

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский  
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Құсан Абат Рустемұлы

Разработка проекта подземно-скважинного выщелачивания (ПСВ)  
в условиях месторождения Торткудык

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**  
к дипломному проекту

6B07205 – «Горная инженерия»

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерское общество «Казахский национальный исследовательский  
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
НАО «КазНITU им.К.И.Сатпаева»  
Горно-металлургический институт  
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой «Горное дело»  
д-р. техн. наук, профессор  
Молдабаев С.К.  
«12» дека 2024г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Разработка проекта подземно-скважинного выщелачивания (ПСВ)  
в условиях месторождения Торткудык

6B07205 – «Горная инженерия»

Выполнил

Рецензент

Caspian University  
Институт инженерии,

Сеньор – лектор

Рустемов С.Т.

«05» мая 2024г.

Құсан Абат Рустемұлы

Научный руководитель

д-р. техн. наук, профессор

Х.А. Юсупов

« »   2024г.

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский  
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

6B07205 – «Горная инженерия»



ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся: Құсан Абат Рүстемұлы

Тема Разработка проекта подземно-скважинного выщелачивания (ПСВ) в условиях месторождения Торткудук

Утверждена приказом по университету №548-1/14 от «4» апреля 2023 г.

Срок сдачи законченной дипломного проекта «31» 05 2024г.

Исходные данные к дипломному проекту: длина простираения 500 м, ширина 300 м, мощность 12 м, плотность 1,8 т на куб, мощность водоносного горизонта (между водоупорами) 15 м. Рудное тело расположено ближе к нижнему водоупору на расстоянии 0,8 м.

Перечень подлежащих разработке вопросов, которые необходимо учитывать в дипломном проекте:

- а) Определение пригодности месторождения к ПСВ и критической производительности закачных скважин;
- б) Сравнение различных схем расположения скважин по степени извлечения;
- в) Определение радиуса ячейки и показателей выщелачивания;
- г) Мероприятия по охране труда и окружающей среды;

Перечень чертежных материалов (обязательные рисунки должны быть точно показаны):

- 1) Геогональный метод вскрытия технологического блока;
- 2) Квадратный метод вскрытия технологического блока;
- 3) Рядный метод вскрытия технологического блока;

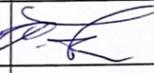
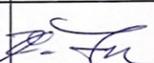
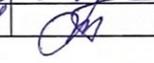
Рекомендуемая основная литература:

- 1 Учебное пособие\_ геотехнологические процессы при разработке месторождений полезных ископаемых. - Е.Х. Абен, С.С. Мырзахметов, Х.А. Юсупов
- 2 Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов Е.И., Рогов А.Е. Геотехнология урана на рудниках Казахстана. Алматы, 2011.
- 3 Регламент использования наблюдательных скважин за техногенным воздействием процесса ПСВ на подземные воды. ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2007.
- 4 «Внесение изменений и дополнений в «Проект «Разработка месторождения Моинкум (участки №1 (Южный) и №2 (Торткудук)) с изменениями, внесенными в2020 году».

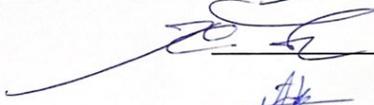
**ГРАФИК**  
Подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геология месторождения	04.03.2024	
Горная часть	10.04.2024	
Охрана труда	24.04.2024	
Экономическая часть	20.05.2024	

Подписи  
консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Геология месторождения	д-р. техн. наук, профессор Х.А. Юсупов	04.03.2024	
Определение пригодности месторождения к ПСВ	д-р. техн. наук, профессор Х.А. Юсупов	13.03.2024	
Горная часть	д-р. техн. наук, профессор Х.А. Юсупов	10.04.2024	
Охрана труда	д-р. техн. наук, профессор Х.А. Юсупов	24.04.2024	
Экономическая часть	д-р. техн. наук, профессор Х.А. Юсупов	20.05.2024	
Нормоконтролер	Д.С. Мендекинова	21.05.2024	

Научный руководитель

 Х.А. Юсупов

Задание принял к исполнению студент

 А.Р. Құсан

Дата

«  » \_\_\_\_\_ 2024г.

## **АҢДАТПА**

Бұл дипломдық жобада Торткудук кен орнында жерасты скважиналық сілтілендіру (ЖСЛ) жобасын әзірлеу зерттелген. Геологиялық және гидрогеологиялық ерекшеліктері талданып, кенді ашу және өндіру схемалары анықталды, сондай-ақ еңбек және қоршаған ортаны қорғау шаралары әзірленді. Жобаның техникалық және экономикалық тиімділігі анықталып, ЖСЛ әдісінің қолдану мүмкіндігі расталды.

## **АННОТАЦИЯ**

В данной дипломном проекте исследована разработка проекта подземно-скважинного выщелачивания (ПСВ) в условиях месторождения Торткудук. Проведен анализ геологических и гидрогеологических особенностей, определены схемы вскрытия и отработки залежей, разработаны мероприятия по охране труда и окружающей среды. Оценена технико-экономическая целесообразность проекта и подтверждена применимость метода ПСВ.

## **ABSTRACT**

This thesis explores the development of an in-situ leaching (ISL) project for the Tortkuduk deposit. Geological and hydrogeological features were analyzed, mining and extraction schemes were determined, and measures for labor and environmental protection were developed. The technical and economic feasibility of the project was assessed, confirming the applicability of the ISL method.

## СОДЕРЖАНИЕ

### ВВЕДЕНИЕ

1 Общие сведения о месторождении.....	8
1.1 Географическая характеристика района .....	8
1.2 Стратиграфия мезо-кайнозойских образований.....	8
1.3 Гидрогеологические особенности месторождения .....	9
1.4 Физически состав руд и окружающих их пород.....	9
2 Балансовые запасы предприятия.....	11
2.1 Запасы на участках Южный и Торткудук.....	11
3 Схемы вскрытия и отработка блока 201 .....	11
3.1 Определение пригодности месторождения к ПСВ и критической производительности закачных скважин .....	12
3.2 Способы вскрытия блока 201 .....	17
3.2.1 Определение эффективного радиуса скважины $R_0$ .....	18
3.3 Сравнение отработанных блоков .....	18
3.4 Организация работы технологических скважин.....	20
3.5 Оборудование технологических скважин фильтрами .....	22
3.6 Оборудование для бурения технологических скважин .....	22
4 Ресурсосбережение .....	24
4.1 Амортизационные отчисления .....	24
4.2 Затраты на проведение горно-подготовительных работ .....	24
4.2.1 Основные технико-экономические показатели на отработку опытного блока 201.....	25
4.4 Основные технико-экономические показатели .....	28
5 Организация труда и управление производством.....	30
6 Мероприятия по охране труда и окружающей среды .....	32
6.1 Защита от радиационного воздействия .....	32
6.2 Буровые работы.....	32
6.3 Безопасность при эксплуатации электрооборудования.....	33
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	34
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ А.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ Б .....	
ПРИЛОЖЕНИЯ В.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ Г .....	
ПРИЛОЖЕНИЯ Д.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ Д.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ Е.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ Ж.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ З .....	

## ВВЕДЕНИЕ

Моинкумское месторождение, расположенное в Сузакском районе Южно-Казахстанской области, является важным объектом для добычи урана в Казахстане. Этот регион, характеризующийся суровым климатом и разнообразной геологической структурой, представляет собой уникальный исследовательский полигон для изучения и внедрения передовых методов добычи урановой руды.

Месторождение Моинкум занимает обширную территорию с разнообразным ландшафтом, включающим песчаные массивы, полупустыни и бедные растительностью участки. Район имеет низкую плотность населения и ограниченную инфраструктуру, что создает дополнительные вызовы для добывающей промышленности. Однако богатство месторождения полезными ископаемыми, такими как гранит, известняк, сланцы, щебень, гравий и глина, делает его стратегически важным для региона и страны в целом.

Исторически сложилось, что район Моинкума использовался для традиционного животноводства и земледелия, но открытие значительных запасов урана изменило экономическую и социальную структуру региона. Введение инновационных технологий подземного выщелачивания (ПСВ) позволяет эффективно извлекать уран из рудных тел, минимизируя экологическое воздействие и затраты.

Данная дипломная работа посвящена комплексному анализу геологических, гидрогеологических и технологических особенностей Моинкумского месторождения. Основная цель исследования – выбор оптимальной схемы вскрытия, критерием которой является минимизация расходов на отработку.

В рамках работы были рассмотрены вопросы стратиграфии мезо-кайнозойских образований, гидрогеологических условий и физического состава руд и окружающих пород. Также был проведен анализ балансовых запасов предприятия, проверка пригодности месторождения к ПСВ, определены схемы вскрытия и отработки залежей, проведены расчеты по определению оптимальных параметров скважин, оценены технико-экономические показатели и мероприятия по охране труда и окружающей среды.

## 1 Общие сведения о месторождении

### 1.1 Географическая характеристика района

Месторождение Моинкум находится в Сузакском районе Южно-Казахстанской области в пустынной местности с песчаным массивом Моинкум, простирающимся с севера (192 м) на юг (374 м) на ширину 60-80 км и несколько сотен километров в длину. Здесь суровый климат: зимой до  $-30^{\circ}\text{C}$ , летом до  $+40^{\circ}\text{C}$ . Осадков мало, около 120-190 мм в год, в основном зимой и весной. Река Чу, расположенная в 50 км к северу, летом пересыхает [2].

Растительность и животный мир типичны для пустынь: саксаул, сайгаки, джейраны, зайцы и тушканчики. Район слабо заселен, постоянное население отсутствует, зимой живут чабаны. Основное население, казахи и узбеки, живет в предгорьях хребта Большой Каратау и вдоль реки Чу, занимаясь животноводством и земледелием.

Основные поселения: Чулак-Курган, Сузак и Таукент, расположены в 100-150 км от месторождения. Все поселения связаны гравийными дорогами, Чулак-Курган - асфальтированной дорогой с Чимкентом и другими месторождениями. На месторождении построена 100-км асфальтированная дорога, соединяющая Канжуган и Моинкум с участком Торткудук.

Индустрия района связана с месторождениями Канжуган, Моинкум (уч.№ 1 – Южный), Уванас и Мынкудук, разрабатываемыми рудоуправлениями Центральное, Степное и ТОО СП «КАТКО». Ближайшая ж/д станция Сузак находится в 80 км к югу от Торткудука, связана с Жанатасом линией 73 км. Расстояние до Чимкента и Джамбула - 320 и 350 км соответственно. Электроснабжение осуществляется от ЛЭП-110, идущей от Кантагинской ТЭЦ в Кентау и от Жанатаса [2].

Район богат строительными материалами: гранит, известняк, сланцы, щебень, гравий, песок и глина. Вода для жителей берется из артезианских скважин и грунтовых вод, с минерализацией не более 0,5-1,0 г/л на глубине 10-20 м, на юге до 20-30 м.

### 1.2 Стратиграфия мезо-кайнозойских образований

Южная часть Чу-Сарысуйской впадины включает девять геологических образований от верхнего Палеоцена до Четвертичного периода. Основные рудоносные горизонты:

- Интымак: 2 подотдела ( $Int_2, Int_1$ )
- Иканск: 2 подотдела ( $Ik_2, Ik_1$ )
- Уюк: 3 подотдела ( $Uk_2, Uk_{b1}, Uk_{la}$ )
- Кызылчи:  $Kz$
- Канжуган 2:  $Kn_2$

Интымакский горизонт наклонен на породы Иканского горизонта. Слои включают глинистые пески, гравий, ракушки, акульи зубы и останки рыб, известковые песчаники, тонкие глины и глинистые пески. Толщина

увеличивается до 80 метров.

Иканский горизонт делится на две части: нижняя - прибрежные морские области, верхняя - прибрежные дельтовые зоны. Пески варьируются по качеству, высокое содержание карбоната до 15%. Глубина 375-412 метров (залежь 17у) и 342-420 метров (залежь 18у). Толщина 0-30 метров. Урановое содержание низкое, но на участке №2 (Торткудук) есть высокопродуктивные участки.

Уюкский горизонт лежит на слоях Канжугана с паузой в развитии. Разделяется на песчаную нижнюю и глинистую верхнюю части. Глубина 405-450 метров (залежь 17у) и 368-463 метров (залежь 18у). Толщина 35-55 метров (залежь 17у) и 18-55 метров (залежь 18у) [2].

