахте и составляет при работе в 2 смены: начало работы: для 1-й смены – 08-00 часов; для второй смены- 20-00 часов; окончание работы: для первой смены – 20-00; для второй смены – 08-00 часов. Перерыв на обед: для 1-й смены с 13-00 до 14-00; для 2-й смены с 01-00 до 02-00. В исключительных случаях на отдельных объектах продолжительность вахты может быть увеличена работодателем до 30 календарных дней в порядке, установленном Трудовым кодексом Республики Казахстан. Работники, работающие вахтовым методом, имеют право на оплачиваемые ежегодные трудовые отпуска на общих основаниях [2].

Заключение

Оруденение на участке 4 представляется, в целом, как урановое. Основные урановые минералы – коффинит и настуран находятся в соотношении 1:1. Сопутствующие элементы – селен, рений, скандий, редкие земли и иттрий отмечаются в виде спорадически встречающихся линз и гнезд.

В процессе подготовки магистерской диссертации были изучены геолого-структурные, гидрогеологические, геотехнологические условия участка № 4 в объемах, достаточных для проектирования и работы уранодобывающего предприятия. Данным проектом предусматривается эксплуатация урана по трем технологически наиболее выгодным системам: рядной, квадратной и системе гексагона. Выбор системы зависит от уровня расположения рудной залежи, глубины и формы ее залегания, наличия «висячих» блоков, от степени извлекаемости полезного компонента. «Висячие» блоки образуются при выклинивании руды, приуроченной к одному водоупору, на две различные зоны: верхнюю и нижнюю. В соответствии с этими условиями необходимо располагать технологические скважины. Система гексагона в данном случае неудобна.

При переменных свойствах руды чаще всего применима рядная система расположения скважин, так как в данном случае, гидродинамические потоки можно регулировать, изменяя положение скважин в ряду. Баланс рудных потоков регулируется откачными насосами. Для наиболее эффективной извлекаемости металла объем закаченного кислотного раствора должен быть равен объему извлеченного продуктивного раствора (ПР). Принципиальная возможность и высокая эффективность отработки участка № 4 способом ПВ слабыми растворами серной кислоты надежно подтверждена лабораторными технологическими испытаниями.

Список использованных источников

- 1 ICCSR 26000:2011 Социальная ответственность организации.
- 2 Трудовой кодекс Республики Казахстан (с изменениями и дополнениями от 06.04.2016 г.)
- 3 Закон Республики Казахстан от 15.07.1997 N 160-1 «Об охране окружающей среды»
- 4 Федеральный закон от 22.07.2008 N 123-ФЗ (ред. от 02.07.2013) "Технический регламент о требованиях пожарной безопасности".
- 5 ГОСТ 12.1.007–76 ССБТ. Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности (с изм. 1990 г.).
- 6 ГОСТ 12.0.003–74.(с изм. 1999 г.) ССБТ. Опасные и вредные производственные факторы. Классификация.
- 7 ГОСТ 12.1.012-2004 ССБТ. Вибрационная безопасность. Общие требования, утв. Федеральным агентством по техническому регулированию и метрологии 12.12.2007 г.
- 8 ГОСТ 12.1.038-82 ССБТ. Электробезопасность. Предельно допустимые уровни напряжений прикосновения и токов.
- 9 ГОСТ 12.2.003-91 ССБТ. Оборудование производственное. Общие требования безопасности.
- 10 ГОСТ 12.1.005-88 Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны.
- 11 ГОСТ 12.0.230-2007. Межгосударственный стандарт. Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Общие требования (введен в действие Приказом Ростехрегулирования от 10.07.2007 N 169-ст) (ред. от 31.10.2013).
- 13 Аубакиров Х.Б. и др. Отчет Чулак-Курганской экспедиции № 5 за 1982-1986 гг. "Выделение перспективных площадей для поисков

месторождений урана в отложениях мезозоя-кайнозоя ЮЗ части ЧСД и палеозоя хр. М. Каратау с составлением геологических карт масштаба 1:200 000". Алматы, фонды АО «Волковгеология», 1986.

14 Временные Проектно-Сметные Нормы (ВПСН) на работы по изучению радиационной обстановки на территории Республики Казахстан 2003 года (далее ВПСН-2003).

15 Воробьев Ю.Л. Лесные пожары и организация тушения лесных пожаров: учебник / Ю.Л. Воробьев. – Москва 2004.

16 Инструкция по применению классификации запасов к водородным месторождениям урана, Астана 2008г.

17 Методические указания по разработке раздела «Производственная и экологическая безопасность» выпускной квалификационной работы для студентов Института геологии и нефтегазового дела всех форм обучения / Сост. Н.В. Крепша, Ю.Ф. Свиридов. – Томск: Изд-во ТПУ, 2007. – 50 с.

