

**НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ  
«ГОРНЫЙ» ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА «ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ, ПЕРЕРАБОТКИ РУД РЕДКИХ И  
РАДИОАКТИВНЫХ МЕТАЛЛОВ»**

Аликулов Ш.Ш., Халимов И.У.

**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ  
ПОСОБИЕ**

**ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ДИСЦИПЛИНЕ:  
«ТЕОРИТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ РУД РЕДКИХ И  
РАДИОАКТИВНЫХ МЕТАЛЛОВ»**

**НА ТЕМУ:  
ОБОСНОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ПАРАМЕТРА ПОДЗЕМНОГО  
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА**



**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ  
«ГОРНЫЙ» ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА «ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ, ПЕРЕРАБОТКИ РУД  
РЕДКИХ И РАДИОАКТИВНЫХ МЕТАЛЛОВ»**

Аликулов Ш.Ш., Халимов И.У.

**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ  
ПОСОБИЕ**

по выполнению курсового проекта по дисциплине:  
«Теоритические основы технологии добычи руд редких и радиоактивных  
металлов»  
на тему: Обоснование гидродинамического параметра подземного выщелачивания  
урана

*В методические указания рассмотрены по комплексному изучению процесса кольтматации, непосредственно влияющего на снижение параметров гидродинамического режима во времени и в объеме пород. Фильтрации выщелачивающих растворов, а также влияние изменения их физико-химических характеристик: плотность, минерализация, вязкость и т.д., на геотехнологический режим добычи. Теоретические разработана и представлена модель растекания фильтрационного потока в контуре ячейки откачной и нагнетательной скважин, что позволяет путем процесса миграции управлять проработкой гидродинамических застойных («мертвых») зон пласта;*

*Методические указания для магистров НГГИ, обучающихся по предмету «Теоретические основы технологии добычи руд редких и радиоактивных металлов» направления подготовки магистратуры «Техники и технологии добычи, обогащения руд редких и радиоактивных металлов».*

*Методическое указание обсуждено и одобрено на заседании кафедры «Техники и технологии добычи, переработки руд редких и радиоактивных металлов».*

*Методическое указание обсуждено и одобрено на заседании Учебно-методическом совете НГГИ для использования в учебном процессе.*

*Составили:*

*Аликулов Ш.Ш., Халимов И.У.*

*Рецензенты:*

*Главный инженер РУ-5 НГМК*

*Курбанов М.А.*

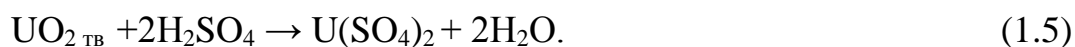
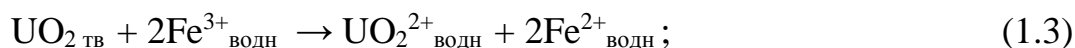
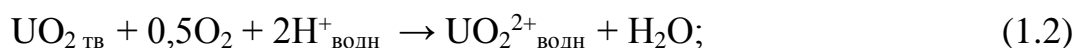
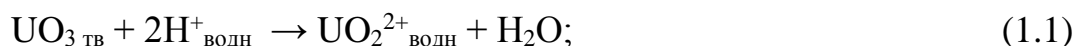
*Заведующий кафедрой «Горное дело»*

*доц. Тухташев А.Б.*

## ВВЕДЕНИЕ

Курсовой проект является завершающим этапом изучения дисциплины «Теоретические основы технологии добычи руд редких и радиоактивных металлов». Выполнение курсового проекта способствует систематизации, геотехнологические способы добычи полезных ископаемых, имеющих ряд серьезных преимуществ перед традиционным и дорогостоящим горным способом. Среди них особое место занимает геотехнология (подземное выщелачивание) металлов (урана, меди, никеля, железа, цинка, молибдена, алюминия, золота и др.) из руд на месте их залегания в недрах с помощью химических реагентов с последующей переработкой на поверхности полученных продуктивных растворов. К геотехнологическому способу добычи металлов относится также и кучное выщелачивание из предварительно раздробленных и доставленных на поверхность бедных и забалансовых руд.

### Реакции взаимодействия оксидов урана при кислотном способе выщелачивания руд



В качестве растворителя при кислотном способе ПВ используют разбавленную серную кислоту. Серная кислота удобна при транспортировании (применяют цистерны из черной стали), имеет высокое содержание основного вещества в исходном водном растворе, может служить растворителем без применения окислителя, очень слабо переводит в раствор радий и другие нуклиды.

Исходная концентрация серной кислоты для выщелачивания урана обычно составляет 12-15 г/л с дальнейшим снижением до 7-8 г/л (после завершения стадии

закисления). Остаточная кислотность растворов должна быть ниже рН осаждения гидроксида уранила (рН 2-2,5). Практически она составляет 1-2 г/л.

Минералы, в которых уран находится в шестивалентном состоянии, хорошо растворяются в растворах серной кислоты. Минералы четырехвалентного урана медленно взаимодействуют с растворами серной кислоты по уравнению реакции (1.5), но практически в условиях ПВ эта реакция не имеет места и выщелачивание идет по уравнению (1.3), так как в растворе всегда присутствует трехвалентное железо, переходящее в них из вмещающих пород.

Для увеличения скорости растворения урана желательна повышенная концентрация ионов трехвалентного железа в растворе, поэтому при недостаточной концентрации этих ионов в выщелачивающем растворе необходимо добавлять сульфат железа (III) или вводить другой окислитель, например  $\text{NaClO}_3$ .

Концентрация ионов трехвалентного железа на уровне 1-2 г/л при соотношении  $\text{Fe}^{+3}/\text{Fe}^{+2} > 1$  обеспечивает полное окисление минералов четырехвалентного урана при наличии контакта с растворами.

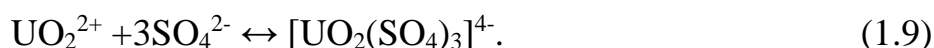
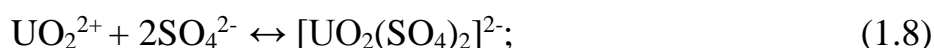
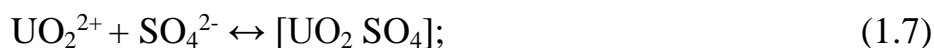
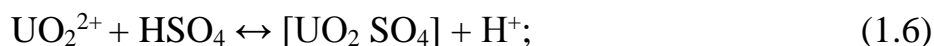
Ниже приведены нормальные потенциалы окислительно-восстановительных реакций в кислой среде, которые показывают, что указанные соединения окисляют уран в его водных растворах:

<i>Реакция</i>	<i>Потенциал <math>E_0</math>, в</i>
$\text{ClO}_3 + 6e + 6\text{H}^+ \leftrightarrow \text{Cl}^- + 3\text{H}_2\text{O}$	+1.45
$\text{MnO}_3 + 2e + 4\text{H}^+ \leftrightarrow \text{Mn}^{2+} + \text{H}_2\text{O}$	+1.28
$\text{O}_2 + 4e + 4\text{H}^+ \leftrightarrow 2\text{H}_2\text{O}$	+1.23
$\text{NO}_3^- + 3e + 4\text{H}^+ \leftrightarrow \text{NO} + 2\text{H}_2\text{O}$	+0.96
$\text{Fe}^{3+} + e \leftrightarrow \text{Fe}^{2+}$	+0.77
$\text{UO}_2 \leftrightarrow \text{UO}_2^{2+} + 2e$	+0.34

При ЭДС + 300 мВ все железо в растворе находится в двухвалентном состоянии, при + 430 мВ около половины железа находится в трехвалентном состоянии и при + 600 мВ всё железо присутствует в трехвалентном состоянии.

Экспериментально установлено, что при ЭДС + 500 мВ скорость растворения урана максимальна.