Кызылчинский горизонт содержит слой зеленых глин, серых и черных глин, переходящих в торфяники. Толщина 15-20 метров.

Канжуганский горизонт состоит из двух частей: нижняя с мелкозернистыми песками, глинами и галькой, и верхняя, богатая ураном, с песками, глинами, растительными остатками и ракушками. Толщина 60-80 метров.

### **1.3 Гидрогеологические особенности месторождения**

На территории месторождения Моинкум встречаются подземные воды двух групп: неоген-четвертичного и мел-палеогенового периодов.

- неоген-четвертичные отложения (23 млн лет назад - настоящее время): современные аллювиальные отложения и слои различных этапов четвертичного периода.

- мел-палеогеновые отложения (66 - 23 млн лет назад): миоценовые и плиоценовые слои.

Ключевая характеристика: наличие напорных вод на участках №1 Южный и №2 Торткудук, где подземные воды могут достигать поверхности или находиться на глубине до 60 метров. Непроницаемые слои изолируют водоносные горизонты, ограничивая их взаимодействие, что важно для разработки месторождения. Проницаемость слоев варьируется от умеренной до высокой, что влияет на движение подземных вод и риски загрязнения [13].

### **1.4 Физически состав руд и окружающих их пород**

Материал для анализа был собран из кернов исследовательских скважин, распределенных по сетке 800-400х100-50 метров, включающей 12 геохимических профилей. Образцы изучались по спектральному анализу на 41 элемент, включая органический углерод, битумы, формы железа и серы, а также селен, рений и скандий.

Урановое оруденение связано с зоной лимонитизации (окисления), делящейся на подзоны полного и неполного окисления. Рудная зона подразделяется на зоны высокого, среднего и низкого содержания урана.

Продуктивный слой состоит из песков различной крупности, иногда с гравием, где 70-75% объема занимают зерна 0,5-0,1 мм. Эти пески кварцевые или

кварц-полевошпатовые с мусковитом, биотитом, хлоритом, дисульфидами железа и аксессуарными минералами (турмалин, ставролит, эпидот, циркон).

Содержание железа:

Общее: 0,5-2,79‰ (в среднем 1,28‰)

Сульфидное: 0,02-1,83‰ (в среднем 0,28‰)

Двухвалентное: 0,07-0,87‰ (в среднем 0,5‰)

Трехвалентное: 0,04-0,62‰ (в среднем 0,17‰)

Самородное: до 1,62‰ (в среднем 0,33‰)

Доля тяжелой фракции: 0,2-3%

Глинистые минералы (гидромусковит, каолинит, монтмориллонит) составляют до 10% объема, карбонаты (в основном кальцит) менее 0,2%, углерод в песках 0,1-4%, в глинах 0,19-2,6%.

Зона лимонитизации:

Среднее содержание железа: 1,17‰ (0,6-1,76‰)

Сульфидное железо: 0,02‰

Двухвалентное железо: 0,55‰

Трехвалентное железо: 0,43‰

Самородное железо: 0,17‰

Среднее содержание урана в этой зоне: 19-48 граммов на тонну. Также обнаружены рений, молибден, селен, скандий, иттрий, лантаноиды.

Основные рудные минералы:

Настуран (уранинит): 64,5%

Коффинит: 35,5%

Настуран образует сферические агрегаты, тонкие пленки и мелкодисперсные включения. Коффинит формирует веретенообразные частицы и сферические образования [13]. Химический состав настурана и коффинита (в %) приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 - Химический состав настурана и коффинита (%)

	$UO_2$	$SiO_2$	$P_2O_5$	$Y_2O_5$	$CaO$	$PbO$	$FeO$	$TiO$	$Al_2O_3$	$C$	$S$	$Sc_2O_3$
Настуран	52	1.2	0.01	0.05	3.6		0.88	0.09	0.17	41	1.0	
Коффинит	53.6	10.2	5.3	0.2	4.4	0.02	0.92	0.1	0.36	23.4	1.5	

Минералы и элементы:

- ассоциированные с ураном: пирит, сфалерит, радиобарит.

- сопутствующие минералы: пирит, марказит, пирротин, вюстит, гетит, гидрогетит, гематит, магнезиоферрит, акаганеит, самородное железо, пиролюзит, псиломелан.

- влияющие на подземное выщелачивание (ПВ) элементы: углерод, карбонаты, соединения железа и серы, пятиокись фосфора.

## 2 Балансовые запасы предприятия

### 2.1 Запасы на участках Южный и Торткудук

Ресурсы ТОО СП "КАТКО" базируются на запасах руды на участках Южный и Торткудук. 4 марта 1999 г. компания получила две лицензии. Лицензия АИ №886А на добычу урана в северной части участка №1 (Южный) месторождения Моинкум. Лицензия АИ №1337А на разведку и добычу урана на участке №2 (Торткудук) месторождения Моинкум [14].

Лицензия АИ №1337А определяет площадь геологического отвода 533 кв. км с запасами урана категории С1 10 740 тонн и категории С2 10 189 тонн. 27 августа 1999 г. срок действия лицензии продлен до 25 лет (6 лет разведка, 19 лет добыча). Площадь горного отвода составляет 23,99 км<sup>2</sup>.

3 марта 2000 г. был заключен единый контракт №414 на добычу урана на участках Южный и Торткудук между Правительством Казахстана и ТОО КФ СП КАТКО.

Балансовые запасы на начало эксплуатации Южный с 2001 г. Торткудук с 2007 г.

В таблице 2.1 консолидирует данные о балансовых и вскрытых запасах, приростах и проектной добыче, демонстрируя потенциал предприятия и возможное развитие ресурсной базы до 2039 года.

Таблица 2.1 - Ресурсная база ТОО СП «КАТКО»

Участок	Балансовые запасы на 01.01.21	Вскрытые запасы (акт) на 01.01.21	Прирост по вскрытым до завершения эксплуатации	Итого вскрытых запасов на погашение	Проектная добыча	Извлечение за 2021-2039 гг (%)	
						от балансовых	от вскрытых
Южный	9127.4	2405.9	3948.6	6354.5	5443.6	59.6	85.7
Торткудук	48156.2	2332.1	47827.0	50159.1	45395.1	94.3	90.5
ВСЕГО	57283.6	4738.0	51775.6	56513.6	50838.6	88.7	90.0

### 3 Схемы вскрытия и обработка блока 201

В геотехнологии можно выделить два основных направления: первое - изучение физико-геологических условий месторождения, второе - разработка технологии добычи полезных ископаемых, т.е. выбор способа вскрытия месторождения, процесса перевода полезного ископаемого в подвижное состояние, способов доставки, подъема, транспортирования и наиболее эффективных схем переработки добытого продукта. Следовательно, задача данной работы - обоснование по факторам, характеризующим месторождение, выбора оптимальной технологической схемы процессов и средств добычи полезного ископаемого с учетом экономических и экологических аспектов.

Для решения поставленных задач нужно придерживаться следующих этапов работ:

- определение пригодности месторождения к ПСВ и критической производительности закачных скважин;
- построение математической модели с расчётом основных геотехнологических параметров;
- сравнение отработанных блоков по схеме вскрытия.

#### 3.1 Определение пригодности месторождения к ПСВ и критической производительности закачных скважин

Важным шагом в оценке эффективности и экономической целесообразности разработки урановых месторождений является комплексная оценка их пригодности для применения метода подземного скважинного выщелачивания (ПСВ). Этот метод, заключается в переводе полезного ископаемого в мобильное состояние через гидрохимическое и гидромеханическое воздействие, а также оценивая возможности эффективного извлечения урана с помощью растворителей, с последующей подачей на поверхность в форме продуктивного раствора. Ключевым моментом здесь является установление того, насколько легко уран может раствориться в растворе, исходя из ее валентности.

Урановые руды для целей подземного выщелачивания должна **быть** переведен из твердого состояния в растворимую форму, без дополнительного окисления. Выщелачивания можно классифицировать на подходящие и неподходящие. Руды, содержащие шестивалентный уран в форме уранита и настуранита, считаются пригодными для такой переработки, поскольку эти соединения легко растворяются в кислотных и щелочных растворах, образуя мобильные соединения без необходимости дополнительного окисления. В отличие от них, руды с первичными урановыми минералами, такими как уранит и настуран, где уран присутствует в четырехвалентном виде, не подходят для прямого выщелачивания из-за невозможности извлечения урана в раствор без предварительной обработки [18].

**В расчетах будем придерживаться известных геотехнологических характеристик блока из таблицы 3.1.**

Таблица 3.1 – Геотехнологическая характеристика блок 201

Показатели	Обозначения	Единица измерения	Значения
Длина простираения рудного тела	$L_{пр}$	метр	200
Ширина рудного тела	$L_{шир}$	метр	50-200
Мощность рудного тела	$m_{руд}$	метр	3.3 - 8
Плотность пород рудного горизонта	$\gamma$	т/м <sup>3</sup>	1.8
Эффективная мощность продуктивного водоносного горизонта	$M_э$	метр	12
Мощность с учетом расстояний водоупор	$M$	метр	15
Глубина залегания	$H$	метр	200–280
Площадь блока	$S$	тыс. м <sup>2</sup>	19 224
Объем блока	$V$	м <sup>3</sup>	230 688
Коэффициент фильтрации в рудной части горизонта	$K_{ф}$	м/сут	1.5
Коэффициент эффективной пористости	$K_{п}$		0.17
Степень извлечения	$\Sigma$	%	85
Горнорудная масса блока	ГРМ	тыс. т	415 228
Объем выщелачивающего раствора	$Q_{вр}$	м <sup>3</sup>	39 216
Среднее содержание металла(уран) в руде	$C$	%	0.056

Эксплуатационный участок подземного выщелачивания представляет собой геологически единый сегмент месторождения, разрабатываемый через интегрированную сеть скважин для подземного выщелачивания. Эти скважины активируются и деактивируются синхронно в рамках единого производственного цикла. Горнорудная масса, в данном контексте, является частью общего объема продуктивного водоносного горизонта, который включает как рудные тела, так и окружающую их породу, и подвергается воздействию технологических растворов в процессе выщелачивания. Ее величина определяется как произведение эффективной мощности этого горизонта на его площадь и плотность породы:

$$ГРМ = S \cdot M_э \cdot \gamma, \text{ т} \quad (3.1)$$

Расчет горнорудной массы для заданной площади блока 201 выщелачивания:

$$ГРМ = 19\,224 \cdot 12 \cdot 1,8 = 415\,228,4, \text{ т}$$

где  $S$  — площадь, предназначенную для выщелачивания (в м<sup>2</sup>),  
 $M_э$  — эффективную мощность рудного горизонта (в метрах),  
 $\gamma$  — плотность руды и окружающих пород (в тоннах на м<sup>3</sup>).

К фундаментальным параметрам, определяющим качество геотехнологических процессов, относятся: эффективность извлечения целевого компонента, соотношение объемов жидкости и твердой фазы (Ж/Т), а также специфический расход реагентов. Дополнительные технологические показатели,

такие как концентрация добываемого элемента в растворе и продолжительность цикла выщелачивания, обусловлены и вытекают из этих основных показателей.

Расчетное значение Ж:Т:

Начало формы

$$\text{Ж: Т} = \sum_{j=0}^{j=t} \frac{Q_{\text{вр}}}{\text{ГРМ}} \quad (3.2)$$

где  $Q_{\text{вр}}$  — обозначает объем выщелачивающего раствора, прокачиваемого за день  $j$ ;

ГРМ — указывает на массу горнорудной массы, подвергаемой обработке в тот же временной период.

Для начала, чтобы рассчитать объем выщелачивающего раствора, необходимого для обработки всего блока, применим следующую методологию.

Объем блока ( $V$ ) рассчитывается как произведение площади блока ( $S$ ) и эффективной мощности продуктивного водоносного горизонта ( $M_3$ ):

$$V = S \cdot M_3 \quad (3.3)$$

Подставляя данные, получаем:

$$V = 19\,224 \cdot 12 = 230\,688, \text{ м}^3$$

Этот объем представляет собой общее пространство, доступное для заполнения раствором. Однако следует учитывать, что не весь объем будет заполнен раствором из-за пористости и наличия пустот в рудном теле. Теперь давайте учтем коэффициент эффективной пористости ( $K_n$ ), чтобы рассчитать, какой объем раствора будет использован для выщелачивания:

$$Q_{\text{вр}} = V \cdot K_n \quad (3.4)$$

Подставляя значения:

$$Q_{\text{вр}} = 230\,688 \cdot 0,17 = 39\,216,96, \text{ м}^3$$

Таким образом, объем раствора, который фактически будет использован для процесса выщелачивания в данном блоке, составит примерно  $39\,217 \text{ м}^3$ .