18 ППБО-157-90. Правила безопасности в лесной промышленности

19 Правила устройства электроустановок. 7-е изд., глава. 1, 3. – М.: Изд-во НЦ ЭНАС, 2002 (с изм. 2009 г.)

20 НРБ-99. Нормы радиационной безопасности.

21 Отчет о результатах детальной разведки участка 4 Инкайского уранового месторождения за период 2006-2008 гг.

21 СанПиН 2.2.4.548-96. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений, утв. Постановлением ГКСЭН России 01. 10. 1996 г. – М.: Информационно-издательский центр Минздрава России, 1997. – 39 с.

22 СанПиН 2.2.1/2.1.1.1278-03. Гигиенические требования к естественному, искусственному и совмещенному освещению жилых и общественных зданий. – М.: Госкомсанэпиднадзор, 2003.

23 СанПиН 2.1.4.559-96 «Питьевая вода. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества» РК 3.01.067.97.

24 Шишков И.А. Отчет ТОО «ВерШИна» за 2007г. «О проведении предварительной разведки с комплексом сопутствующих исследований с подсчетом запасов и ресурсов урана по категориям C_1 , C_2 и P_1 на участке №4 (южный фланг) месторождения Инкай», Алма-Ата, фонды АО «Волковгеология», 2007.

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

26 Язиков В.Г. Геотехнология металлов Текст., / В.Г. Язиков, Е.И. Рогов, В.Л. Забазнов, А.Е. Рогов Алматы, 2005- 395 с.

27 Язиков В.Г., Белых А.В. Проблемы создания адаптивной к среде автоматизированной информационной системы управления добычей металлов при подземном скважинном выщелачивании // Сборник докладов III международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» (06 – 09 июля 2004г.). – Алматы, 2005. – С.138.

28 Язиков В.Г. Оптимизация систем разработки пластово-инфильтрационных месторождений урана подземным выщелачиванием через скважины // автореферат. – М., 2001.

29 Bampton, K.F., Haines, J.B. & Randell, M.H. 2001. Geology of the Honeymoon uranium project. TheAusIMM Proceedings 306(2) 17-27.

30 "Metallogenesis of uranium deposits" - Proceedings of IAEA Technical committee meeting, 1987.

31 "In-situ leaching of uranium: Technical, Environmental and economic aspects" Proceedings of IAEA Technical Committee meeting, 1987.

32 "Uranium in In-situ Leaching" - Proceedings of IAEA Technical Committee meeting, 1993.

33 "In-situ Leach Uranium Mining" - IAEA Technical Committee meeting, 1996.

34 Internal report of UCIL on uranium findings

35 A.K. Sarangi and K.K. Beri / Uranium mining by In-situ. Dec. 1 -3,2000.

36 In- Situ leaching of uranium: technical, environmental and economic aspects/ IAEA-TECDOC-492. ATOMIC ENERGY AGENCY, VIENNA, 1989.

Геотехнологическая классификация пластово-инфильтрационных месторождений урана. Из пособия В.Г. Язикова

Геотехнологический подтип		Весьма благоприятные для отработки методом ПСВ	Благоприятные для отработки методом ПСВ	Менее благоприятные для отработки методом ПСВ	Неблагоприятные для отработки методом ПСВ	
Геотехнологические свойства руд	Характеристика	Литологический состав руд		Отсортированные крупно и среднезернистые пески с примесью глинисто-алевритовых частиц до 10-20% при активной пористости до 20 %		
		Ширина рудных тел (среднее)		Умеренно широкие (от 100 до 300м) Участок №4- 150		
	Параметры	Вещественный состав вмещающих пород	Кислотное подземное скважинное выщелачивание (ПСВ)	Слабокарбонатные CO ₂ <2% Участок №4- CO₂ – 0,2-0,3%		
			Карбонатное подземное скважинное выщелачивание			Слабо карбонатное (сод. CO ₂ <2%)
		Проницаемость руд	Высоко проницаемые Кф> 5,0 м/сут Участок №4- 7,3 м/сут			
		Водообильность руд , л/с	Высоко водообильные более 1л/с Участок №4-3,1			
		Запасы полезного компонента в проницаемых породах	Более 80 % Участок №4- 84,7 %			