В сернокислых растворах ион уранила способен образовывать с сульфат- и бисульфат- ионами анионные уранил-сульфатные комплексы по следующим обратимым реакциям:



Константы реакции образования этих комплексов составляют: для реакции (1.6) -  $5 \div 6.5$ ; (1.7) –  $50 \div 96$ ; (1.8) -  $350 \div 900$ ; (1.9) – 2500.

Преобладающей формой нахождения урана в кислых растворах является трисульфатный комплекс уранила  $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]^{4-}$ , в виде которого уран поглощается анионообменными смолами. Все три вида уранил-сульфатных комплексов в растворе находятся в равновесии.

### **Реакции взаимодействия примесей в руде и вмещающих породах при сернокислотном способе выщелачивания**

<i>Реакции</i>	<i>Переход примесей в раствор, % содержания в руде (породе)</i>
$\text{SiO}_2 + \text{H}_2\text{O} \xrightarrow{\text{H}_2\text{SO}_4} \text{H}_2\text{SiO}_3$	(1.10) } $< 0,1$
$\text{CaSiO}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{CaSO}_4 + \text{H}_2\text{SiO}_3$	(1.11) } $< 0,1$
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{H}_2\text{O}$	(1.12) $< 0,5$
$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{H}_2\text{O}$	(1.13) $< 0,5$
$\text{FeO} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{O}$	(1.14) $10 \div 20$
$\text{Ca}(\text{Mg})\text{CO}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{Ca}(\text{Mg})\text{SO}_4 + \text{H}_2\text{CO}_3$	(1.15) $80 \div 100$
$\text{FeCO}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{CO}_3$	(1.16) $80 \div 100$
$\text{CaPO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{CaSO}_4 + 2\text{H}_3\text{PO}_4$	(1.17) $60 \div 80$
$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F} + 5\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 3\text{H}_3\text{PO}_4 + 5\text{CaSO}_4 + \text{HF}$	(1.18) $60 \div 80$

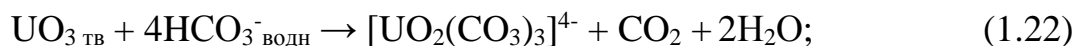
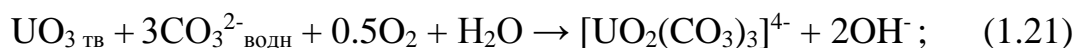
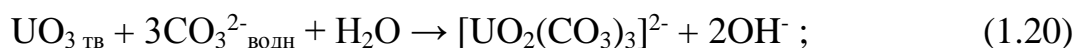
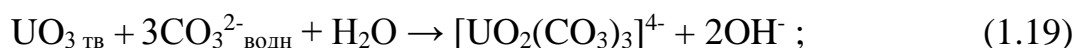
Расход реагента при кислотном способе выщелачивания определяется в основном свойствами неурановых минералов вмещающих пород. Основное количество кислоты расходуется на растворение карбонатов кальция, магния и железа, которые легко взаимодействуют с разбавленными растворами кислот. При высоком содержании карбонатов (более 2%) кислотный способ выщелачивания становится экономически невыгодным.

Для растворения 1%  $\text{CaCO}_3$  при условии практически полного взаимодействия требуется примерно 1%  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .  $\text{CaSO}_4$ , образующийся при растворении  $\text{CaCO}_3$ , обладает низкой растворимостью – около 2 г/л. Растворимость  $\text{MgSO}_4$ , а также  $\text{FeSO}_4$  весьма велика. Углекислота, выделяющаяся в процессе взаимодействия, может коагулировать пласт и снижать, а иногда и вовсе исключать прием растворов в закачные скважины.

Основные преобразующие силикатные и алюмосиликатные минералы (кварц, полевые шпаты) практически нерастворимы в разбавленных растворах серной кислоты. Слюда, фосфаты, глинистые минералы слабо взаимодействуют с серной кислотой, при этом образуются загрязняющие раствор элементы (Al, Fe, Ca, Mg, Na, K, P и др.)

При ПВ количество вещества, переходящего из руды в раствор, составляет не более 0,5-1,0 %. Расход кислоты на взаимодействие с рудой и вмещающими породами в зависимости от их минерального состава изменяется от 7-8 до 25-30 кг/т горнорудной массы.

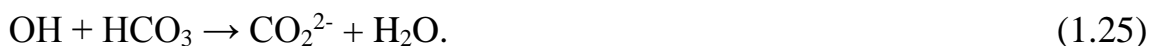
### **Реакции взаимодействия оксидов урана и вмещающих пород при карбонатном способе выщелачивания руд**



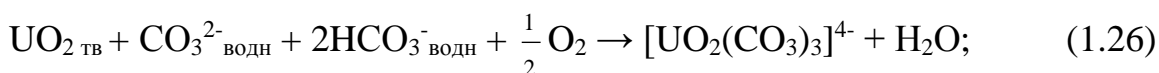
Образующиеся по реакциям (1.19) - (1.21) ионы гидроксила приводят к потерям растворенного урана вследствие осаждения карбонатных комплексов уранила по реакции:



поэтому они должны быть нейтрализованы по реакции:



С этой целью выщелачивание проводят смесью солей, содержащих ионы  $\text{CO}_3^{2-}$  и  $\text{HCO}_3^-$  по реакции:



Карбонатсодержащие растворители взаимодействуют только с теми соединениями урана, в которых степень его окисления максимальна, т.е. когда уран в минералах находится в шестивалентном состоянии. Низшие формы окисления требуют обязательного присутствия в растворе окислителя.

Карбонатное выщелачивание основано на способности шестивалентного урана образовывать в карбонатной (бикарбонатной) среде устойчивое и хорошо растворимое комплексное соединение, в котором в качестве катиона обычно выступают ионы натрия, калия, аммония, кальция и магния, а анионом является уранилтрикарбонат  $[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-}$  или уранилдикарбонат  $[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_2]^{2-}$ .

Положительными качествами карбонатного способа ПВ являются меньшая по сравнению с кислотным способом коррозия металла; селективность действия на урановые минералы, способствующие низкому расходу реагента и получению более чистых растворов урана; хорошая растворимость в карбонатных растворах соединений молибдена, рения и ванадия, облегчающие их попутное извлечение.

К недостаткам карбонатного выщелачивания можно отнести более низкое по сравнению с кислотным способом извлечения урана в раствор ( в среднем на 10-20%), значительное (примерно в 1.5-2 раза) увеличение времени выщелачивания и объема подлежащих откачке растворов (Ж:Т) при соответственно меньшей концентрации в них урана, обязательное применение окислителей, необходимость проведения специальных мероприятий (водоподготовка) для снижения жесткости



пластовых вод из-за образования при смешивании с реагентом малорастворимого карбоната кальция, осаждающегося на оборудовании и трубопроводах.

Успешное применение карбонатного выщелачивания зависит от создания условий, необходимых для окисления четырехвалентного урана.

Окислителями при карбонатном выщелачивании могут быть различные химические соединения, технический кислород, кислород воздуха. Ниже приведены нормальные потенциалы окислительно-восстановительных реакций в щелочной среде:

Реакция	Потенциал $E_0$ , В
$\text{ClO} + \text{H}_2\text{O} + 2e = \text{Cl}^- + 2\text{OH}^-$ ;	+ 0.940
$\text{MnO}_4^- + \text{H}_2\text{O} + 3e = \text{MnO}_2 + 4\text{OH}^-$ ;	+ 0.540
$\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} + 4e = 4\text{OH}^-$ ;	+ 0.400
$\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-} + e = \text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$ ;	+ 0.360
$\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} + e = \text{Cu}(\text{NH}_3)_2^+ + 2\text{NH}_3$ ;	0
$\text{UO}_2 + 3\text{CO}_3^{2-} = [\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-} + 2e$ ;	- 0.320;
$\text{U}_3\text{O}_8 + 9\text{CO}_3^{2-} + \text{H}_2\text{O} = 3[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-} + 4\text{OH}^- + 2e$ ;	- 0.350
$\text{U}(\text{OH})_4 + 3\text{CO}_3^{2-} = [\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-} + 2\text{H}_2\text{O}^- + 2e$ ;	- 0.500

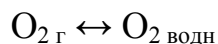
Ионы феррицианида и перманганата вызывают очень быстрое окисление диоксида урана, а гипохлорида и медно-аммиачного комплекса – умеренное.