Далее, отношение Ж:Т можно рассчитать, поделив объем выщелачивающего раствора  $Q_{\text{вр}}$  на горнорудную массу блока ГРМ, преобразованную из тонн в кубические метры (учитывая, что  $1 \text{ т} = 1 \text{ м}^3$  для плотности  $1 \text{ т/м}^3$ ):

$$\text{Ж: Т} = \frac{Q_{\text{вр}}}{\text{ГРМ}} \quad (3.5)$$

Так как ГРМ выражена в тоннах, а плотность породы равна  $1,8 \text{ т/м}^3$ , преобразуем ГРМ в объем:

$$\text{ГРМобъем} = \frac{\text{ГРМ}}{\gamma} \quad (3.6)$$

$$\text{ГРМобъем} = \frac{415\,228,8}{1,8} = 230\,682,67 \text{ м}^3$$

Теперь рассчитаем отношение Ж:Т:

$$\text{Ж:Т} = \frac{39\,216,96}{230\,682,67} = 0,17$$

Значение Ж:Т, равное 0,17, находится в пределах оптимального диапазона для стадии закисления, что указывает на достаточное количество раствора для начала процесса выщелачивания. Такой уровень отношения Ж:Т обеспечивает эффективное насыщение породы раствором и начало процесса окисления металла.

Исходя из расчета отношения Ж:Т, равного 0,17, можно сделать вывод, что на каждую тонну горнорудной массы приходится 0,17 тонны выщелачивающего раствора. Это значение попадает в начальный диапазон оптимальных значений для стадии закисления, которая требует соотношения Ж/Т от 0 до 0,2-0,25, что указывает на то, что текущее количество раствора является достаточным для начального этапа выщелачивания, но может потребоваться увеличение для последующих этапов выщелачивания и довыщелачивания, где оптимальное значение Ж/Т составляет от 0,2-0,25 до 1,5 и от 1,5 до 2,5-3 соответственно для довыщелачивания [18].

Поскольку процесс выщелачивания происходит неравномерно и скорость фильтрации может меняться в зависимости от множества факторов,

включая стадию разработки блока, использование отношения Ж/Т вместо скорости фильтрации является более надежным методом для управления процессом выщелачивания. Это обеспечивает стабильное и эффективное извлечение урана, не зависимо от изменений фильтрации в разных частях блока.

Формула для ориентировочного определения пригодности уранового месторождения к отработке методом скважинного подземного выщелачивания представлена так:

$$C_{\text{ср}} = \frac{\Sigma \cdot C \cdot \text{Мр} \cdot \text{Кр}}{\text{М} \cdot \text{К} \cdot \frac{\text{Ж}}{\text{Тр}}} \quad (3.7)$$

где  $\Sigma$  — степень извлечения урана в процентах, показывает, какой процент урана из общего содержимого в руде был извлечен.

$C_{\text{ср}}$  — среднее содержание урана в продуктивных растворах (также выражается в процентах);

$C$  — среднее содержание металла в руде в процентах, указывает на концентрацию урана в исходной руде;

$\text{Мр}$  — мощность залежи, выраженная в метрах; относится к толщине

слоя руды, из которой извлекается уран;

$K_r$  — коэффициент фильтрации в рудной части горизонта, выраженный в метрах в сутки, который характеризует способность породы пропускать через себя раствор;

$J/T$  — отношение объема раствора к массе руды; показывает, какое количество раствора используется на единицу массы руды для выщелачивания.

$M$  и  $K$  — мощность и коэффициент фильтрации вовлекаемой в процесс части водоносного горизонта соответственно. Эти параметры помогают оценить, как вода из окружающих слоев будет влиять на процесс выщелачивания.

Расчет пригодности месторождения к ПСВ:

$$C_{\text{ср}} = \frac{85 \cdot 0,056 \cdot 12 \cdot 1,5}{15 \cdot 1 \cdot 0,17} = 33,6, \text{ мг/л}$$

Месторождения подразделяются на четыре категории в зависимости от их пригодности для подземного выщелачивания:

- неблагоприятные для ПСВ: Среднее содержание урана менее 10 мг/л;
- малоблагоприятные для ПСВ: Среднее содержание урана от 10 мг/л до 30 мг/л;
- благоприятные для ПСВ: Среднее содержание урана от 30 мг/л до 100 мг/л;
- весьма благоприятные для ПСВ: Среднее содержание урана более 100 мг/л.

Так как рассчитанное значение  $C_{\text{ср}}$  составляет 33,6 мг/л, это попадает в третью категорию, что означает, что месторождение является благоприятным для подземного выщелачивания. Это указывает на то, что урановое месторождение обладает достаточной концентрацией урана для эффективного извлечения методом скважинного подземного выщелачивания.

После подтверждения химической и физической пригодности месторождения следующим критическим аспектом является определение критической производительности закачных скважин. Это необходимо для предотвращения суффозии – процесса, при котором мелкие частицы породы начинают перемещаться вместе с раствором, что может привести к изменению проницаемости пород и, как следствие, к снижению эффективности выщелачивания. Расчет критической производительности помогает определить оптимальные параметры для закачки растворителя, обеспечивая баланс между эффективностью извлечения урана и сохранением структурной целостности породы.

Формула критической производительности скважин:

$$Q_{\text{ср}} = 2\pi r L K I_{\text{кр}} \quad (3.8)$$

Формула критического напорного градиента:

$$I_{\text{кр}} = (\gamma - 1) \cdot (1 - n) \quad (3.9)$$

где  $r$  — радиус скважины,  $50\text{мм} \approx 0.05\text{м}$   
 $L$  — длина рабочей части фильтра,  $11.5\text{м}$ ,  
 $K$  — коэффициент фильтрации:

$$(K) = \frac{11.5\text{м}}{24\text{час}} = 0.479\text{м/час}$$

$I_{\text{кр}}$  — критический напорный градиент (напорный градиент, выше которого начинаются суффозионные перемещения),

$\gamma$  — плотность породы (примем значение плотности породы  $\gamma = 1,8$  т/м,

$n$  — пористость,  $0,3$ .

Подставим предполагаемые значения и рассчитаем критический напорный градиент  $I_{\text{кр}}$ :

$$I_{\text{кр}} = (1.8 - 1) \cdot (1 - 0.3) = 0.56$$

Теперь рассчитаем  $Q_{\text{кр}}$ :

$$Q_{\text{кр}} = 2 \cdot 3.1416 \cdot 0.05 \cdot 11.5 \cdot 0.479 \cdot 0.56 = 0,9\text{м}^3/\text{час}$$

Это значение указывает на максимально допустимую скорость закачки раствора в скважину, превышение которой может привести к суффозии. Правильно определенная критическая производительность помогает оптимизировать процесс подземного выщелачивания, обеспечивая необходимый баланс между эффективностью извлечения урана и сохранением структурной целостности породы, что крайне важно для долгосрочной эксплуатации месторождения.

### 3.2 Способы вскрытия блока 201

При разработке месторождений все скважины обычно укладывают по одной из двух схем: либо они распределены регулярно, как ячейки пчелиных сот, либо выстраиваются в прямые линии, как ряды в саду. В обоих случаях самое важное – это определить радиус зоны вокруг каждой скважины и площадь, на которую она влияет. А для линейной схемы ещё нужно учесть, как соотносятся расстояния между скважинами в ряду и между самими рядами, которые, как правило, делают одинаковыми. Эти меры помогают нам настроить расположение скважин так, чтобы процесс извлечения полезных ископаемых проходил благополучно.

Методология вскрытия основывается на следующих расчетах:

- расчет эффективных расстояний скважин между собой [эффективный радиус скважины  $R_0$ ] (Расчет приведен в приложении А);
- производительность откачной скважины (Расчет приведен в приложении Б);
- приемистость закачной скважины (Расчет приведен в приложении Г);
- средняя скорость фильтрации в плоскорадиальном потоке вдоль любой его

линии (Расчет приведен в приложении Д);

- расчёт продолжительности выщелачивания и закисления (Расчет приведен в приложении Ж);

- определение расхода кислоты на 1 кг добываемого урана (Расчет приведен в приложении Л);

- определение массы кислоты, затраченная на закисление одной тонны горнорудной массы (Расчет приведен в приложении Л);

- определение среднего соотношения между количеством закачных (Расчет приведен в приложении Л).

### 3.2.1 Определение эффективного радиуса скважины $R_0$

Цель данной части работы заключается в определении эффективного радиуса размещения скважин для блока 201, сравнивая три схемы расположения (гексагональная, квадратная и рядная). Главным критерием эффективности при проектировании сети технологических скважин является прибыль, получаемая от реализации добытого металла. Поскольку цена на металл и запасы металла являются величинами постоянными, максимальная прибыль достигается при минимизации затрат на сооружение и эксплуатацию сети скважин.

На практике расстояния между скважин берутся условно, исходя из геологических особенности участка. Например: конфигурация сформированного пласта, физические составляющие вещественных пород и т.д.

В данной работе метод определения эффективного радиуса основывается на построении математической модели с двумя составляющими параметрами.

Математическая модель представляет собой абстрактное представление реального процесса или системы с использованием математических понятий и формул. В данном случае модель используется для анализа, понимания и предсказания поведения системы скважин [19].

Параметры модели:

A: коэффициенты, зависящие от геометрических параметров разрабатываемого блока.

B: коэффициенты, учитывающие физические и химические свойства рудного тела, проницаемость пород и динамику распределения реагентов в поровом пространстве.

$R_0$ : эффективный радиус скважины, при котором достигается эффективное распределение реагентов и максимальное извлечение урана.

Расчет выполнен в соответствии с инструкцией «Расчет заложения сети расположения технологических скважин». Расчет приведен в приложении А [18].

### 3.3 Сравнение отработанных блоков

В данном разделе проводится анализ и обоснование выбора эффективной схемы вскрытия для блока 201 на основе сравнения геотехнологических и экономических показателей. Рассмотрены три основные схемы вскрытия: гексагональная, квадратная и рядная. Для каждой схемы проведены расчеты

ключевых параметров, таких как эффективный радиус ячейки, количество скважин, время закисления и выщелачивания, затраты на горно-подготовительные работы и другие. В таблице 3.2 представлены основные геотехнологические показатели для каждой из схем вскрытия.

### 3.2 - Сравнение отработанных блоков

Эффективный показатели по блоку	Гексагональная схема	Квадратная схема	Рядная схема
Эффективный радиус ячейки	31.6	33.4	30.1
Соотношения между количеством ЗС и ОС (n)	2.6	2.0	1.6
Время закисления блока	86 сут	94 сут	92 сут
Время выщелачивания блока	405 сут	502 сут	354 сут
Суммарное время закисления и выщелачивания в сутках	446 сут	596 сут	488 сут
Суммарное время закисления и выщелачивания по годам	1.22 года	1.63 года	1.34 года
Количество скважин (N)	22	16	33
Затраты на проведение горно-подготовительных работ, \$США	\$206 153	\$200 194	\$256 054
Затраты на проведение горно-подготовительных работ, тенге	91 408 239	88 766 018	113 534 343
Дебит откачной скважины	6.69 м <sup>3</sup> /сут	6.63 м <sup>3</sup> /сут	6.72 м <sup>3</sup> /сут
Среднее содержание U в ПР	33.6 мг/дм <sup>3</sup>		
Удельный расход кислоты на 1 кг урана	113 кг/кг		
Степень извлечения	85%		

На основе данных, представленных в таблице 3.2, проведем детальный анализ каждой схемы вскрытия.

Гексагональная схема вскрытия:

- преимущества: максимально плотное расположение скважин обеспечивает равномерное воздействие выщелачивающего раствора; эффективное использование площади блока.
- недостатки: относительно высокие затраты на горно-подготовительные работы (\$206.153); долгое время выщелачивания (405 суток).

Квадратная схема вскрытия:

- преимущества: наименьшие затраты на горно-подготовительные работы (\$200.194); простота планирования и реализации.

- недостатки: долгое время закисления и выщелачивания (596 суток); наименьший дебит откачной скважины (663 м<sup>3</sup>/сут).

Рядная схема вскрытия:

- преимущества: наименьшее суммарное время закисления и выщелачивания (446 суток); высокий дебит откачной скважины (672 м<sup>3</sup>/сут).