Геотехнологический подтип		Весьма благоприятные для отработки методом ПСВ	Благоприятные для отработки методом ПСВ	Менее благоприятные для отработки методом ПСВ	Неблагоприятные для отработки методом ПСВ	
Геотехнологические свойства руд	Характерист	Положение рудного тела в водоносном горизонте		В нижней части		
		Морфология рудных тел		Средняя (мешковая) часть ролла	Тыловая и переходная к крыльям часть ролла	
	Параметры	Расположение рудных тел в вертикальном разрезе			Трехярусные	
		Масштабы месторождений в зависимости от достоверно разведанных запасов урана	Уникальные свыше 100 тыс.т			
		Положение рудного тела в водоносном горизонте		В нижней части		
		Глубина залегания рудных тел		170-300м		
		Глубина залегания подземных вод		40-50м		
		Температура подземных вод		10-30°С		
		Степень извлечения урана		0,9-0,7		

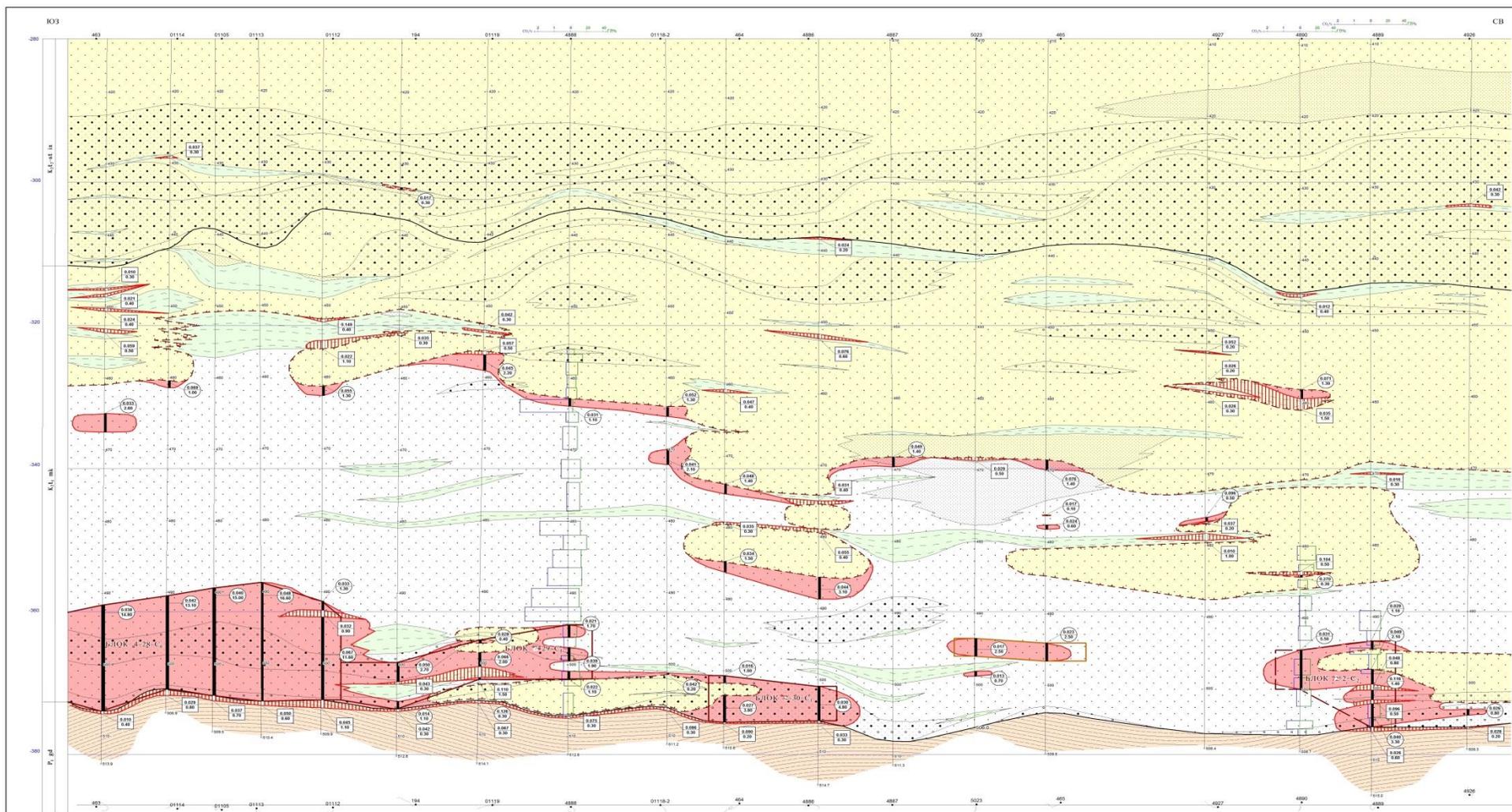


Рисунок 11 – Литолого- фациальный разрез по профилю 128(3)