Кислород медленно окисляет диоксид урана в карбонатной среде. В практике карбонатного ПВ в качестве окислителя широко применяют пероксид водорода, неустойчивый в карбонатной среде и разлагающийся с выделением кислорода, который, будучи растворенным в воде, окисляет диоксид урана. Гипохлорид натрия, перманганат калия, феррицианид натрия, соли меди имеют высокую стоимость и поэтому не находят практического применения.

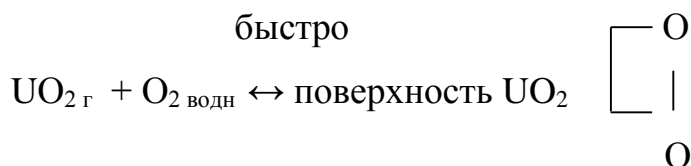
Реакция растворения диоксида урана при использовании молекулярного кислорода в качестве окислителя имеет следующий механизм:

1. Растворение газообразного кислорода в карбонатном (бикарбонатном) растворе:

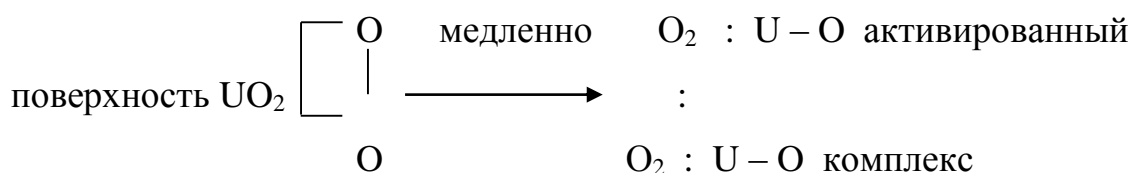
быстро



## 2. Адсорбция $\text{O}_2$ на поверхности $\text{UO}_2$



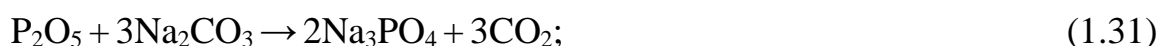
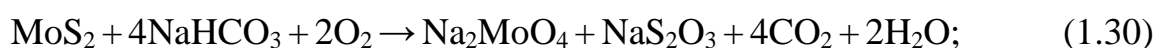
## 3. Диссоциация адсорбированного $\text{O}_2$ и переход атомов кислорода со своих адсорбционных мест на реакционные места, сопровождающийся окислением $\text{UO}_2$ до $\text{UO}_3$ :

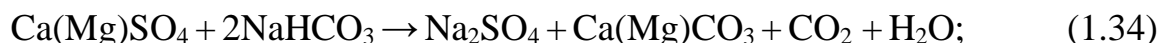
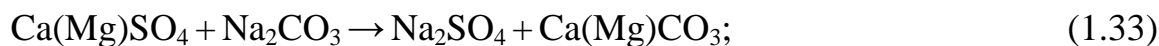
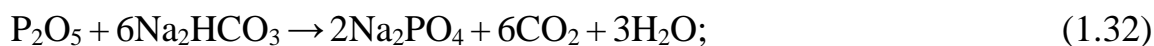


Карбонатные растворители не взаимодействуют с карбонатными минералами вмещающих пород и практически не реагируют в условиях ПВ с силикатными и алюмосиликатными минералами.

Однако основное количество реагентов при карбонатном выщелачивании расходуется на реакции с некоторыми неурановыми минералами, такими, как пирит и др. сульфиды, гипс, ангидрид, фосфаты, органическое вещество (гуминовые кислоты).

Взаимодействие минералов вмещающих пород с раствором реагента при карбонатном способе ПВ осуществляется по следующим реакциям:



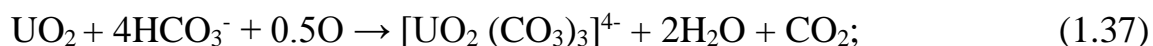
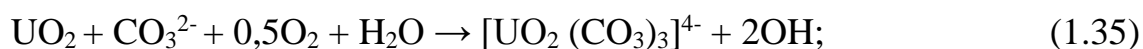


Как видно из уравнений реакций (1.27) и (1.29) карбонат натрия в процессе выщелачивания превращается в бикарбонат, который также является комплексообразователем для шестивалентного урана. Кислород в основном расходуется на окисление пирита и других сульфидных минералов.

### **Варианты карбонатного способа ПВ урана из руд пластово-инфильтрационных месторождений**

Карбонатный способ ПВ урана в зависимости от способа введения реагента – комплексообразователя можно осуществлять в различных вариантах.

Первый вариант: выщелачивание урана с использованием в качестве растворителя карбонат (бикарбонат) содержащих солей натрия ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ,  $\text{NaHCO}_3$ ), калия ( $\text{K}_2\text{CO}_3$ ,  $\text{K}_2\text{HCO}_3$ ) или аммония [ $\text{NH}_4\text{HCO}_3$ ;  $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ ] по реакциям:

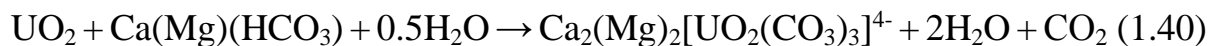


Оптимальная концентрация комплексообразователя, устанавливаемая опытным путем, составляет по ионам  $\text{CO}_3^{2-}$  или  $\text{HCO}_3^-$  0.5-5.0 г/л. Предпочтение отдают бикарбонату аммония, так как он мало изменяет рН пластовых вод и незначительно влияет на набухание глинистых минералов, что практически не сказывается на фильтрации растворов.

Второй вариант: применение в качестве комплексообразователя бикарбонатов кальция  $\text{Ca}(\text{HCO}_3)_2$  и магния  $\text{Mg}(\text{HCO}_3)_2$ , образующихся в результате взаимодействия диоксида углерода (углекислого газа), растворенного в пластовой воде, с карбонат-содержащими вмещающими породами ( $\text{CaCO}_3$ ,  $\text{MgCO}_3$ ,  $\text{FeCO}_3$ ):

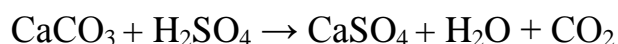


Далее взаимодействие идет по уравнению

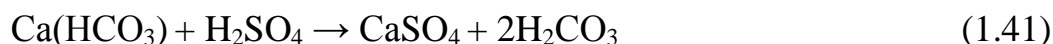


Для получения 1 моля иона  $\text{HCO}_3^-$  в растворе необходимо затратить по полмоля  $\text{CO}_2$  и  $\text{Ca}(\text{Mg})\text{CO}_3$ . Чтобы достичь концентрации  $\text{HCO}_3^-$  в выщелачивающем растворе около 1 г/л, необходимо обеспечить растворение в пластовой воде 0.36 г/л  $\text{CO}_2$ . Содержание карбонатов руде при этом в соответствии с уравнением реакции (1.39) и выходом растворов на единицу твердого должна составлять не менее 0,2 %.

Третий вариант: выщелачивание заключается во введении в пласт разбавленной минеральной кислоты с последующим получением бикарбонатов в растворе в результате взаимодействия образующегося диоксида углерода с карбонатами вмещающих пород:



Минеральная кислота взаимодействует с бикарбонатами пластовых вод по реакции:



и далее по реакциям (1.39) и (1.40).

Смешение выщелачивающих растворов, применяемых в карбонатном способе, с пластовыми водами сопровождается выпадением в осадок труднорастворимых карбонатов кальция, количество которых зависит от жесткости пластовых вод.