- недостатки: наибольшее количество скважин (33), что увеличивает затраты на горно-подготовительные работы (\$256.054); высокие затраты на горно-подготовительные работы в тенге (113 534 343 тенге).

Для выбора эффективной схемы вскрытия блока 201 необходимо учитывать как геотехнологические, так и экономические параметры.

Квадратная схема вскрытия является наиболее целесообразной, поскольку она обеспечивает сбалансированные показатели и наименьшие затраты на горно-подготовительные работы. Несмотря на более длительное время закисления и выщелачивания, эта схема позволяет снизить общие затраты и упростить планирование и реализацию проекта.

Рекомендуемая схема вскрытия для блока 201: Квадратная схема.

Выбор квадратной схемы вскрытия блока 201 обоснован необходимостью нахождения лучшего компромисса между затратами, временными параметрами и технологической эффективностью, чтобы обеспечить устойчивую и экономически выгодную разработку месторождения. С учетом всех проанализированных параметров, данная схема представляется наиболее рациональной для долгосрочной и устойчивой разработки месторождения.

### 3.4 Организация работы технологических скважин

Технологические скважины подключаются традиционным способом. Для выщелачивающего раствора прокладывается основной трубопровод, который распределяет раствор по закачным скважинам (рисунок 3.1). Продуктивный раствор также собирается в отдельный основной трубопровод из откачных скважин.

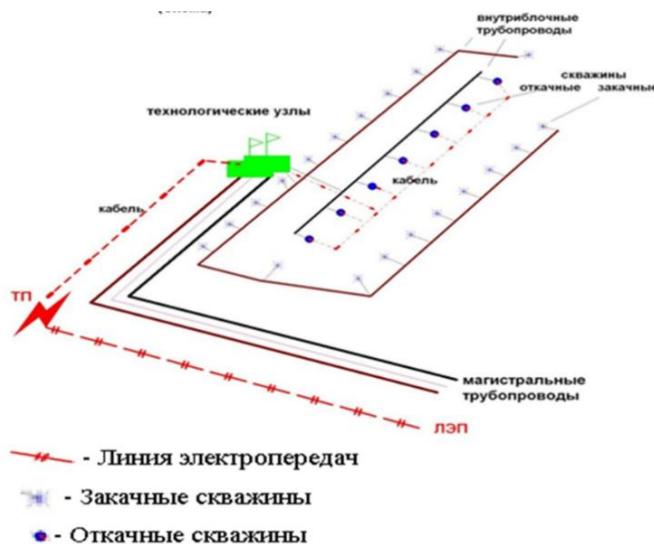
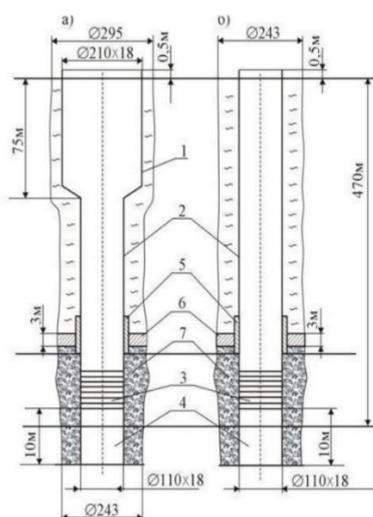


Рисунок 3.1 – Схема обвязки технологических блоков [18]

Закачные и откачные скважины имеют разные конструкции. Откачные скважины оснащены погружными насосами в верхней части, поэтому они имеют больший диаметр и более прочную конструкцию с дополнительным укреплением и более дорогими оголовками. Электрические кабели прокладываются от трансформаторной подстанции к технологическим узлам и каждой скважине для обеспечения необходимого питания [18].

На основе характеристик рудных тел, сети расположения скважин, состава руды и пород, а также воднофизических свойств продуктивного горизонта, для процесса закисления используется выщелачивающий раствор с концентрацией серной кислоты до 25 г/л. Продолжительность закисления составляет от 1.3 до 4.7 месяцев для получения растворов с концентрацией урана 40-50 мг/л и уровнем рН менее 3.

Характеристики конструкций скважин приведены на рисунке 3.2.



1 – обсадная труба под погружной насос; 2 – обсадная труба; 3 – фильтр; 4 – отстойник; 5 – утяжелитель; 6 – цементная пробка; 7 – гравийная засыпка. а) откачная скважина б) закачная скважина.

Рисунок 3.2 – Конструкция эксплуатационной скважины [18]

Опытно-экспериментальные данные показывают, что дебит откачных скважин варьируется от 5.8 до 7.2 м<sup>3</sup>/час, в то время как закачные скважины имеют приемистость 2-4 м<sup>3</sup>/час.

В период активного выщелачивания уран эффективно переходит в продуктивный раствор и перемещается к откачным скважинам. На этом этапе концентрация серной кислоты в рабочих растворах поддерживается на уровне 6-8 г/л, что позволяет поддерживать рН раствора в диапазоне 2.0-2.2 и окислительно-восстановительный потенциал (Eh) на уровне 400-500 мВ. Рабочий регламент откачных и закачных скважин остается таким же, как и в период закисления [13].

### 3.5 Оборудование технологических скважин фильтрами

Рудное тело расположено в центральной части разреза, но имеет проницаемость значительно ниже, чем вмещающие породы. Фильтры закачных скважин устанавливаются над рудой, а фильтры откачных скважин – под рудой.

Сближенные залежи. Если расстояния между залежами не превышает 5-6 м, они обрабатываются совместно. Если расстояния между ними более 6 м, обрабатывается каждая залежь отдельно. Надо избегать установки двойных фильтров, их работа не эффективна. Нижние фильтры не работают в полном объеме, и нижнее крыло обрабатывается плохо или не обрабатывается совсем.

Фильтры наблюдательных скважин устанавливаются на всю мощность продуктивного горизонта.

Фильтры устанавливаются в зависимости от проницаемости рудного тела и вмещающих пород. Рудное тело расположено в центральной части разреза и имеет проницаемость ниже, чем окружающие породы. Поэтому фильтры закачных скважин устанавливаются над рудой, а фильтры откачных скважин – под рудой. Это позволяет оптимизировать распределение выщелачивающего раствора и обеспечивает эффективное извлечение полезных компонентов.

Для сближенных залежей с расстоянием между ними до 5-6 м рекомендуется их совместная обработка. При расстоянии более 6 м каждая залежь обрабатывается отдельно. Избегается установка двойных фильтров, так как их работа неэффективна: нижние фильтры не работают в полном объеме, что приводит к неполному отработке нижнего крыла залежи.

Фильтры наблюдательных скважин устанавливаются на всю мощность продуктивного горизонта, что позволяет контролировать процесс выщелачивания и состояние рудного тела.

Применение дисковых фильтров КДФ 118/90 в технологических скважинах блока 201 обеспечит высокую эффективность выщелачивания и оптимальное извлечение урана. Конструкция и параметры фильтров позволяют использовать их в различных геологических условиях, что делает их идеальным выбором для проекта блока 201 [18]. Параметры фильтров КДФ 118/90 приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Параметры фильтров КДФ 118/90

Параметры	Значение
Ширина щели фильтра, мм	0.8-1.6
Наружный диаметр диска, мм	118
Внутренний диаметр фильтра, мм	74
Количество дисков на 1 м фильтра, шт	248-223

### 3.6 Оборудование для бурения технологических скважин

На практике для бурения технологических скважин используются буровой

станок ЗИФ-1200 МРК и российская буровая установка УБВ-215 ОАО "Геомаш". Станок ЗИФ-1200 МРК предназначен для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые до глубины 2000 м, с диаметром бурения 151 мм, массой с электродвигателем 5100 кг и габаритами: длина 3310 мм, ширина 1380 мм, высота 2270 мм. Установка УБВ-215 может бурить до глубины 300 м и имеет диаметр бурения 135-500 мм. Эти установки обеспечивают эффективное бурение скважин, соответствуя требованиям и стандартам НАК «Казатомпром» [18].



Рисунок 3.5 – Буровые установки для бурения скважин [18]

## 4 Ресурсосбережение

### 4.1 Амортизационные отчисления

Инвестиции в строительство и оборудование предприятия отражаются в себестоимости продукта через амортизационные отчисления. Размер этих капитальных инвестиций зависит от ожидаемой производительности предприятия в отношении продуктивных растворов и его экономического и географического расположения. Амортизация оборудования и транспортных средств приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 Амортизация оборудования и транспортных средств

Наименование и назначение оборудования	Стоимость однотипного оборудования, тенге	Амортизация отчисления	
		% от стоимости	тенге
Отстойники ПР и ВР	350 000 000	15.1	45 850 000
Насосы	59 000 000	50	30 000 000
Сорбционные колонны	100 000 000	14.3	14 300 000
Буферные колонны	15 000 000	14.3	2 145 000
Колонны регенерационные	15 000 000	14.3	2 145 000
Колонны расхода осаждения	20 000 000	14.3	2 860 000
Оборудование для приготовления реагентов	30 000 000	6	1 800 000
Насосы на цехе	10 000 000	50	5 000 000
Краны подъемные	8 000 000	9	720 000
Прочее подъемное транспортное оборудование	1 000 000	24	240 000
Технологические трубопроводы	50 000 000	6	3 000 000
Фильтрпрессы	5 000 000	15	750 000
Прочее оборудование	30 000 000	15	4 500 000
Итого	643 000 000 ТЕНГЕ		113 310 000 ТЕНГЕ
	\$1 439187		\$253 614

### 4.2 Затраты на проведение горно-подготовительных работ

Оценка затрат на горно-подготовительные работы произведена с учетом общей стоимости скважин, которая объединяет расходы на бурение, обвязку и на реагенты, используемые в процессе закисления технологических блоков, которые соответствует стандартам закисления, принятым в НАК «Казатомпром».

$$J_1(\mu_j, R) = \frac{S_{\text{бл}} \cdot (n+1)}{S_{\text{я}}} \cdot C_{\text{СКВ}} \cdot H; \quad (4.1)$$

где  $C_{\text{СКВ}}$  – стоимость 1 м готовой скважины с учетом на все оборудование и материалы, необходимые для бурения и эксплуатации скважины, \$м;

$H$  – глубина скважины, м;

$S_{\text{бл}}$  – площадь одной ячейки, м.

Для гексагональной схемы вскрытия:

$$S_{\text{я}} = 2.6 \cdot R^2, \text{ м}^2; \quad (4.2)$$

$$J_1(\mu_j, R) = \frac{19\,224 \cdot (2.6 + 1)}{2.6 \cdot 31.49^2} \cdot 32 \cdot 240 = \$206\,153$$

Для квадратной схемы вскрытия:

$$S_{\text{я}} = 2.0 \cdot R^2, \text{ м}^2; \quad (4.3)$$

$$J_1(\mu_j, R) = \frac{19\,224 \cdot (2.0 + 1)}{2.0 \cdot 33.26^2} \cdot 32 \cdot 240 = \$200\,194$$

Для рядной схемы вскрытия:

$$S_{\text{я}} = 1.6 \cdot R^2, \text{ м}^2; \quad (4.4)$$

$$J_1(\mu_j, R) = \frac{19\,224 \cdot (1.6 + 1)}{1.6 \cdot 30.61^2} \cdot 32 \cdot 240 = \$256\,054$$

#### 4.2.1 Основные технико-экономические показатели на отработку опытного блока 201

В структуру эксплуатационных расходов входят затраты на реагенты для выщелачивания, а также на электроэнергию, необходимую для подъема и перемещения растворов и их последующей переработки, плюс другие фиксированные затраты [6].

Количество используемой серной кислоты при закислении блока зависит от его кислотоёмкости и размеров:

$$Z_{\text{зак}} = R_{\text{зак}} \cdot \rho \cdot M_{\text{Э}} \cdot S \cdot C_{\text{кис}}, \$ \quad (4.5)$$

где  $R_{\text{зак}}$  – масса кислоты, затраченная на закисление одной тонны горно-рудной массы, (кг/т);  $S$  – площадь блока, м<sup>2</sup>;

$M_{\text{Э}}$  – эффективная мощность блока, м;

$\rho$  – объемная масса руды, т/м<sup>3</sup>;

$C_{\text{кис}}$  – стоимость одного килограмма кислоты.