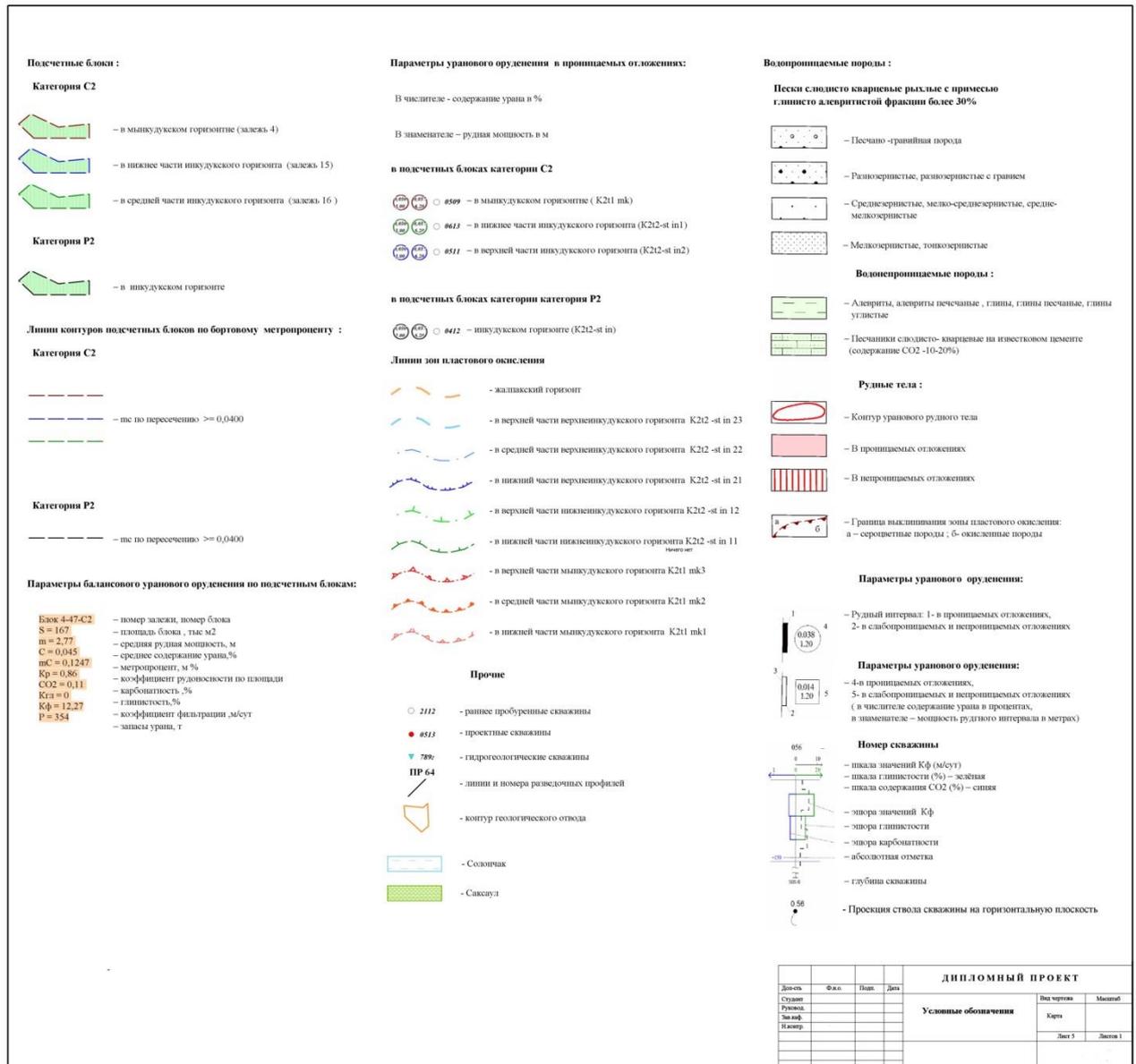


Рисунок 12 – Условные обозначение к приложению Б

Приложение Г Английская часть

Раздел 7
Uranium mining by In-situ

Студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
2ЛМ4А	Сагындыкова Айзат Хайдаровна		

Консультант кафедры _____ (аббревиатура кафедры) _____ :

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Межибор А.М.	к.г.-м.н.		

Консультант – лингвист кафедры _____ (ГЭГХ) _____ :

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Матвеев И.А.	д.ф.н, доцент		

7 Uranium mining by In-situ

Natural occurrence of uranium – The element uranium is very widely distributed throughout the crust of earth. Almost all types of rocks contain some amount of uranium. Acid igneous rocks like granites, syenites etc are rich in uranium, whereas basic and ultrabasic rocks are depleted of uranium. Uranium is also present in river water, ground water and even in seawater. But, the common source of uranium for mankind is the rocks, though it is also extracted from seawater in some countries. In spite of this ubiquitous nature of uranium, the rich uranium deposits are very rare on earth [30].