Осадки появляются на стенках скважин, трубопроводов, аппаратуры для сорбции, ионитах и осложняют ведение процесса. Пластовые воды имеют примерно следующий химический состав:

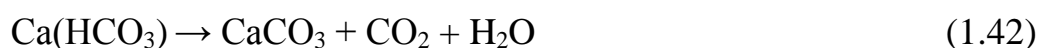
<b>Ион</b>	<b>Содержание, г/л</b>
Общая минерализация	0.5÷5
$\text{Ca}^{2+}$	0.01÷0.30
$\text{Mg}^{2+}$	0.005÷0.2
$\text{K}^+ + \text{Na}^+$	0.15÷1.30

Cl <sup>-</sup>	0.05÷2.00
SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	0.015÷1.20
HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	0.10÷0.30
pH	6.5÷8.0

Жесткость пластовой воды (или вообще воды) – мера содержания в ней солей кальция и магния. Различают постоянную, временную и общую жесткость.

Постоянная жесткость (некарбонатная)  $J_{п}$  обусловлена содержанием сульфатов, хлоридов и других (кроме карбонатов) солей. При кипячении воды они остаются в растворе.

Временная жесткость (устраняемая, карбонатная)  $J_{вр}$  обусловлена содержанием ионов HCO<sub>3</sub><sup>-</sup> и CO<sub>2</sub><sup>2-</sup>. При кипячении воды карбонаты переходят в нерастворимые в воде карбонаты и вода умягчается по реакции:



Общая жесткость  $J$  обуславливается содержанием солей кальция и магния:

$$J = J_{п} + J_{вр}$$

Жесткость воды выражается в мг-экв/л; 1 мг-экв/л соответствует 1 мг-экв Ca<sup>+2</sup> и Mg<sup>+2</sup> в 1 л воды.

При оценке жесткости ее характеризуют следующим образом:

	<i>мг-экв/л</i>
Очень мягкая	до 1.5
Мягкая	от 1.5 до 3.0
Умеренно жесткая (средняя)	от 3.0 до 6.0
Жесткая	от 6.0 до 9.0
Очень жесткая	более 9.0

Временную жесткость определяют, титруя 0,1 л воды 0,1н раствором HCl (индикатор – метиловый оранжевый). Число миллилитров HCl равно  $J_{вр}$ , мг-экв/л.

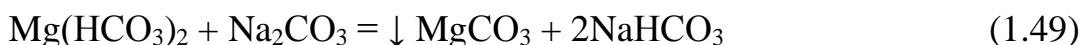
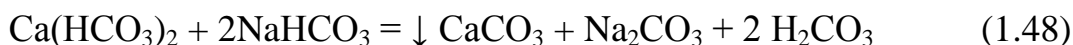
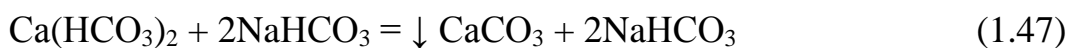
При анализе воды в полевых условиях в вычислениях используют следующее соотношение 1 мл 0,1н химического реагента и количеством (мг) определяемого титрованием иона:

1 мл 0.1н HCl	соответствует	6.10 мг HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>
1 мл 0.1н AgNO <sub>3</sub>	соответствует	3.55 мг Cl <sup>-</sup>
1 мл 0.1н BaCl	соответствует	4.80 мг SO <sub>4</sub>
1 мл 0.1н NaOH	соответствует	4.40 мг свободного CO <sub>2</sub>

Ниже приводится пересчет результатов химического анализа некоторых ионов, содержащихся в пластовых водах:

1 мг HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	= 0.016388 мг-экв HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>
1 мг Fe	= 0.017910 мг-экв Fe
1 мг K	= 0.025574 мг-экв K
1 мг Ca	= 0.04990 мг-экв Ca
1 мг CO <sub>3</sub> <sup>2-</sup>	= 0.03333 мг-экв CO <sub>3</sub> <sup>2-</sup>
1 мг Mg	= 0.082260 мг-экв Mg
1 мг Na	= 0.043498 мг-экв Na
1 мг SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	= 0.020820 мг-экв SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
1 мг Cl <sup>-</sup>	= 0.028206 мг-экв Cl <sup>-</sup>

Взаимодействие солей жесткости пластовых вод с карбонат (бикарбонат) содержащими компонентами растворителя происходит по следующим реакциям:



Соль MgCO<sub>3</sub> кристаллизуется очень медленно и если необходимо более полное освобождение от магния, то в этом случае магний осаждают щелочью, например NaOH или Ca(OH)<sub>2</sub> по реакции:



При ПВ освобождение от ионов магния не требуется.

Осадки можно отделять в прудках-отстойниках, объем которых рассчитывают исходя из времени осаждения карбонатной соли и остаточной концентрации кальция в растворах, которая должна находиться на уровне 1 мг-экв/л.

Умягчение пластовых вод можно проводить также и на ионообменных смолах.

Умягчение пластовых вод требует первый вариант технологии карбонатного способа ПВ, поскольку только в этом варианте происходит смешение реагента с пластовыми водами и выпадение осадков карбоната кальция. При использовании второго и третьего вариантов карбонатного способа ПВ водоподготовка не нужна.

Добавка в раствор ингибиторов, предотвращающих выпадение карбоната кальция за время прохождения раствора по аппаратам поверхностного комплекса, позволяет исключить из технологической схемы умягчение подземных вод. В качестве ингибиторов используют соли метафосфата ( $\text{Na}_3\text{PO}_4$ ) и пиррофосфата ( $\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$ ) натрия, концентрация которых в растворе должна составлять 5-10 мг/л.

## **Геологическое описание участка месторождения**

### **Литолого-стратиграфическое описание участка**

Дается краткое геологическое описание участка месторождения, обрабатываемого геотехнологическим способом. При этом описывается: рельеф поверхности, высотные отметки, перепад высот. Указываются размеры участка.

Подробно описывается структурно-литологический разрез участка. При этом указываются мощности слоев покрывающих пород, их прочностные характеристики, водо- обильность, водоустойчивость, основные физические свойства покрывающих и подстилающих залежь пород.

Подробно описывается пласт полезного ископаемого. При этом описывается его структура с указанием мощности отдельных пачек и прослоек, указываются прочностные характеристики полезного ископаемого и приводятся физические

свойства пород, представляющих пачки и прослойки.

Фактологическую информацию по слоям и пачкам желательно приводить в виде таблиц.

### **Расчет промышленных запасов участка**

Описывается сеть геологоразведочных скважин. В виде таблицы указываются координаты скважин, высотные отметки рельефа, мощности отдельных слоев покрывающих пород и мощность пласта полезного ископаемого.

Одним из известных методов подсчитываются балансовые запасы участка и с учетом среднестатистического по технологии коэффициента извлечения определяются промышленные.

### **Подготовка и вскрытие запасов участка**

Объем и содержание работ по подготовке месторождения к отработке зависят от конкретных условий местности. В условиях равнинной сухой местности подготовка сводится к прокладке подъездных путей, линии электро-снабжения, трубопроводов для подачи рабочих агентов и отвода продуктивных флюидов. В условиях заболоченной местности необходимо проведение дренажных работ.

Технологическое содержание отдельных операций геотехнологических способов добычи полезных ископаемых. Вскрытие месторождения осуществляется скважинами, которые по своему назначению бывают добычные и вспомогательные (разведочные, водоотливные, контрольные). Вскрытие месторождения состоит из ряда последовательно выполняемых операций: выбора места заложения скважин, уточнение конструкции скважин, бурение и обсадка скважин, геологические, гидрогеологические и геофизические скважины, оборудование скважин к эксплуатации, оформление документации, сдача скважины в эксплуатацию.

Различают следующие способы вскрытия: отдельной скважиной (вертикальной или наклонной); группой скважин (спаренными скважинами,



группой взаимодействующих скважин).