Решение:

$$Z_{\text{зак}} = 53.11 \cdot 1.8 \cdot 12 \cdot 19\,224 \cdot \$2.2 = \$48\,517$$

Затраты на реагенты при выщелачивании можно рассчитать, исходя из общей массы добытого урана:

$$Z_{\text{выщ}} = mU \cdot (P_{\text{к}}C_{\text{к}} + P_{\text{о}}C_{\text{о}}), \$ \quad (4.6)$$

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

$C_{\text{к}}C_{\text{о}}$  – стоимость одного килограмма окислителя.

Решение:

$$Z_{\text{выщ}} = 4.58 \cdot (113 + 350) = \$2120$$

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

$$Z_{\text{пер}} = mU \cdot C_{\text{пер}}, \$ \quad (4.7)$$

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

Решение:

$$Z_{\text{пер}} = 4.58 \cdot 360 = \$1649$$

Расход химреагентов и материалов приведены в таблице 4.2

Таблица 4.2 – Расход химреагентов и материалов

Потребление	Цена. тенге/ед. изм.	Удельные затраты на 1кг U	Расход материалов в тоннах на 1000 т	Удельная стоимость материалов на 1000 т, тыс. тенге
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	207	1.0	1 000	47 800
Ионообменные смолы	1200	0.05	50	50 276
Сетка из нержавеющей стали 12x18Н10Т 0.6x0.25	6500	0.001	1	4 174
Фильтр полотно	1500	0.0025	2.5	2 065
Итого				701 115 000
				\$1 810 030

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

$$Z_{\text{трна}} = W \cdot P_{\text{эл}} \cdot C_{\text{эл}}, \text{ тенге} \quad (4.8)$$

где  $W$  – расход электроэнергии на подъем и транспортировку одного  $\text{м}^3$ ;

$P_{\text{эл}}$  технологического раствора,  $\text{м}^3 / \text{кВт} \cdot \text{ч}$ ;

$C_{\text{эл}}$  – стоимость одного  $\text{кВт} \cdot \text{ч}$  электроэнергии; время.

Решение:

$$Z_{\text{трна}} = 24 \cdot 7 \cdot 20 = 3360 \text{ тенге}$$

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

$$Z_{\text{проч}} = C_{\text{проч}} \cdot t, \text{ тенге} \quad (4.9)$$

где  $C_{\text{проч}}$  – стоимость прочих условно постоянных затрат за единицу времени (год);

$t$  – время отработки блока.

$$Z_{\text{проч}} = 550\,000 \cdot 4.2 = 2\,310\,000 \text{ тенге}$$

Расход электроэнергии, воды и пара приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Расход электроэнергии, воды и пара

Наименование	Потребность в год ед. изм.	Цена, в тенге	Удельная стоимость, тыс. тенге
Электроэнергия, кВт	3 500 000	6.48	15 501.9
в т.ч. на добычу	1 600 000	6.48	6 484.5
в т.ч. на переработку	1 500 000	6.48	6 091.5
в т.ч. на АБК	745 000	6.48	2 925.9
Вода, $\text{м}^3$	70 000	500	12 800
Пар, Гкал	1 410	2 087.41	9 898.2
Итого			85 538 848.10, т

Снижение затрат на добычу урана достигается за счет увеличения его выхода из пласта и повышения эффективности процессов добычи. Это включает в себя улучшение показателей, как количество добытого урана на единицу объема пласта, а также оптимизацию расхода скважин на блок. Однако углубление скважин и увеличение потребности в кислоте и окислителях для обработки руды приводят к росту расходов.

Многое из того, сколько урана мы сможем добыть и сколько это будет стоить, зависит не только от самой природы, но и от наших решений во время планирования и работы. Например, где и как расположить скважины, сколько кислоты и других химикатов использовать. При выборе лучшего способа добычи

мы учитываем не только особенности местности, но и цены на оборудование, кислоту, энергию и так далее.

Когда мы делаем каждую скважину ответственной за большую площадь, это помогает сэкономить на начальных затратах, потому что нам нужно меньше всего этого оборудования. Но вот эксплуатационные расходы растут, потому что обработка такой большой площади занимает больше времени и требует больше химикатов, так как растворы дольше взаимодействуют с рудой. Из-за этого есть такая точка, где затраты на добычу урана оптимальны и не так высоки. Где именно эта точка будет, зависит от особенностей месторождения и текущих цен на оборудование и химикаты.

#### 4.4 Основные технико-экономические показатели

Таблица 4.4 – Основные технико-экономические показатели

Наименование показателя	Количество
Мощность предприятия, тонн U/год	39 200
Удельный расход на 1 тонну урана:	
- электроэнергия, тыс. кВт/час	24 186.9
- дизтопливо, тонн	1.129
- вода, м3	45.6542
- серная кислота, тонн	31 420
- ионообменные смолы, тонн	50
- аммиачная селитра, тонн	3 500
Общая площадь:	119172.5
- ЦППР, м2	40 300
- полигона, м2	78 872.5
Общая численность персонала:	
- списочная, чел	1 191
- явочная, чел	714
Общая стоимость строительства, тенге	3 166 632 812
\$USD, в том числе:	\$8 166 687
- СМР, тенге	2 225 085 346
- СМР, \$USD	\$5 738 454
- оборудование, тенге	718 350 466
- оборудование, \$USD	\$1 852 612
- прочие затраты, тенге	213 197 000
- прочие затраты, \$USD	\$549 831
Стоимость ГПП, тенге	490 563 712
Стоимость ГПП, \$USD	\$1 265 155
Продолжительность строительства, год	6
Себестоимость 1 кг U в концентрате (yellowcake), тенге	2000.58
\$USD	\$ 5.2
Себестоимость 1 кг закиси окиси U, тенге	5 530.00
\$USD	\$ 12.44

Представим затраты на эксплуатацию за весь период работы блока

следующим образом:

$$J_2 = J_2(R), \$ \quad (4.10)$$

$$J_2(R) = T_э * C_э, \$ \quad (4.11)$$

где  $T_э$  – суточные эксплуатационные затраты по блоку, которые складываются из затрат на электроэнергию, реагенты, различные материалы, заработную плату и т.д., \$/сут;

$C_э$  – время отработки запасов металла в блоке до проектного коэффициента, сут.

Решение:

$$J_2(R) = 2254 * 3100 = \$6\,987\,400$$

В этой формуле рассчитана наиболее выгодная схема и представлены данные по добыче в блоке рудника "Торткудук". Другие варианты расчетов не представлены, поскольку они экономически неэффективны. При использовании рядной схемы работы блока затраты на эксплуатацию составят **\$6 987 400**.

Себестоимость продукции рассчитана для объема производства 39 200 кг урана в год. Данные представлены в таблице 4.4.

## 5 Организация труда и управление производством

Организация труда и управление производством строятся на основе тщательного планирования и эффективной координации, с акцентом на оптимизацию ресурсов и минимизацию затрат. Производственная программа, включающая горно-подготовительные работы и методы добычи урана, основывается на пошаговом внедрении технологических блоков. Это позволяет не только более эффективно использовать запасы, но и сократить временные затраты на подготовку месторождения к эксплуатации до 5-10 дней, что значительно ускоряет процесс запуска новых блоков [4].

При подготовке мест для добычи сразу устанавливаются все необходимое оборудование во время бурения скважин. Это означает, что основная инфраструктура, такая как внутриблочные трубопроводы, электрические кабели и установки для закисления, монтируется параллельно с бурением. Благодаря этому ввод в эксплуатацию новых блоков происходит почти без задержек, что является ключевым фактором в оптимизации рабочего времени и снижении производственных затрат.

Управление производством адаптируется под изменяющиеся условия, позволяя вносить коррективы в планы добычи в соответствии с фактическими показателями запасов. Режим работы приведена в таблице 5.1. Такая гибкость обеспечивает возможность реагирования на несоответствие прогнозных запасов и фактических результатов вскрытия, варьируя очередность и схемы вскрытия блоков без ущерба для общего производственного процесса. Например, плановое увеличение вскрытых запасов тесно связано с графиком выполнения буровых работ и может адаптироваться под изменения в геологической ситуации или рыночные условия.

Таблица 5.1 – Режим работы

Для сменного персонала, занятого во вредных Условиях труда:	Длительность
продолжительность смены	12 ч
количество смен	4 (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	12ч
времени за неделю	84ч
количество рабочих дней в году	255
Для персонала, занятого в ночную смену во вредных Условиях труда:	Длительность
продолжительность смены	12ч
времени за неделю	84ч

Производственные показатели, такие как количество ежегодно вводимых технологических и эксплорационных скважин, могут корректироваться в рамках

±20% от первоначально утвержденных значений без изменения технологических условий. Такая практика допускается действующим законодательством и отражает стремление к поддержанию высоких стандартов производительности при одновременном снижении затрат [7]. Оплата труда персонала приведена в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Оплата труда персонала

Заработная плата	150 152 тенге
Социальный налог и социальные отчисления	100 000 тенге

В итоге подход к организации труда и управлению производством демонстрирует стратегическое планирование и оперативное реагирование на производственные и экономические изменения, обеспечивая устойчивость и эффективность в долгосрочной перспективе.

## **6 Мероприятия по охране труда и окружающей среды**

### **6.1 Защита от радиационного воздействия**

Радиоактивные отходы и годовая продукция хранятся в зонах транспортировки и откачки продуктивного раствора, где уровень радиации возрастает. Радиоактивное излучение также увеличивается в следующих областях:

- при подготовке растворов, в осадках золы с высоким содержанием радионуклидов или солей в отстойнике;
- при работе с технологическими растворами и ионообменными смолами;
- при использовании источников ионизирующих излучений для геофизических исследований.
- основные виды загрязнения включают:
  - загрязнение воздуха токсичными химическими веществами и радионуклидами;
  - загрязнение помещений радионуклидами и ядовитыми веществами, а также поверхностей рабочих зон;
  - загрязнение почв и территорий установок по переработке радионуклидов.

Работа с радиационными рисками выполняется как планоно (в нормальных производственных условиях), так и оперативно (в аварийных ситуациях). К выполнению таких задач допускаются только высококвалифицированные сотрудники с медицинским допуском к работе с радиоактивными веществами.

### **6.2 Буровые работы**

Для безопасного выполнения буровых работ на промышленной площадке рудника необходимо строго соблюдать все требования промышленной безопасности, указанные в правилах разработки рудных месторождений методами подземного скважинного и кучного выщелачивания [10].

Площадка для бурового оборудования должна быть очищена от посторонних предметов и подготовлена так, чтобы предотвратить скопление паводковых вод и осадков. Работы по бурению скважин могут начинаться только после завершения монтажа буровой установки, наличия геолого-технического наряда и оформления акта о приемке установки в эксплуатацию.

Все работники, находящиеся в зоне бурового оборудования, должны быть в защитных касках. В холодное время года каски должны быть оснащены утепленными подшлемниками. Буровое оборудование и грузоподъемные механизмы должны регулярно осматриваться, результаты осмотра фиксируются в "Журнале проверки" инженерно-техническими работниками и в "Буровом журнале" бурильщиком. Ликвидация аварий проводится под руководством бурового мастера [11].

### 6.3 Безопасность при эксплуатации электрооборудования

Электрооборудование и системы электроснабжения должны соответствовать требованиям "Правил устройства электроустановок" (ПУЭ РК). Эксплуатация электрооборудования должна вестись в соответствии с "Правилами технической эксплуатации электроустановок потребителей" и "Правилами техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей" (ПТЭ и ПТБ), а также с "Правилами промышленной безопасности при разработке рудных месторождений способами подземного скважинного и кучного выщелачивания", утвержденными приказом МЭиМР РК от 06.03.2006 № 79 [5].

Техническая серная кислота является токсичным веществом и относится к 2-му классу опасности по ГОСТ 12.1.005-88 и ГОСТ 12.1.007-76. В соответствии с ГОСТ 14202-69, трубопроводы, транспортирующие серную кислоту, должны быть окрашены в опознавательный цвет, включая арматуру и приборы. Для труб диаметром до 300 мм допускается нанесение опознавательной окраски участками шириной не менее четырех диаметров трубы, с расстоянием между участками 60 м. Оранжевый цвет используется для этих участков [4].

Кроме того, для обозначения кислотопроводов как особо опасных для жизни и здоровья людей, проект предусматривает нанесение желтых предупреждающих колец и знаков в соответствии с ГОСТ 14202-69. При попадании серной кислоты на кожу человека возникают сильные, долго не заживающие ожоги. Попадание мелких брызг в глаза может привести к потере зрения. При контакте с кожей серную кислоту необходимо немедленно смыть обильным количеством воды. При обливании концентрированной кислотой необходимо снять спецодежду и промыть пострадавшего под проточной водой в пунктах экстренной помощи [12].