In nature, uranium ions normally occur in tetravalent and hexavalent form. In hexavalent state, it is easily soluble in acidic water. Chemically, metallic uranium is highly reactive. It can be leached in acidic or alkaline environment. The properties of uranium, particularly its solubility, ease of transport and precipitation, have led to the formation of ore deposits of a number of types in a variety of geological settings. These deposits can be formed at the surface, at low temperature in recent environments or in deep seated older formations.

A number of such deposits are of economic significance as sources of uranium. On the basis of occurrences in favourable geological environments, the world uranium deposits are classified as follows.

- Quartz-pebble conglomerate and arenites type – as disseminations in conglomerate associated with gold (Au > U)
- Vein type (structure and lithology controlled) – mineralisation in shears or fractures
- Unconformity related type – as disseminated to massive in tabular or lenticular horizons
- Sandstone type – as dissemination in arkosic sediments, flat lying

- Magmatic disseminated type
- Phosphoritic type – syngenetic uranium in phosphatic sediments
- Surficial disseminated type- uranyl minerals as disseminations in sediments

Occurrence of uranium in the above types call for application of conventional mining methods like open pit mining or underground mining and subsequent extraction by hydro-metallurgical process. But, sometimes the occurrence of uranium in sandstone provide an opportunity to recover the metal in an innovative method of extraction called In-Situ leaching provided some necessary geological and geo-technical conditions are met.

7.1 The In-Situ Leach process

In-situ leach (ISL) mining, also known as solution mining, involves leaving the orebody where it is in the ground (in-situ), and using recycled liquids which are pumped through it to recover the metals from the ore by leaching. For ISL to be an applicable technology, the orebody needs to be permeable to the liquids used, and should be located so that these liquids do not contaminate groundwater away from the orebody. The general term for a rock or sediment layer saturated with water, and through which water may easily pass, is an aquifer. An orebody may occupy only part of its hosting aquifer [31]. Uranium deposits suitable for ISL occur in permeable sand or sandstones, preferably confined above and below by impermeable layers (called aquitards), and which are below the water table. There are two established operating regimes for ISL mining of uranium, determined by the geology, groundwater and environmental requirements. In general, if there is significant carbonate in the orebody (typically as limestone), alkaline (carbonate) leaching is

more effective. Otherwise, as with the two South Australian examples, acid leaching is more efficient. Other considerations, particularly environmental aspects, must also be taken into account (details in later sections).

7.1.1 Selection of the optimal design ISL well patterns

Based on calculations carried out from modelling linear well systems with various distances between the rows, one can draw the following conclusions which allow choosing the best design for leaching:

- The maximum distance between the injection and recovery wells vary from 10 to 80 metres (the most prevalent from 30 to 50 m). With a short flow distance, channeling caused by fines migration can develop and the solutions will thus partially by-pass the orebody. In addition the capital cost of wells also drastically increases. With longer distances, the time for leaching elementary cells increases drastically, the flow rate drops, the acid consumption increases due to interaction with barren rock (including the increased mass of the horizon involved in the processing) and the operating cost increases substantially[32].
- A short distance between the well rows improves the hydrodynamic interaction of the recovery and injection wells, increases flow rates, and makes the process more vigorous, thus shortening the leaching time.
- A smaller well pattern network can be advantageous:
 - in shallow deposits (less than 100 m deep), where the cost of drilling and well equipment is not high in relation to the total costs for ISL;
 - in rock of high capacity for acid, especially with high carbonate content, where acid consumption decreases during a shorter contact time;
 - in order to reduce the downwards loss of solutions when placing screens in the ore interval with great thickness of flooded barren rock as well as in absence of reliable confinement of aquifer;

- with deep piezometric level (low water table) of productive aquifer, not allowing flow rates high enough for airlifts.
- Long distances between the well lines (50 m and longer) are best used in deep deposits (over 200 m), especially when small amounts of acid are consumed by the rock (up to 1% carbonate), and where the cost of drilling and equipment is a substantial part of the production cost of the recovered metal.
- The best well pattern design can be obtained by comparing several possibilities calculated using the results of laboratory and field investigations.

Figure 13 shows curves plotted by using calculated data on a certain deposit leached through wells arranged in lines over the entire deposit. In all cases the wells have equal flow rates, so the quantity of recovered solution is in direct proportion to the number of wells used.