### **Конструкция буровых скважин и буровое оборудование**

Конструкция добычных скважин зависит от применяемого геотехнологического способа, геологических факторов и типа добычного оборудования. Обсадка добычных скважин на участке залегания рыхлых пород обязательно должна осуществляться. Тип бурового оборудования зависит от глубины залегания пласта, крепости покрывающих пород и диаметра скважины. При глубине залегания пласта до 30-40 м под слоем прочных покрывающих пород могут применяться буровые станки шарошечного типа СБШ. Для слабых пород возможно применять станки шнекового вращательного бурения типа СБР. При глубинах до 200 м целесообразно применять станки вращательного бурения. Целесообразно, чтобы буровое оборудование сочетало характеристики разведочного бурения (отбор керна, проходку по породам с любыми свойствами и условиями залегания, обсадка, цементация) с возможностью монтажа скважинного оборудования. Добычные скважины до залежи бурят как обычные геологоразведочные скважины. Особенности бурения скважин: необходимость отбора керна в слабых неустойчивых породах требования к надежному выявлению контактов пород с продуктивной залежью при близких физико-механических свойствах; необходимость обеспечения устойчивости стенок в породах небольшой крепости; недопустимость значительных искривлений ствола, так как это усложняет спуск технологических колонн. Крепление скважин выполняется в два этапа: спуск обсадной колонны и цементация затрубного пространства.

Перед оборудованием скважин осуществляется ее исследование и составляется необходимая документация.

### **Система разработки**

Под системой разработки понимается порядок расположения, проходки и отработки добычных скважин, увязанный во времени и пространстве.

Конкретная система разработки определяется самим геотехнологическим способом. Оптимальной системой расположения скважин на месторождении будет являться сетка скважин, обеспечивающая минимальные затраты на 1 т добытого полезного ископаемого при возможно более полном извлечении запасов разрабатываемого месторождения.

Срок отработки месторождения определяется из выражения:

$$t_{\text{мест}} = \frac{S_{\text{мест}}}{2 \cdot b_1 \cdot b_2 \cdot m_{\text{агр}}}, \text{ сут.}$$

где  $S_{\text{мест}}$  — площадь месторождения, м<sup>2</sup>;

$b_1, b_2$  — параметры сетки расположения скважин, м;

$m_{\text{агр}}$  — число одновременно работающих скважин.

Общее число добычных скважин определяется из выражения:

$$m_{\text{СКВ}} = m_{\text{агр}} \cdot \frac{t_{\text{мест}}}{t_{\text{СКВ}}},$$

где  $t_{\text{СКВ}}$  — срок службы одной добычной скважины, сут. Проектный уровень добычи:

$$V_{\text{пд}} = m_{\text{агр}} \cdot V_{\text{СКВ}}, \text{ т/сут}$$

где  $V_{\text{СКВ}}$  — среднесуточная производительность скважины, т/сут.

### **Расчет экономической эффективности способа**

Расчет ведется по методическим указаниям, приведенным. При отсутствии конкретных данных по стоимости оборудования, материалов и т.п., они принимаются ориентировочно.

## **ОСНОВЫ СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ**

### **Характеристика продуктивных растворов и сорбентов**

Основная операция при извлечении урана из недр способом ПВ, а именно выщелачивание, определяет состав полученных продуктивных растворов. В зависимости от природы используемого выщелачивающего реагента на дальнейшую операцию сорбционного извлечения урана могут поступать серноокислые или бикарбонатные растворы, компонентный состав которых определяется продуктами химического взаимодействия урановых минералов и вмещающих пород с выщелачивающим реагентом. Состав продуктивных

растворов зависит от применяемого способа десорбции урана с ионообменной смолы, так как при контакте смолы, прошедшей стадию десорбции, с продуктивным раствором происходит обменное вытеснение анионов элюента (например, нитрат- или хлорид- ионов) в отработанный продуктивный раствор.

Кислотный способ ПВ приводит к растворению, помимо урановых и других минералов руды и пустых пород, что вызывает загрязнение продуктивных растворов балластными примесями – железом, кальцием, магнием, алюминием и др.

При контакте с серной кислотой окисленных минералов урана, а также соединений четырехвалентного урана в присутствии окислителей он переходит в раствор в форме нейтрального комплекса  $UO_2SO_4$ , а также в форме анионных комплексов  $UO_2(SO_4)_2^{2-}$  и  $UO_2(SO_4)_3^{4-}$ , выход которых зависит от концентрации кислоты и сульфат-иона. При pH раствора выше 2,5 ионы уранила полимеризуются, образуя полиядерные комплексы вида  $U_2O_5SO_4^{2+}$  и  $U_3O_8SO_4^{2+}$ .

Кроме балластных примесей в продуктивные растворы переходят ряд сопутствующих урану ценных элементов, таких, как молибден, рений, скандий, ванадий, иттрий, редкоземельные элементы (РЗЭ).

Как правило, молибден и рений присутствуют в растворах в виде анионов молибденовой и рениевой кислот  $MoO_4^-$  и  $ReO_4^-$ , скандий, иттрий и РЗЭ – в форме трехвалентных катионов  $Se^{3+}$ ,  $Y^{3+}$ ,  $PZЭ^{3+}$ , ванадий – в форме катионов ванадата  $VO^{2+}$  и  $VO_2^+$  и анионов метованадата  $VO_3^-$ .

Основные балластные примеси – железо, алюминий, кальций, магний – в рассматриваемых условиях ПВ анионных комплексов не образуют.

В процессе кислотного выщелачивания концентрация солей в продуктивных растворах постепенно увеличивается как вследствие их рециклинга, так и в результате рециклинга ионообменных смол.

При карбонатном способе ПВ в результате взаимодействия растворов карбонатных или бикарбонатных солей с окисленными минералами урана или с минералами урана (IV) в присутствии окислителей (кислород, пероксид кислорода)

образуются хорошо растворимые комплексные соединения урана, например,  $\text{Na}_4[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]$  или  $\text{NH}_4[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]$ .

Так как карбонатные и бикарбонатные соли щелочных металлов или аммония являются более мягкими выщелачивающими агентами по сравнению с кислотами, количество и содержание балластных примесей в продуктивных растворах ПВ значительно меньше, хотя карбонатные растворы в незначительной степени также выщелачивают кремний, кальций, магний и др. Из перечисленных выше ценных сопутствующих элементов в продуктивных растворах присутствуют только молибден и рений. Содержание микрокомпонентов в сернокислых продуктивных растворах колеблется в широких пределах и составляет мг/л: Ti 0.2; Mn 0.1–20.0; Zn 0.1–20.0; Pb 0.006–0.01; Ni 0.1–15; Se 0.06–0.20; Cu 0.03–5; As – около 0.050.

### **Основы сорбционной технологии переработки продуктивных растворов**

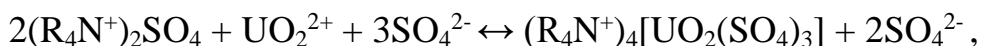
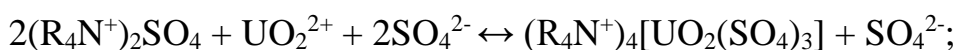
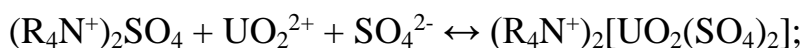
При добыче урана способом ПВ необходимо учитывать неразрывную связь геотехнологических работ с дальнейшим процессом переработки растворов. В основе этой взаимосвязи лежат требования экологии и экономики. Технологическая и аппаратная схемы наземного сорбционного комплекса должны быть привязаны к типу выщелачивающего реагента. Наиболее целесообразно использовать для десорбции урана с анионитом элюент того же вида и характера, что и выщелачивающий реагент. Так, при переработке сернокислых продуктивных растворов оптимальным элюентом для урана являются растворы серной кислоты, применение которых не приводит к дополнительному загрязнению окружающей среды другими анионами, как это происходит при нитратной или хлоридной десорбции. К тому же в этом случае не требуется дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат для регенерации анионита в сульфатную форму после десорбции, а дисбалансные растворы легко утилизируются. Даже при необходимости дополнительных операций концентрирования урана из сернокислых десорбатов любым ионообменным

способом (экстракцией, сорбцией, электродиализом с ионитовыми мембранами) приведенные затраты на получение 1 кг урана в этом случае в 1,6-1,9 раза ниже, чем, например, при нитратной десорбции (при условной производительности по перерабатываемому раствору 1000 м<sup>3</sup>/ч со средним содержанием урана в растворах 40 мг/л и извлечением на стадии сорбции 95%).