Меры предосторожности включают немедленное смывание и нейтрализацию разливов кислоты известью. Перед ремонтом аппаратура и трубопроводы должны быть освобождены от кислоты. Работы по ремонту кислотопроводов, арматуры и отбору проб кислоты проводятся в противокислотной спецодежде, резиновых перчатках, защитных очках и с противогазом. При смешении кислоты с водой кислоту нужно вливать в воду, чтобы избежать выброса кислоты из аппарата [16].

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В ходе выполнения данной дипломной работы была проведена комплексная оценка и разработка проекта подземно-скважинного выщелачивания (ПСВ) для месторождения Торткудык. Основные задачи исследования включали анализ геологических и гидрогеологических особенностей месторождения, определение эффективной схемы вскрытия и отработки залежей, а также разработку мероприятий по охране труда и окружающей среды.

Основные результаты исследования заключаются в следующем:

Проведена геологическая характеристика месторождения Торткудык, включающая анализ стратиграфии мезо-кайнозойских образований, гидрогеологических условий и физического состава руд и окружающих пород. Это позволило определить пригодность месторождения к методу подземно-скважинного выщелачивания.

Выполнен расчет балансовых запасов руды на участках Южный и Торткудык, что позволило определить потенциальные объемы добычи урана и экономическую целесообразность проекта.

Разработаны схемы вскрытия и отработки залежей блока 201. Рассмотрены и сравнены три основные схемы: гексагональная, квадратная и рядная. На основе анализа технико-экономических показателей выбрана оптимальная схема – квадратная, обеспечивающая баланс между затратами и технологической эффективностью.

Проведен анализ и разработка технологических решений для оборудования скважин, включая фильтры и буровые установки. Рассмотрены различные конструкции скважин, обеспечивающие эффективное извлечение урана и минимизацию экологического воздействия.

Оценены затраты на горно-подготовительные работы, включая стоимость бурения, обвязки скважин и расход реагентов. Определены основные технико-экономические показатели, такие как удельный расход кислоты на 1 кг урана, дебит откачных и закачных скважин, а также затраты на электроэнергию и материалы.

Разработаны мероприятия по охране труда и окружающей среды, направленные на защиту работников от радиационного воздействия, обеспечение безопасности буровых работ, эксплуатации электрооборудования и работы с кислотопроводом.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1 «Актуальные проблемы урановой промышленности». II Международная научно-практическая конференция. Алматы 10-13 июля 2012 года.

2 «Внесение изменений и дополнений в «Проект «Разработка месторождения Моинкум (участки №1 (Южный) и №2 (Торткудук)) с изменениями и дополнениями, внесенными в 2020 году»

3 Анализ финансового состояния и результатов деятельности за шесть месяцев, закончившихся 30 июня 2023 года. [онлайн] Доступно: [https://www.kazatomprom.kz/storage/67/6m\\_2023\\_ofr\\_final\\_rus.pdf](https://www.kazatomprom.kz/storage/67/6m_2023_ofr_final_rus.pdf)

4 Единые правила охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых в Республике Казахстан от 21.07.99 г. № 1019.

5 Закон Республики Казахстан от 28 февраля 2014 года № 528-III «О безопасности и охране труда» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 29.12.2016 г.).

6 Инструкция по проектированию работ по подземному скважинному выщелачиванию урана на месторождениях НАК "Казатомпром", ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2017 г.

7 Кодекс Республики Казахстан от 9 января 2007 года № 212-III «Экологический кодекс Республики Казахстан» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 28.10.2019).

8 Нормы технологического проектирования ГМЗ п/я М-5703.М.1974 г.

9 Правила промышленной безопасности при разработке рудных месторождений способами подземного скважинного и кучного выщелачивания от 03.04.2016 г. № 4170.

10 Проект нормативов допустимых выбросов НДВ загрязняющих веществ в атмосферу для ТОО СП «КАТКО» Промышленная площадка участка №2 «Торткудук» месторождения Моинкум. на 2022-2026 гг.

11 Регламент использования наблюдательных скважин за техногенным воздействием процесса ПСВ на подземные воды. ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2007.

12 СП №2.6.1.758-99 "Нормы радиационной безопасности" (НРБ-99).

13 Стратиграфический анализ геологических ураносодержащих образований на залежях 18У (Торткудук) Типовая инструкция по геологическому обеспечению работ ПСВ урана, ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2017 г.

14 Типовая инструкция по геотехнологии добычи урана на месторождениях, обрабатываемых методом ПСВ ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2017 г.

15 Типовая инструкция по гидрогеологическому обеспечению работ ПСВ, ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2017 г.

16 Требования к сооружаемым технологическим скважинам. ЗАО НАК "Казатомпром", Алматы, 2017 г.

17 Учебное пособие геотехнологические процессы при разработке полезных ископаемых. - Е.Х. Абен, С.С. Мырзахметов, Х.А. Юсупов

18 Язиков В.Г. Оптимизация систем разработки пластово-инфильтрационных месторождений урана подземным выщелачиванием через скважины // автореферат. – М., 2011.

19 Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов Е.И., Рогов А.Е. Геотехнология урана на рудниках Казахстана. Алматы, 2011

## ПРИЛОЖЕНИЯ А

### Определение эффективного радиуса скважины $R_0$

Рассмотрим, как изменение радиуса скважины влияет на процессы, происходящие в зоне её влияния. В этом случае формула представляет собой логарифмическое отношение:

$$a_j = \ln\left(\ln \frac{R}{R_{\text{СКВ}}}\right) \quad (\text{A.1})$$

Для расчетов принимаем диапазон изменения радиуса ячейки скважин от 25 до 35 метров, которые являются практически реализуемыми значениями для текущих условий месторождений.

$$a = \frac{1.82 + 1.85 + 1.88}{3} = 1.85$$

В дальнейших расчётах значение  $a_j$  будем принимать равным 1,85.  
Гексагональная ячейка:

$$A_1 = \frac{S_{\text{бл}}(n+1) \cdot C_{\text{СКВ}} \cdot H}{2.6} \quad (\text{A.2})$$

$$B_1 = \frac{160 \cdot \gamma \cdot f \cdot C_3}{\gamma \cdot \beta_{\text{п}} \cdot K_{\text{ф}} \cdot (n \cdot S_{\text{н}} + S_0) \cdot \ln\left(\ln \frac{R}{R_{\text{СКВ}}}\right)} \quad (\text{A.3})$$

Таблица А.1 – Геотехнологическая характеристика блоков

Параметр	Значение	Единица измерения
Sm (площадь блока)	19 224	м <sup>2</sup>
H (глубина)	240	м
Сскв (стоимость скважины)	29	\$США
Кф (коэффициент фильтрации)	1.5	м/сут
β (отношение скорости выщелачивания к средней скорости фильтрации раствора)	0.2	м
f (отношение Ж:Т)	0.17	-
Sn (компрессия на закачных скважинах)	60	м вод. ст.
So (депрессия на откачных скважинах)	15	м вод. ст.
n (пористость)	0.3	-
γ (плотность породы)	1.8	т/м <sup>3</sup>
Сэ (– суточные эксплуатационные расходы по руднику)	3100	\$США/сут.

Решение:

## ПРИЛОЖЕНИЯ А

$$A_1 = \frac{19\,224 \cdot (0,3 + 1) \cdot 29 \cdot 240}{2,6} = 66\,899\,520 \approx 6,8 \cdot 10^7$$

$$B_1 = \frac{160 \cdot 1,8 \cdot 0,17 \cdot 3,1 \cdot 10^3}{1,8 \cdot 0,2 \cdot 1,5 \cdot (0,3 \cdot 60 + 15) \cdot 1,85} = 67$$

$$R_0 = \sqrt[4]{\frac{A_1}{B_1}} \quad (\text{A.4})$$

$$R_0 = \sqrt[4]{\frac{66\,899\,520}{67}} = 31,61 \text{ м}$$

Квадратная ячейка:

$$A_1 = \frac{S_{\text{бл}}(n+1) \cdot C_{\text{СКВ}} \cdot H}{2,6} \quad (\text{A.5})$$

$$B_1 = \frac{174 \cdot \gamma \cdot f \cdot C_3}{\gamma \cdot \beta \cdot K_{\Phi} \cdot (n \cdot S_{\text{H}} + S_0) \cdot \ln\left(\ln \frac{R}{R_{\text{СКВ}}}\right)} \quad (\text{A.6})$$

Решение:

$$A_1 = \frac{19\,224 \cdot (0,3 + 1) \cdot 29 \cdot 240}{2} = 86\,969\,376 \approx 8,6 \cdot 10^7$$

$$B_1 = \frac{174 \cdot 1,8 \cdot 0,17 \cdot 3,1 \cdot 10^3}{1,8 \cdot 0,2 \cdot 1,5 \cdot (0,3 \cdot 60 + 15) \cdot 1,85} = 70$$

$$R_0 = \sqrt[4]{\frac{A_1}{B_1}} = \sqrt[4]{\frac{86\,969\,376}{70}} = 33,38 \text{ м}$$

Рядная ячейка:

$$R_0 = \sqrt[4]{\frac{S_{\text{бл}}(n+1) \cdot C_{\text{СКВ}} \cdot H \cdot \beta \cdot K_{\Phi} \cdot (n \cdot S_{\text{H}} + S_0) \cdot (\xi^2 + 0,25)^2 \cdot \ln\left(\ln \frac{R}{R_{\text{СКВ}}}\right)}{172,8 \cdot f \cdot \gamma \cdot C_3 \cdot (\xi^2 + 0,25)^2 \cdot 2\xi}} \quad (\text{A.7})$$

Решение:

где  $\xi$  — отношение расстояния между рядами к расстоянию между откачными скважинами в ряду:

$$\xi = \frac{b}{c} \quad (\text{A.8})$$

## ПРИЛОЖЕНИЯ А

$$\xi = \frac{35}{25} = 1,4$$

Как говорилось ранее, для расчетов принимаем диапазон изменения радиуса ячейки скважин от 25 до 35 метров.

где  $b$  – расстояние между откачным и закачным рядом, м;

$c$  – расстояние между откачными скважинами в ряду, м;

$a$  – расстояние между ЗС в ряду, м;

$$b = \frac{R_0 \cdot \xi}{\sqrt{\xi^2 + 0.25}} = \frac{35 \cdot 1.4}{\sqrt{1.4^2 + 0.25}} = 33 \text{ м}$$

$$c = \frac{R_0}{\sqrt{\xi^2 + 0.25}} = \frac{35}{\sqrt{1.4^2 + 0.25}} = 24 \text{ м}$$

$$a = \frac{c}{\eta} \tag{A.9}$$

$$a = \frac{24}{1.8} = 13 \text{ м}$$

Разложим уравнение:

$$A_1 = \frac{S_{\text{бл}}(n+1) \cdot C_{\text{СКВ}} \cdot H}{2} \tag{A.10}$$

$$B_1 = \frac{172.8 \cdot \gamma \cdot f \cdot C_3 \cdot \xi \cdot (\xi+1)^2}{\gamma \cdot \beta \cdot K_{\phi} \cdot (n \cdot S_{\text{н}} + S_0) \cdot (\xi^2 + 0.25)^2 \cdot \ln(\ln \frac{R}{R_{\text{СКВ}}})} \tag{A.11}$$

Решение:

$$A_1 = \frac{19\,224 \cdot (0.3 + 1) \cdot 29 \cdot 240}{2} = 86\,969\,376 \approx 8.6 \cdot 10^7$$

$$B_1 = \frac{172.8 \cdot 1.8 \cdot 0.17 \cdot 3.1 \cdot 10^3 \cdot 1.4 \cdot (1.4 + 1)^2}{1.8 \cdot 0.2 \cdot 1.5 \cdot (0.3 \cdot 60 + 10) \cdot (1.4^2 + 0.25)^2 \cdot \ln(\ln \frac{25}{0.05})} = 99$$

$$R_0 = \sqrt[4]{\frac{A_1}{B_1}} = \sqrt[4]{\frac{86\,969\,376}{99}} = 38.57 \text{ м}$$