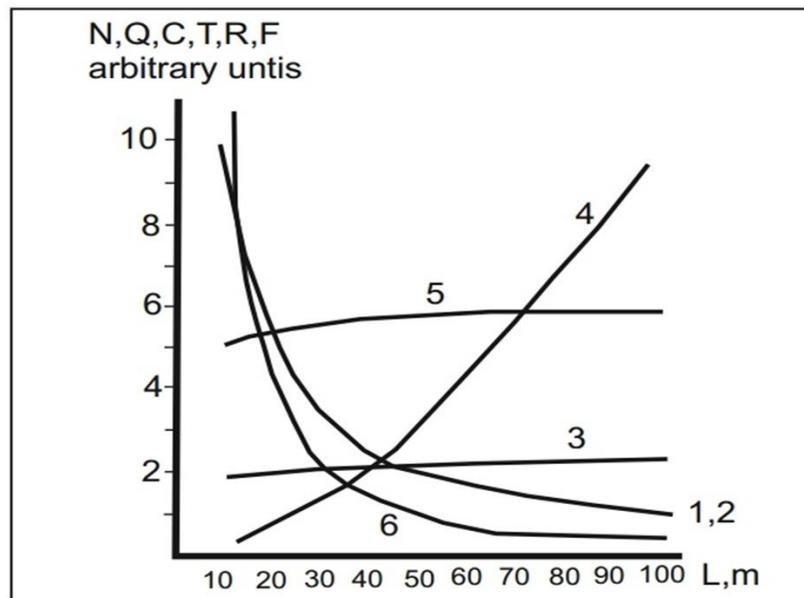


Figure – 13. Diagram of variation in ISL parameters: number of wells N (1), total flow rate of recovered solution Q (2), average uranium concentration C, in recovered solutions (3), time period of leaching T (4); specific reagent consumption R, per unit of rock mass (5) and field productivity F (6) at various distances between the well rows and equal working area.

The diagram shows that, under the given conditions, increasing the distance between the lines (the spacing between the holes in the lines remains unchanged) sharply increases the leaching time, but decreases the number of wells, the total solution flow rate and the degree of recovery from the field. With the distance between the lines increased 10-fold, the specific reagent consumption increases only by 10–20% due to the extended contact time. The average concentration of uranium in the solution changes very little (generally increases within 10%) due to added recovery from the ores not included in the reserve calculation.

Feasibility analysis of the ISL field operations indicates that the production cost varies over a wide range. With the increasing productivity in the fields using a close spaced network, the leaching time for an orebody decreases, as well as the expenditures for wages, shops and other operational costs (for instance, the cost of reagent).

From the point of view of capital cost (drilling of wells, construction of a surface processing facility) a well pattern with extended distance between the rows seems preferable. The productivity of the field would decrease drastically. The deep deposits, where the drilling expenditures for each well are high, will benefit from using a wider spaced pattern, the shallow deposits — from a closely spaced one [32].

Still, maximum productivity is not the decisive factor for choosing a closely spaced well network. An excessive productivity of a field may result in higher costs for the processing facility, drilling and well equipment, thus affecting the recovered metal production cost. So to make a final decision on the optimum well pattern and the sequence for leaching the orebody, one should compare feasibility studies of several alternatives.

The evaluation results are compiled in a combined table used for a large-scale economic evaluation of the alternatives (Table 23.). Then the most profitable design is chosen.

Table 22 – Main parameters of different working systems

Well network	Number of wells	Flow rate of recovery well	Total flow rate of wells	Quantity of recovery wells
1	2	3	4	5
Metal content in solutions	Time of the orebody working	Reagent consumption	Annual productivity of the facility	Production cost of recovered metal

7.1.2 Conditions for in-situ leaching

Certain geological and hydrological criteria must also be met before an ore body deposit is considered suitable for in-situ leaching [29].

- The ore should occur in a generally horizontal bed underlain and overlain by a relatively impermeable stratum.
- The host rock should have a good permeability.
- The ore must be located below the water table.
- The direction and velocity of regional water flow must be known.
- The uranium minerals in the ore body must be amenable to proposed dissolution process preferably with carbonate solutions or relatively mild reagents.
- The ore should occur at favorable depth.
- The ore body should be of sufficient size and grade to justify the cost of production.

7.2 Technique of in-situ leaching

The technique of in-situ leaching is a relatively unknown method in India, though it is largely practiced and successfully implemented in almost all mineral-rich countries of the world. Extraction in this method is accomplished through the dissolution of natural in-place metal in underground and recovery

of the leached solution from underground for further processing. This is achieved by introducing a suitable solvent liquid into the ore body through the wells, allowing the liquid to pass through the ore body for desired period so as to dissolve the metal and finally recovering the pregnant liquor through other wells. The technique, wherever properly implemented has resulted in good recovery of the metal that compares well with the recovery in conventional methods. About 15-18% of world's uranium production is presently met by ISL industries, which is expected to go up to 20% by the year 2015. At present, there are about 98 ISL well fields for uranium in operation all over the world and about 8 sites are under construction or expansion. It may also be noted that more than 50% of US's uranium production come from ISL well fields against about 15% obtained by the conventional mining methods.