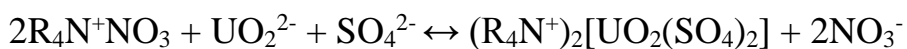
Точно так же при выщелачивании урана растворами бикарбонатных солей оптимальной технологической схемой переработки растворов являются та, которая включает десорбцию урана концентрированными растворами аналогичных карбонат–бикарбонатных солей, что исключает введение посторонних анионов в подземные горизонты и депрессирование сорбции урана.

Перед подачей продуктивных товарных растворов на сорбцию их необходимо очистить от механических примесей, содержание которых может колебаться в довольно широких пределах – от 0,05 до 0,2-1 г/л. С этой целью продуктивные растворы предварительно осветляют в прудах-отстойниках большого объема (до 5-10 тыс.м<sup>3</sup>). Дальнейшая необходимая степень очистки определяется типом используемой сорбционно-десорбционной аппаратуры (фиксированный или движущийся слой сорбента). Для дополнительной очистки растворов чаще всего применяют песчаные фильтры, иногда сетчатые, напорные или угольные фильтры и т.п. Для улавливания сорбентов из растворов перед закачкой в пласт рекомендуется осуществлять фильтрацию на сетчатых фильтрах.

**Процесс сорбции** урана из продуктивных растворов сильноосновными анионитами описывается уравнениями ионного обмена и комплексообразования:



или, если анионит находится в ионной форме (например, в нитратной):



Низкая концентрация урана в продуктивных растворах ( $6 \cdot 10^{-5} - 4,5 \cdot 10^{-4}$  М) обуславливает особенности процесса их сорбционной переработки с

использованием анионитов. В таких растворах преобладает пленочная кинетика сорбции. В зависимости от pH раствора продолжительность сорбции иона трисульфата уранила триметиламмониевым анионитом составляет от 100 (pH = 1,85) до 500 мин (pH=3,6). На практике необходимая продолжительность контакта анионитов с перерабатываемым раствором составляет 6-8 часов.

Показатели процесса сорбции урана – глубина извлечения, емкость анионита зависят от содержания его в перерабатываемом растворе, характеристик анионита, а также количества в растворе ионов – депрессоров сорбции, таких, как, сульфат, нитрат- и хлорид – ионы, ионов трехвалентного железа и серной кислоты. В области низкой концентрации урана (1 – 25 мг/л) коэффициенты его распределения  $K_p$  на порядок выше, чем в областях высокой (100-1000 мг/л), причем это одинаково справедливо для сильно- и слабоосновных анионитов (АМП, АМП-1П).

Повышение кислотности продуктивных растворов приводит к ухудшению сорбции урана, причем более значительному для сильноосновных анионитов (АМП).

В основе депрессирующего влияния некоторых анионов на сорбцию урана лежит ряд их сродства к анионитам:  $\text{SO}_4^{2-} < \text{F}^- < \text{OH}^- < \text{Cl}^- < \text{NO}_3^- < \text{HSO}_4^- < \text{ClO}_4^- < \text{PO}_4^{3-}$ .

Трехвалентное железо, образующее в растворах с низкой концентрацией серной кислоты и сульфат-иона непрочные анионные комплексы, также отрицательно влияет на сорбцию урана, но менее сильно, чем анионы-депрессоры.

Все перечисленные выше аниониты имеют четко выраженную крутую изотерму сорбции ( $K_{\text{общ}} \approx 1$ ), что обеспечивает глубокое извлечение урана даже из растворов с низкой его концентрацией. Как правило, в процессе сорбции достигается весьма низкая сбросная концентрация урана, не превышающая 1-2 мг/л. Сбросная концентрация урана в отработанных продуктивных растворах, как правило, определяется остаточной емкостью анионитов по урану, получаемой в процессе десорбции.

Те же факторы – концентрация урана, карбонат– и бикарбонат–ионов и количество присутствующих в растворах анионов–депрессоров (например, сульфат-иона) – влияют на показатели сорбции урана анионитами и из бикарбонатных продуктивных растворов ПВ. Изотермы сорбции урана из этих растворов имеют более крутой характер по сравнению с изотермами сорбции из сернокислых растворов, что позволяет иметь такую же низкую сбросную концентрацию урана в отработанных растворах (1-2 мг/л) при более высоких остаточных емкостях анионитов после десорбции урана.

В виду более сильного сродства карбонат– и бикарбонат–ионов и соответствующих высокопрочных комплексов уранила к ионогенным группам анионитов по сравнению с сульфат–ионом влияние его на сорбцию урана сказывается не столь значительно, как в сернокислых системах.

Коэффициенты распределения урана при сорбции его анионитами из карбонат–бикарбонатных растворов в несколько раз выше, чем при сорбции из сернокислых сред.

Повышение температуры десорбции приводит к существенному улучшению её показателей. Например, в случае сернокислотной десорбции увеличение температуры до 50-60°С не только сокращает необходимую продолжительность контакта смолы с раствором на 20-30%, но и обеспечивает снижение выхода товарной фракции десорбата и увеличение концентрации урана в ней на 10-15%.

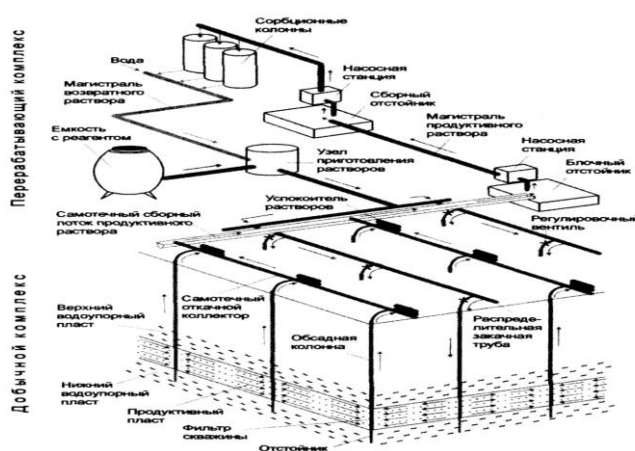


рис.1 Технологическая схема подземного выщелачивания урана.

Количество металла в продуктивных растворах, которое следует добыть в проектном году для выполнения плана выпуска металла в готовой продукции:

$$Me = \frac{P \cdot 100}{K},$$

где:  $P$  - годовой план выпуска металла в готовой продукции, т;

$K$  - коэффициент извлечения металла из продуктивных растворов на сорбции, %.

Количество металла ( $Me$ ), как правило, складывается из:

- металла, добываемого из блоков, отработка которых на начало проектного года уже начата ( $Me_1$ );

- металла, добываемого из блоков, подготовка которых будет осуществляться в течение проектного года ( $Me_2$ ),

$$\text{т.е. } Me = Me_1 + Me_2$$

Средняя концентрация металла в продуктивных растворах определяется отдельно для блоков, уже находящихся в отработке, и для вновь подготовленных блоков.

Для блоков, находящихся в отработке, концентрация металла в продуктивных растворах должна определяться на основании графика изменения концентраций металла во времени, построенного в паспорте блока на основе отработки эталонных эксплуатационных блоков, близких по своим природным условиям и технологическим приемам процесса ПВ к проектируемым для доработки блокам.