## ПРИЛОЖЕНИЯ Б

### Производительность откачной скважины

В данном процессе мы смотрим, как хорошо работает скважина для удаления жидкости из земли, когда изменяем  $S_k$  – это как бы мера того, насколько легко или тяжело жидкость проходит сквозь землю вокруг скважины. Если  $S_k$  увеличивается с 0 до 2.5, и при этом земля вокруг скважины пропускает реагент в два раза хуже, чем основной слой, где мы добываем уран, то соотношение жидкости к твёрдому (Ж:Т) увеличивается с 2.2 до 3.0. Это значит, что мы получаем больше реагента по сравнению с твёрдым веществом из скважины. Давайте теперь выясним, насколько хорошо скважина может это делать:

$$Q_{oc} = \frac{1.157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\varepsilon} \cdot (n \cdot S_H + S_o)}{10^2 \cdot (\ln \frac{R_o}{R_{скв}} + S_k)}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (\text{Б.1})$$

Решение: Для гексагональная схема вскрытия:

$$Q_{oc} = \frac{1.157 \cdot 2 \cdot 3.14 \cdot 1.5 \cdot 12 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15)}{10^2 \cdot (\ln \frac{31.49}{0.05} + 1.8)} = 6.69 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Для квадратной схемы вскрытия:

$$Q_{oc} = \frac{1.157 \cdot 2 \cdot 3.14 \cdot 1.5 \cdot 12 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15)}{10^2 \cdot (\ln \frac{33.26}{0.05} + 1.8)} = 6.63 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Для рядной схемы вскрытия:

$$Q_{oc} = \frac{1.157 \cdot 2 \cdot 3.14 \cdot 1.5 \cdot 12 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15)}{10^2 \cdot (\ln \frac{30.61}{0.05} + 1.8)} = 6.72 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

## ПРИЛОЖЕНИЯ В

### Приемистость закачной скважины

Теперь выясним, насколько хорошо закачная скважина может принимать рабочий реагент. Это измеряется количеством смеси, которое можно впустить в пласт за определённое время.

$$Q_{зс} = \frac{1.157 \cdot n \cdot 2\pi \cdot K_{ф} \cdot M_{э} \cdot S_{н}}{10^2 \cdot (\ln \frac{R_0}{R_{СКВ}} + S_{к})}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (\text{В.1})$$

Решение:

Для гексагональной схемы вскрытия:

$$Q_{зс} = \frac{1.157 \cdot 0.3 \cdot 2 \cdot 3.14 \cdot 1.5 \cdot 12 \cdot 60}{10^2 \cdot (\ln \frac{31.49}{0.05} + 2.4)} = 3.65 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Для квадратной схемы вскрытия:

$$Q_{зс} = \frac{1.157 \cdot 0.3 \cdot 2 \cdot 3.14 \cdot 1.5 \cdot 12 \cdot 60}{10^2 \cdot (\ln \frac{33.26}{0.05} + 2.4)} = 3.61 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Для рядной схемы вскрытия:

$$Q_{зс} = \frac{1.157 \cdot 0.3 \cdot 2 \cdot 3.14 \cdot 1.5 \cdot 12 \cdot 60}{10^2 \cdot (\ln \frac{30.61}{0.05} + 2.4)} = 3.66 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Итак, использование некачественных глинистых растворов и отсутствие мер по улучшению способности закачных скважин принимать жидкость, а также по повышению эффективности откачных скважин, может вызвать забивание продуктивного слоя рудного тела частицами разрушенных горных пород. Эти частицы переносятся с промывочной жидкостью, что в итоге может привести к снижению производительности эксплуатационных скважин.

## ПРИЛОЖЕНИЯ Г

Средняя скорость фильтрации в плоскорадиальном потоке вдоль любой его линии

Средняя скорость фильтрации в плоскорадиальном потоке вдоль любой линии потока является нечто условным, потому что жидкость движется через связанные между собой поры. В реальности скорость потока будет изменяться. Согласно этой формуле:

$$v_d = \frac{1.157 \cdot K_f \cdot (n \cdot S_n + S_o) \cdot \ln(\ln \frac{R_o}{R_{СКВ}})}{10^2 \cdot R \cdot K_{п}}, \text{ м/сут} \quad (\text{Г.1})$$

Решение:

Действительная скорость потока для гексагональной схемы вскрытия:

$$v_d = \frac{1.157 \cdot 1.5 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15) \cdot \ln(\ln \frac{31.49}{0.05})}{10^2 \cdot 20 \cdot 0.17} = 1.62 \text{ м/сут}$$

Действительная скорость потока для квадратной схемы вскрытия:

$$v_d = \frac{1.157 \cdot 1.5 \cdot (2.6 \cdot 60 + 15) \cdot \ln(\ln \frac{33.26}{0.05})}{10^2 \cdot 20 \cdot 0.17} = 1.63 \text{ м/сут.}$$

Для рядной схемы вскрытия:

$$v_d = \frac{1.157 \cdot 1.5 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15) \cdot \ln(\ln \frac{30.61}{0.05})}{10^2 \cdot 20 \cdot 0.17} = 1.62 \text{ м/сут.}$$

Условно, при эффективной пористости  $K_{п} = 0.17$ , разница скоростей будет:  $v_d = 2v_f$ . Следовательно, что реальная скорость в два раз превышает усредненную скорость фильтрации.

## ПРИЛОЖЕНИЯ Д

Расчёт продолжительности выщелачивания и закисления

**Вычислить длительность процесса выщелачивания для отдельной ячейки или блока в рамках гексагональной сетки.**

Для того чтобы гарантировать максимальное извлечение ресурса из месторождения, минимизировать экологическое воздействие и оптимизировать расходы, важно точно знать, сколько времени потребуется для эффективного насыщения пласта реагентом.

Формула для вычисления длительность процесса выщелачивания  $T_3$ :  
Для гексагональной схемы вскрытия:

$$T_{\text{выщ}} = \frac{160 \cdot R_0^2 \cdot \gamma \cdot f}{\beta \cdot K_{\phi} \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln \frac{R_0}{R_{\text{СКВ}}})}, \text{сут} \quad (\text{Д.1})$$

Для квадратной схемы вскрытия:

$$T_{\text{выщ}} = \frac{174 \cdot R_0^2 \cdot \gamma \cdot f}{\beta \cdot K_{\phi} \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln \frac{R_0}{R_{\text{СКВ}}})}, \text{сут} \quad (\text{Д.2})$$

Для рядной схемы вскрытия:

$$T_{\text{выщ}} = \frac{144 \cdot R_0^2 \cdot \gamma \cdot f}{\beta \cdot K_{\phi} \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln \frac{R_0}{R_{\text{СКВ}}})}, \text{сут} \quad (\text{Д.3})$$

Решение для гексагональной схемы вскрытия:

$$T_{\text{выщ}} = \frac{160 \cdot 31.49^2 \cdot 1.8 \cdot 0.17}{0.2 \cdot 9.5 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15) \cdot \ln(\ln \frac{31.49}{0.05})} = 405 \text{ сут}$$

Решение для квадратной схемы вскрытия:

$$T_{\text{выщ}} = \frac{174 \cdot 33.26^2 \cdot 1.8 \cdot 0.17}{0.2 \cdot 9.5 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15) \cdot \ln(\ln \frac{33.26}{0.05})} = 502 \text{ сут}$$

Решение для рядной схемы вскрытия:

$$T_{\text{выщ}} = \frac{144 \cdot 30.61^2 \cdot 1.8 \cdot 0.17}{0.2 \cdot 1.5 \cdot (0.3 \cdot 60 + 15) \cdot \ln(\ln \frac{30.61}{0.05})} = 354 \text{ сут}$$

**Вычислить длительность процесса закисления для отдельной ячейки или блока в рамках гексагональной сетки.**

Для гексагональной схемы вскрытия:

## ПРИЛОЖЕНИЯ Д

$$T_{\text{зак}} = \frac{160 \cdot R_0^2 \cdot K_{\text{п}}}{K_{\text{ф}} \cdot (n \cdot S_{\text{н}}) \cdot \ln(\ln \frac{R_0}{R_{\text{СКВ}}})}, \text{сут} \quad (\text{Д.4})$$

Для квадратной схемы вскрытия:

$$T_{\text{зак}} = \frac{174 \cdot R_0^2 \cdot K_{\text{п}}}{K_{\text{ф}} \cdot (n \cdot S_{\text{н}}) \cdot \ln(\ln \frac{R_0}{R_{\text{СКВ}}})}, \text{сут} \quad (\text{Д.5})$$

Для рядной схемы вскрытия:

$$T_{\text{зак}} = \frac{144 \cdot R_0^2 \cdot K_{\text{п}}}{K_{\text{ф}} \cdot (n \cdot S_{\text{н}}) \cdot \ln(\ln \frac{R_0}{R_{\text{СКВ}}})}, \text{сут} \quad (\text{Д.6})$$

Для рядной схемы вскрытия при  $b=2a$ , где  $b$  расстояние между рядами ОС и ЗС,  $a$ —расстояние между ОС в ряду:  $c = 24$  м;  $b = 33$  м.

$$R_0 = \sqrt{\frac{c^2}{4} + b^2}, \text{м} \quad (\text{Д.7})$$

Решение для гексагональной схемы вскрытия:

$$T_3 = \frac{160 \cdot 31.49^2 \cdot 0.17}{9.5 \cdot (0.3 \cdot 60) \cdot \ln(\ln \frac{31.49}{0.05})} = 86 \text{ сут}$$

Решение для квадратной схемы вскрытия:

$$T_3 = \frac{174 \cdot 33.26^2 \cdot 0.17}{9.5 \cdot (0.3 \cdot 60) \cdot \ln(\ln \frac{33.26}{0.05})} = 94 \text{ сут}$$

Решение для рядной схемы вскрытия:

Для рядной схемы вскрытия при  $b=2c$ , где  $b$  расстояние между рядами ОС и ЗС,  $c$ —расстояние между ОС в ряду:

$$R_0 = \sqrt{\frac{24^2}{4} + 33^2} = 35 \text{ м}$$

$$T_3 = \frac{144 \cdot 35^2 \cdot 0.17}{1.5 \cdot (0.3 \cdot 60) \cdot \ln(\ln \frac{35}{0.05})} = 9$$

## ПРИЛОЖЕНИЯ Е

### Определение расхода кислоты на 1 кг добываемого урана

Для оценки количества кислоты, необходимой на единицу извлеченного урана в зависимости от характеристик пласта, используем соотношение, учитывающее эффективную мощность пласта ( $M_{\text{э}}$ ) и среднюю продуктивность в ячейке ( $m/M_{\text{э}}$ ) на килограмм добываемого урана:

$$K = 172e^{-1.1 \frac{\bar{m}}{M_{\text{э}}}}, \text{ кг/кг} \quad (\text{E.1})$$

где  $\bar{m} = 4.58 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2}$ ;

$M_{\text{э}} = 12 \text{ м}$ .

Решение:

$$K = 172e^{-1.1 \cdot \frac{4.58}{12}} = 113 \frac{\text{кг}}{\text{кг}}$$

Определение массы кислоты, затраченная на закисление одной тонны горнорудной массы.

Среднее содержание урана в продуктивных растворах составляет 33.6 мг/л что равно 33.6 кг/м<sup>3</sup>. Расход кислоты на 1 кг добываемого урана равен 113 кг.

Таким образом, для расчета  $R_{\text{зак}}$ , который является массой кислоты, затраченной на закисление одной тонны горнорудной массы (в кг/т), нужно использовать среднее содержание урана и известный расход кислоты на 1 кг урана:

$$R_{\text{зак}} = 33.6 \cdot 113 = 53.11 \text{ кг/т}$$

Определение среднего соотношения между количеством закачных (ЗС) и откачных (ОС) скважин ( $n$ ), а также общего числа скважин в блоке.