Under favourable geological-hydrogeological conditions, the process of in-situ leaching is carried out by injecting the suitable solvent into the orebody through injection holes. The solvent is allowed to pass / flow through the ore body for desired period dissolving the desired metal content and the pregnant solution is then recovered through production well by pumping. The pumped out solution pass through normal hydrometallurgical route in which uranium is segregated. Commercial operation of an ISL method involves following construction activities.

7.2.1 Wellfield design and construction

Design of the well fields in ISL is based on known geology and hydrology, assisted by computer modelling techniques.

A typical ISL operation normally has four different types of wells / holes.

- Injection well - Through this well, leachant is injected into the ore body at desired depth.

- Recovery / Production well - Through this, pregnant solution from underground is pumped out and sent to the mill for further recovery.
- Monitor well - These wells are used to know the degree of contamination of ground water, if any.
- Liquidated wells - In a typical ISL well field map, these wells are found distributed throughout the area. These are generally the exploration or other miscellaneous holes which were drilled to prove the ore body, but later on sealed (grouted) liquidated with high viscosity bentonitic mud. These sealing of unwanted holes are an absolute must to maintain aquifer isolation in an ISL operation.

Normally, the well field design is based on five spot or hexagonal pattern where the injection wells are located at the corners. Production wells are placed at the center of the pattern. The main objective of the pattern design is to maximise the ore reserve addressed by each well within the operating spacing limitations. Factors like permeability and rate of leaching etc. are also considered in deciding the pattern [33].

After the completion of preliminary design, the delineation drilling / well completion stage begins. All planned wells are drilled initially with a 5.25inch (133 millimeters) drill bit. Construction procedures for injection well and production well are almost same.

These wells are normally 150mm diameter, drilled little beyond the bottom of the mineralized zone. 120mm outer dia PVC pipes are placed inside the hole joined together by a special gum or with tap screws or thread joints. PVC filters of the same size with 1mm slot are placed inside the well across the ore zone. The space between the PVC pipe and the well wall is grouted or packed with sand or gravel from bottom to top leaving the selected ore zone. Then the holes are stimulated using a process called air lifting.

Both injection well and recovery well are mutually reversible. In recovery well

a submersible pump (2-10 Hp) is placed just above the ore zone to pump out leached out solution to the surface. Each well while in operation is provided with a flow meter, pressure gauge and necessary valving for pressure release etc. Individual lines from the recovery wells enter into the plant on one side and injection wells on the other side. The wells and the plant are designed to be versatile enough to allow the individual wells to be changed from injection to production and production to injection as changes in the well field operation may require [34].

Monitor wells are installed in the periphery of the deposit about 300m away from the outer line of operating wells. These assist in 'excursion' detection in the event of horizontal or vertical migration of the mining fluids. A rise in water level in these wells indicates a build-up of water presence within the area requiring more withdrawal from the production well while a fall in level indicates too high a withdrawal rate. A proper input-output balance may thus be obtained to minimise solution losses.

7.2.2 Selection of solvent operation

Selection of solvent reductant is a very important factor which needs very careful consideration of mineralogical factors. The most important of them are:

- Type of mineralisation and correlation of soluble and insoluble minerals.
- Type of minerals and associated mineral integration which determine the access of the reagent to minerals' surface.

Lixiviant is distributed to injection wells through water flow meters installed on distribution manifold which totalise daily injection. Likewise flow meters are also installed on production wells. When the charged lixiviant begins to flow through the formation, the dissolved oxidant oxidises the minerals coating the sand grain and the element goes into solution. The solution flows towards the production well where it is pumped to the surface and then to the plant for stripping of the element in

conventional extraction process. The depleted process water is again charged with oxidant and returned to the wellfield for reuse.

7.3 Environmental and safety considerations

Although in-situ leaching system is an enclosed process, involving little contact with the mining solutions is very harmful. Hence, the primary environmental considerations for in-situ mining are associated with [36]:

- The control of lixiviant during mining;
- The restoring of aquifer back to usable conditions after mining.

Several measures are followed to eliminate the potential problem of lixiviant migration away from the well field. By recovering more than is injected, a cone of depression around each recovery well is created which results in developing a gradient towards the well field. This makes the tendency of the native ground water to move inwards rather than lixiviant moving out.

A series of monitor wells are installed within the host rock completely encircling the planned leach area. These monitor wells are sampled regularly during operation and analysed for chemical indicative of lixiviant to ensure that no leach solutions migrate beyond the mining area or vertically into overlying or underlying aquifers.