Средняя концентрация металла по блокам за весь период отработки определяется по следующей формуле

$$C_{cp} = \frac{\varepsilon \cdot \rho \cdot d \cdot 10^6}{f \cdot M_s \cdot S \cdot \gamma}, \text{ мг/л}$$

$$\text{или } C_{cp} = \frac{\varepsilon \cdot m \cdot c}{f \cdot M_s} \cdot 10^4, \text{ мг/л,}$$

где:  $\varepsilon$  – проектируемый коэффициент извлечения металла из недр, доли ед.;

$P$  – вскрытые запасы блока (или участка), т;



$f$  – отношение Ж:Т за весь период выщелачивания, включая стадию закисления, доли ед.;

$d$  – удельный вес раствора, г/см<sup>3</sup>;

$M_3$  – эффективная мощность продуктивного горизонта, м;

$m$  – средняя мощность выщелачиваемого рудного тела;

$C$  – среднее содержание полезного компонента в выщелачиваемом рудном теле, %;

$\gamma$  – объемный вес пород продуктивного горизонта, т/м<sup>3</sup>.

Следует также иметь в виду, что по приведенным выше формулам определяется средняя концентрация металла в продуктивных растворах по эксплуатационному блоку (или участку) за весь период отработки, который, в зависимости от природных условий залегания рудных залежей и применяемых приемов ПВ, может длиться от 1 до 3-4 и более лет. В таких случаях концентрация металла во вновь подготавливаемых блоках на проектируемый год определяется согласно графику изменений концентраций металла во времени, построенному на базе эталонных блоков, близких по своим природным условиям и приемам процесса ПВ к проектируемым блокам.

Средняя концентрация металла по участку, цеху и предприятию в целом в проектном году определяется по формуле:

$$C_{cp} = \frac{C_1 Q_1 + C_2 Q_2 + \dots + C_n Q_n}{Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n}, \text{ мг/л}$$

где:  $C_1, C_2; \dots, C_n$  – средняя концентрация металла в проектируемых блоках;

$Q_1, Q_2, \dots, Q_n$  – объемы откачиваемых продуктивных растворов в проектируемых блоках.

Суммарный дебит откачных скважин по блоку, участку, цеху или предприятию в целом определяется по формуле:

$$Q = \frac{P}{C_{cp} \cdot T}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где:  $Q$  – суммарный дебит откачных скважин по блоку, участку, цеху или предприятию в целом;

$P$  – проектная годовая производительность блока, участка, цеха, предприятия в целом по металлу в растворах;

$T$  – расчетное количество рабочих часов в году.

При расчетном способе удельный дебит скважины « $g_0$ » может быть рассчитан на основе соответствующим образом преобразованной формулы Абрамова О.К. - Чарного И.А.:

$$g_0 = \frac{2\pi \cdot K_\phi \cdot M_\phi}{2.3 \cdot \lg \frac{a}{2\pi} \cdot M_\phi + \frac{\pi \cdot L}{a} + \xi_0 + \xi_{2\phi}},$$

где:  $K_\phi$  - коэффициент фильтрации продуктивного горизонта, м/сут;

$M_\phi$  - эффективная мощность горизонта, м;

$a$  - расстояния между скважинами в ряду, м;

$L$  - расстояние между рядами скважин, м;

$\xi_0$  - дополнительное сопротивление за счет несовершенства скважин по степени вскрытия горизонта, доли ед.;

$\xi_{2\phi}$  - дополнительное сопротивление, связанное с контактными потерями напора на границе «фильтрующая поверхность – порода» за счет несовершенства скважины по характеру вскрытия пласта.

Величина  $\xi_0$  зависит от соотношения  $\frac{l_\phi}{M_\phi}$  и определяется по формуле:

$$\xi_0 = \frac{M_\phi}{2l} \cdot (4.6 \cdot \lg \frac{4M_\phi}{r_0} - A) - 1.38,$$

где:  $l_\phi$  - длина фильтра, м;

$r_0$  - радиус скважин, м.

Значение «А» определяется по таблице:

0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
7.0	5.0	4.0	3.5	3.0	2.5	1.8	1.1	0.7	0.0

При  $\frac{l_\phi}{M_s} > 0.7$  скважину можно считать совершенной по степени вскрытия: в

этом случае  $\xi_0$  принимается равным нулю.

Величина  $\xi_{2\phi}$  гравийно обсыпанных фильтров со щелевым каркасом по ширине щели 2 мм и крупности зерен обсыпки 1-3 мм, в зависимости от скважности каркаса « $\eta$ » определяется по таблице:

5.0	5.5	6.5	10.0	16.0	26.0
60	50	35	20	10	5

Для щелевых фильтров величина  $\xi_{2\phi}$ , согласно рекомендациям В.М. Гавриленко, ориентировочно может быть определена по следующей таблице:

$\eta, \%$	3	4	5	6	7	8	9	10	15
щель вертикальная	50	40	30	25	22	19	15	12	10
щель горизонтальная			50	40	32	25	22	20	12

Полный расчетный дебит (расход) скважины « $g$ » определяется умножением удельного дебита « $g_0$ » на предельно допустимую величину понижения пр. При этом расчетная величина дебита (расхода) « $g$ » не должна превышать величины водозахватной (поглощающей) способности скважины « $f$ », т.е. должно соблюдаться условие:

$$g \leq f,$$

$$\text{где: } f = 2\pi r_0 l_\phi \cdot 65 \sqrt{K_\phi}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

$r_0$  - радиус ствола скважин, м.

Величина водозахватной (для откачных) или водопоглощающей (для закачных) способности скважин различного диаметра в мелко- и тонкозернистых песках с коэффициентами фильтрации 5.6 м/сут. и 3.5 м/сут. приведены в таблице. В качестве проектного принимается дебит (расход) технологической скважины, не превышающий расчетного\*) и удовлетворяющий техническим возможностям средств подъема и подачи растворов.

*Водохватная (водопоглотительная) способность скважин (м<sup>3</sup>/сутки) в зависимости от диаметра скважин (D), длины фильтров (l<sub>ф</sub>) и коэффициента фильтрации рудовмещающего горизонта (K<sub>ф</sub>)*

<i>l<sub>ф</sub>, м</i>	3	4	5	6	7	8	9	10	12	15	20
K <sub>ф</sub> = 5,6 м/сут											
132	136	187	230	279	322	373	418	468	570	700	935
151	158	216	274	324	374	432	488	540	650	805	1080
190	202	274	346	410	475	547	62	684	820	1020	1370
243	258	344	438	518	604	696	794	870	1040	1310	1740
295	316	424	525	633	740	850	950	1060	1265	1580	2110
346	374	497	626	749	870	892	1120	1245	1490	1860	2270
394	424	568	704	848	992	1135	1270	1415	1690	2130	2840
K <sub>ф</sub> = 3,5 м/сут											
132	116	160	196	239	276	319	356	399	479	600	797
151	135	184	233	276	319	368	416	460	550	686	920
190	172	233	294	350	405	46	520	582	700	872	1170
243	221	294	374	441	515	594	668	741	890	1115	1480
346	319	424	533	636	741	845	955	1060	1270	1590	1940
394	362	484	600	724	845	970	1085	1205	1440	1815	2520

\*) С учетом его ожидаемого изменения в процессе ПВ в связи с развитием кольматации.

Количество одновременно работающих откачных скважин определяется по формуле:

$$N = \frac{Q}{g \cdot K_{исп}},$$

где:  $K_{исп}$  – коэффициент использования скважины.

Число одновременно работающих скважин непосредственно определяет площадь блока, участка и месторождения, находящегося в эксплуатации. По числу этих площадей и времени отработки определяется календарный график отработки блока, участка или месторождения.

Продолжительность отработки площади, приходящейся на одну откачную скважину, определяется по формуле:

$$t_0 = \frac{f \cdot \gamma \cdot M_{\text{э}} \cdot F_0}{d \cdot g}, \text{ сут,}$$

где:  $g$  - производительность откачной скважины, м<sup>3</sup>/сут;

$F_0$  - площадь отработки, приходящаяся на одну откачную скважину.

Время отработки эксплуатационного блока в условиях действующего предприятия ПВ может быть установлено также статистическим методом по фактическому времени отработки эксплуатационных блоков, с которыми может быть сравнен (по природным условиям и технологическим приемам способа ПВ) проектируемый блок.