Опираясь на практический опыт и теоретические данные, установлено, что в общепринятых схемах размещения технологических скважин среднее соотношение между количеством закачных (ЗС) и откачных (ОС) скважин в одной ячейке составляет:

- для гексагональной  $n = 2.6$
- для квадратной  $n = 2.0$

В случаях, когда закачные и откачные скважины расположены согласно прямоугольной схеме — будь то в соосной или шахматной конфигурации, обычно используется соотношение количества закачных (ЗС) к откачным (ОС) скважинам в пределах от 1.6 до 1.7. Таким образом, в каждом блоке общее количество закачных (ЗС) и откачных (ОС) скважин для каждой ячейки будет следующим:

## ПРИЛОЖЕНИЯ Е

Для гексагональной схемы вскрытия:

$$N = \frac{S_{\text{бл}}}{S_{\text{я}}} \cdot (n + 1) \approx \frac{S_{\text{бл}}}{\pi R^2} \cdot (n + 1) \quad (\text{E.2})$$

Для квадратной схемы вскрытия:

$$N = \frac{S_{\text{бл}}}{\pi R^2} \cdot (n + 1) \quad (\text{E.3})$$

Для рядной схемы вскрытия:

Площадь одной ячейки для прямоугольной рядной сети:

$$S_{\text{я}} = 1,6 \cdot R^2, \text{ м}^2 \quad (\text{E.4})$$

$$N = \frac{S_{\text{бл}}}{S_{\text{я}}} \cdot (n + 1) \approx \frac{S_{\text{бл}}}{1,6 \cdot R^2} \cdot (n + 1) \quad (\text{E.5})$$

Решения:

Решение для гексагональной схемы вскрытия:

$$N = \frac{19\,224}{3,14 \cdot 31,49^2} \cdot (2,6 + 1) = 22$$

Решение для квадратной схемы вскрытия:

$$N = \frac{19\,224}{3,14 \cdot 33,26^2} \cdot (2,0 + 1) = 16$$

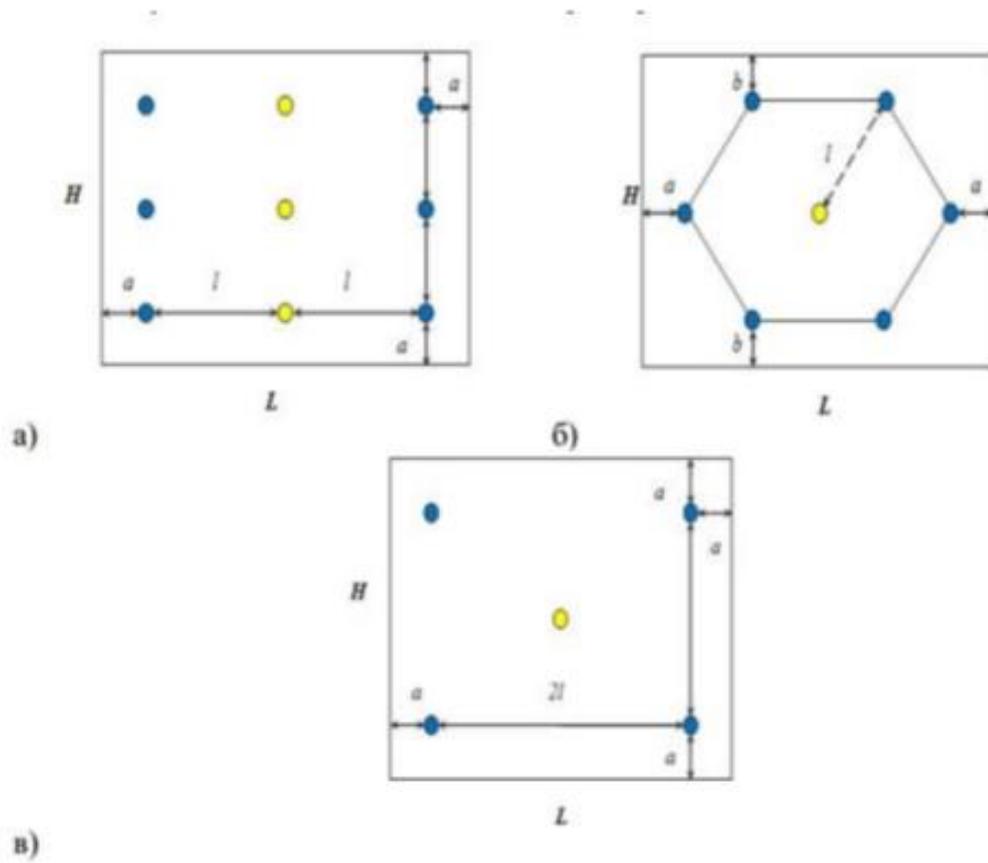
Решение для рядной схемы вскрытия:

$$N = \frac{19\,224}{1,6 \cdot 30,61^2} \cdot (1,6 + 1) = 33$$

Таблица Е.1 – календарный график сооружение технологических скважин на период 2020-2024 гг

Объект	Тип скважин	2020	2021	2022	2023	2024
Участок №1	Отк	159	156	263	196	556
	Зак	481	437	744	554	194
	Наблюд	22	30	42	30	34
	ИТОГО	662	623	1049	780	784

## ПРИЛОЖЕНИЯ Ж



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

Рисунок Ж.1 – Схемы расположения технологических скважин при проведении опытных работ и при отработке гидрогенных урановых месторождений методом ПСВ

### ПРИЛОЖЕНИЯ 3

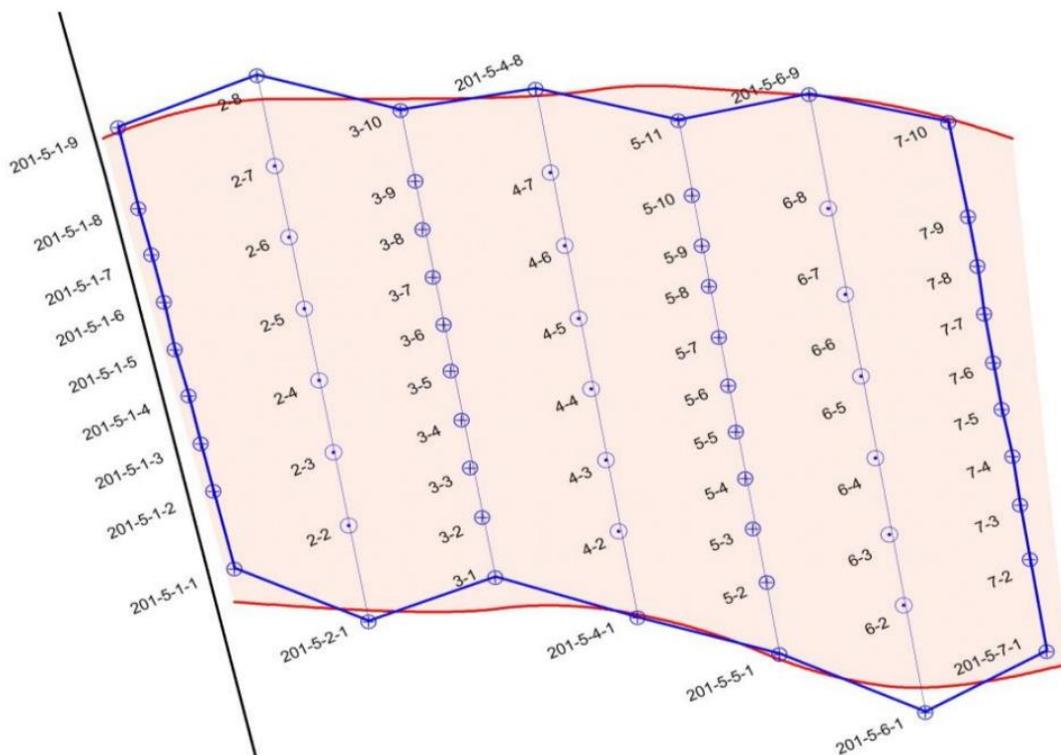


Рисунок 3.1 – Рядный метод вскрытия технологического блока

### ПРИЛОЖЕНИЯ 3

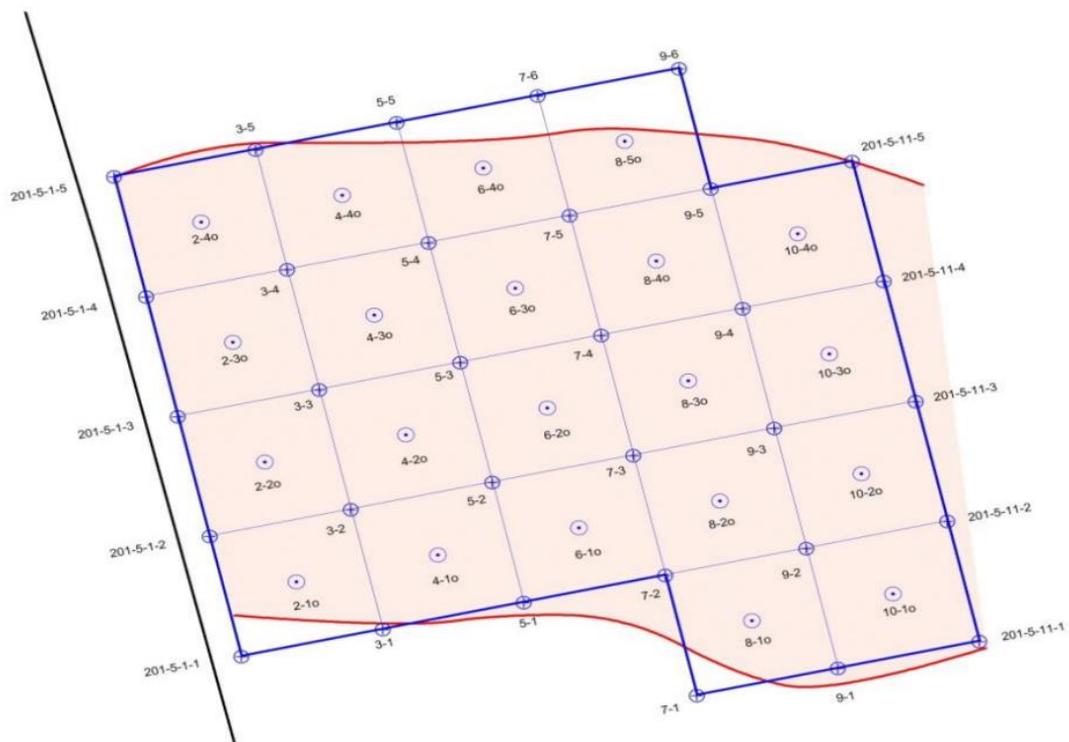


Рисунок 3.2 – Квадратный метод вскрытия технологического блока

### ПРИЛОЖЕНИЯ 3

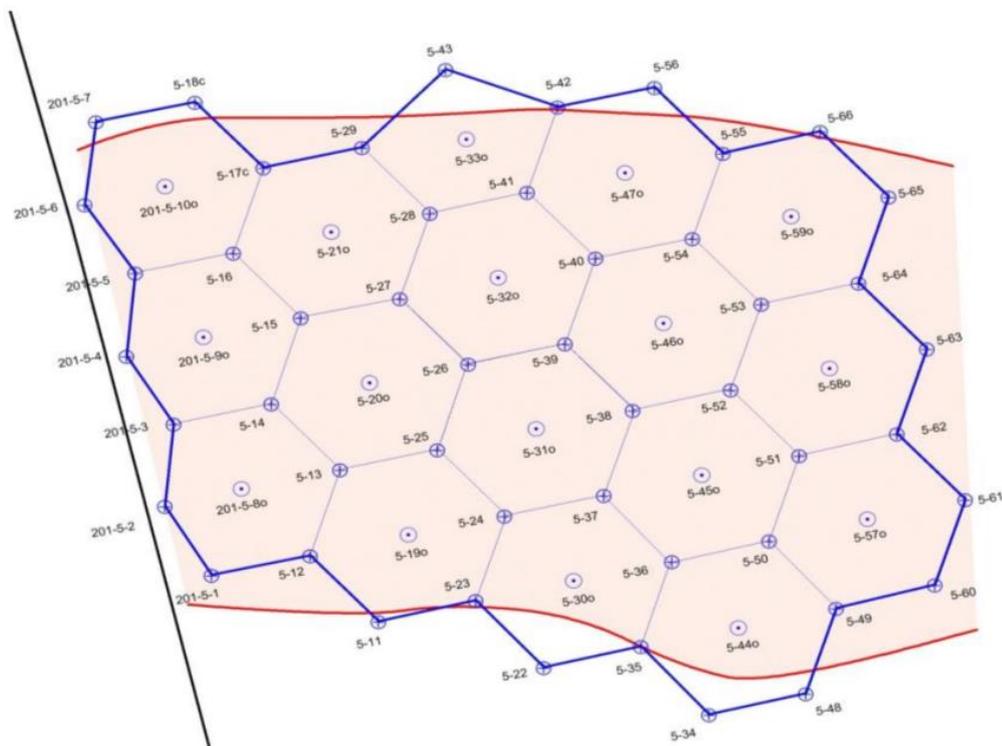


Рисунок 3.3 – Гекогональный метод вскрытия технологического блока