At the end of mining in a particular well field, several chemical parameters of the premining ground water quality will be left elevated before baseline conditions. Reducing these elevated chemical parameters in the ground water to a condition similar to background or baseline condition is the overall objective of the restoration plan. This is normally achieved in two ways.

Groundwater sweep - It is the initial step in the restoration of the unit. The method consists of pumping from the wellfield recovery wells with no reinjection, resulting in the a total withdrawal of existing lixiviant. The groundwater sweep

lowers the total dissolved solids (TDS). Groundwater sweep is typically limited by the amount of groundwater that can be removed on a continuous basis. The removal of one pore volume through the sweep normally pulls out all lixiviant out of the wellfield.

Water treatment with reverse osmosis - This is the second phase of restoration where wellfield solutions are treated with reverse osmosis and reinjected back to aquifer. The reverse osmosis unit is quite effective at lowering metals and overall TDS concentrations. Solution coming from the well field is treated to lower the pH, then sent through reverse osmosis unit where the water is filtered through cellulose acetate membrane under pressure. This clean water is then reinjected back to the well field for restoration of aquifer. If pre-mining water quality cannot be achieved by a combination of groundwater sweep and reverse osmosis, a reductant such as hydrogen sulphide may be injected into the aquifer to create strong reducing conditions which immobilises remaining contaminants. Addition of sodium sulphide during restoration is also an alternative to direct injection of hydrogen sulphide.

7.4 Recovery of metals

Recovery of in-place reserves varies widely even within patterns in the same wellfield. Geology, mechanical problems and the quality of ore reserve estimations can all affect recovery of in-place reserves. However, in US, uranium producers report average recoveries of 70-80% of in-place uranium through out their operations and this is normally achieved in 3-5 years of continuous operation of the deposit. But sometimes very high recovery have been reported which has been attributed due mainly to the

- narrow width of the orebody
- consequent low reliability of the ore reserve computation
- normal oversweep of the lixiviant to below cut-off ore.

It has been generally agreed that recovery degree at in-situ sites is lower than at a hydro-metallurgical plant by 15-20%. But considering the loss in conventional mining and obtaining some additional quantities from the off-grade and low-grade reserve, the total recovery approximates and sometimes exceeds the level of the traditional mining and subsequent hydro-metallurgical extraction [35].

7.5 Advantages of in-situ leaching

There are several advantages of recovering metals from an ore deposit in-situ over conventional mining methods [35]. These include:

- The method has the potential to work deposits confined to unfavorable horizons like incompetent host rock, poor ground conditions or large water inflows.
- It is feasible in this method to work deposits with poor to off-grade ores, which are uneconomical to extract by traditional mining methods.
- Shorter period of putting the deposit into operation.
- Environmental damage to the mine site is reduced because
 - Surface disturbance is minimised because of automation of mining process underground.
 - Large quantities of rocks and tailing are not to be disposed on surface.
- Risk of mining personnel working below the ground is eliminated.
- Very little risk of exposure of personnel to radiation
- Better economic and technical indices of deposits working because of
 - lower capital cost
 - b) less manpower
 - c) high productivity
 - d) quicker return on investment.

7.6 Economic considerations

The most important differences are in the capital investment required. Capital investment for an in-situ project (representing 50-80% of the total cost) could be 5-10 million dollars compared to 50 to 100 million for a conventional mill. Operating costs in an in-situ project are about 15-17 \$/lb and the total production cost is of the order of 20-25 \$/lb. The U.S. Bureau of Mines has developed a sophisticated economic model to estimate production costs for in-situ projects. In one example the production costs calculated for an in-situ project operating for 10 years at a production rate of 100 t/y ranged from 23 to 41 dollars/lb for an internal rate of return of 20% and were lower for an IRR of 10%. That means that an in-situ operation can compete favourably with small existing conventional mills in the United States.

Selection criteria. Assuming that the geological conditions of an orebody allow the use of in-situ leaching, it is still necessary to decide whether to use this technique or conventional milling. Many factors must be taken into account when making this decision.

Environmental and licensing requirements may be more stringent for in-situ projects, particularly regarding groundwater contamination. Public acceptance of the project is also an important, and perhaps crucial, factor.

Financing. Capital requirements are less for an in-situ project than for a conventional mill.

Marketing. Type of sales contracts that may be negotiated may be a decisive factor. A conventional mill must rely heavily on long-term contracts at relatively high prices (of about 30 Dlls./lb). An in-situ project has more flexibility to respond to changing market conditions and can operate on short term contracts (3 to 5 years) or with spot market sales. A large proportion of the uranium produced by in-situ leaching is sold in the spot market.