Расчетное время появления продуктивных растворов в откачных скважинах (стадия закисления) приближенно определяется по формуле:

$$t_{\text{зак}} = \frac{M_{\text{э}} \cdot \eta_{\text{э}} \cdot L \cdot \epsilon}{g}, \text{ сут,}$$

где:  $\eta_{\text{э}}$  - эффективная пористость,

$L$  - средняя длина пути закисляющихся растворов, м;

$\epsilon$  - расстояние между скважинами в ряду, м.

Поскольку закисление рудовмещающего горизонта происходит не «поршневым», а рассредоточенным способом, продуктивные растворы в откачных скважинах появляются значительно раньше закисления всей его мощности. В связи с этим в указанные выше расчеты времени закисления должны вводиться соответствующие поправки, учитывающие фактическое время закисления эксплуатационных блоков.

При наличии достаточного количества эксплуатационных блоков время закисления может быть определено статистическим способом, рассчитанным на основе их фактического времени закисления.

Суммарный дебит непродуктивных растворов определяется по формуле:

$$Q_{\text{н}} = \frac{Q \cdot t_{\text{зак}}}{t_0},$$

где:  $Q_{\text{н}}$  - суммарный дебит продуктивных растворов, м<sup>3</sup>.

Количество реагента на закисление определяется по формуле:

$$V_{зак} = Q_n \cdot (C_p - C_k),$$

где:  $C_p$  - заданная концентрация в рабочем растворе, гр/л;

$C_k$  - концентрация растворителя в извлекаемом растворе.

По аналогичной формуле определяются затраты реагента и на отработку эксплуатационных блоков.

## ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОЛОГИИ НЕСТАЦИОНАРНОГО РЕЖИМА ФИЛЬТРАЦИИ ПРИ СКВАЖИННОМ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ.

Потери гидравлического напора раствора при фильтрации его через продуктивный пласт определенной мощности  $m$ .

Можно представить в виде следующей аналитической зависимости:

$$\Delta H = \lambda \frac{L}{d_{кан}} \cdot \frac{g_{кан}^2}{2g},$$

где  $\Delta H$  - потери напора потока раствора при фильтрации его  $h_0$  пласт, м;

$L$  - длина пути фильтрации, м;

$d_{кан}$  - усредненный диаметр криволинейных каналов по продуктивному пласту, м;

$g_{кан}$  - реальная(истинная) скорость движение растворов в поровых каналах, м/с ;

$\lambda$  - коэффициент гидравлических сопротивлений .

Преобразуем выражение в виде параметров, характеризующих твердое слагающего пласт.

Тогда потери напора продуктивного потока при фильтрации через гидравлический радиус поровые каналы в массиве.

$$\Delta H = \lambda \frac{L}{4R} \cdot \frac{g_{кан}^2}{2g},$$

$R$  - гидравлический радиус поровых каналов в продуктивном пласте, м;

$$R = \frac{\omega}{\lambda} = \frac{\omega \cdot L}{x \cdot L} = \frac{V}{c},$$

где  $\omega$  - площадь поперечного сечения потока по поровому слою, м<sup>2</sup>;

$\eta$  - смоченный периметр поровых каналов, м<sup>2</sup>;

$V$  - объем порового слоя, м<sup>3</sup>;

$c$  - суммарная площадь боковой поверхность поровых каналов, м<sup>2</sup>;

Объем порового слоя можно рассчитать по зависимости:

$$V = \frac{V_0 \cdot h}{1 - \varepsilon},$$

где  $V_0$  - объем частиц, слагаемой фильтрационной слой, м<sup>2</sup>;

$h$  - количество частиц в поровом слое:

$\varepsilon$  - порозность слоя, доли ед.

$\delta$  - суммарная площадь боковой поверхности частиц, м<sup>2</sup>;

$$\delta = \pi \cdot d_{\tau}^2 \cdot n ,$$

где  $d_{\tau}$  - диаметр частиц твердого, слагающего массив, м;

$\delta$  - суммарная площадь боковой поверхности частиц, м<sup>2</sup>;

Совмещая выражения и , получим зависимость для гидравлического радиуса порового (фильтрующего) канала.

$$R = \frac{V}{c} = \frac{V_k \cdot h \cdot \varepsilon}{\pi \cdot d_{\tau}^2 \cdot h} = \frac{\pi \cdot d_{\tau}^3}{6} \cdot \frac{\varepsilon}{\pi \cdot d_{\tau}^2 (1 - \varepsilon)} = \frac{d - \varepsilon}{6(1 - \varepsilon)},$$

$$\text{или } d = 4R = \frac{2}{3} \frac{d_{\tau} \cdot \varepsilon}{(1 - \varepsilon)} \varphi ,$$

где  $\varphi$  - коэффициент формы твердого, слагающего массив (по опытным данным для песка  $\varphi = 0,88$  )Истинная скорость продуктивного раствора в поровом канале и скорость фильтрации связаны следующим образом

$$g_{\text{кан}} = \frac{g_{\phi}}{\varepsilon} ,$$

По опытам Эргуна , коэффициент гидравлического сопротивления при фильтрации как наиболее точно, описывающий процесс фильтрации равен

$$\lambda = \frac{133}{\text{Re}_{\text{кан}}} + 2,34 ,$$

Где  $\text{Re}_{\text{кан}}$  -число Рейнольдса для порового канала;

$$\text{Re}_{\text{кан}} = \frac{g_{\text{кан}} \cdot d_{\text{кан}}}{\nu} ,$$

С учетом выражений и , после некоторых алгебраических преобразований, выражение (3.7) примет вид.



$$\text{Re}_{\text{кан}} = \frac{2}{3} \cdot \frac{\varphi}{1 - \varepsilon} \cdot \frac{\mathcal{G}_\phi \cdot d_T}{\nu} = \frac{2}{3} \cdot \frac{\varphi}{1 - \varepsilon} \cdot \text{Re},$$

где  $\mathcal{G}_\phi$  - скорость фильтрации (фиктивная, используемая в гидрогеологических расчетах), м/с;

Re - число Рейнольдса для фильтруемого продуктивного слоя.

$$\text{Re} = \frac{\mathcal{G}_\delta \cdot d_T}{\nu_0},$$

где  $\nu_0$  - кинематическая вязкость продуктивного раствора,  $\text{м}^2/\text{с}$  (для воды  $\nu = 1,01 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ ).

При изменении объемной концентрации солей в продуктивном растворе, кинематическая вязкость пересчитывается для конкретного солевого состава раствора может быть определено выражением

$$\nu_1 = \nu_0 \left[ 1 + \frac{2 \cdot 5 \cdot M}{2(1 - 1,35)M} \right]^2,$$

где M – объемная концентрация солей в продуктивном растворе.

Например, при увеличении объемной концентрации твердого до 30 г/л ( $M = 0,03$ ), кинематическая вязкость продуктивных растворов составит

$$\nu_1 = \nu_0 \left[ 1 + \frac{2 \cdot 5 \cdot M}{2(1 - 1,35 \cdot M)} \right]^2 = 1,01 \cdot 10^{-6} \left[ 1 + \frac{2 \cdot 5 \cdot 0,03}{2(1 - 1,35 \cdot 0,03)} \right]^2 = 1,09 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с},$$

С учетом выражения, значения коэффициент гидравлического сопротивления (3.11) примет вид.

$$\lambda = \frac{4}{3} \left( \frac{150 (1 - \varepsilon) \cdot \nu}{\mathcal{G}_\phi \cdot d_T \cdot \varphi} + 1,75 \right),$$

Далее, используя выражения и , получим уравнение потерь напора при фильтрации раствора по продуктивному пласту,

$$\Delta H = \lambda \frac{3}{2} \cdot \frac{1 - \varepsilon}{\varepsilon^3 \cdot \varphi} \cdot \frac{L}{d_{кан}} \cdot \frac{g_{кан}^2}{2g},$$

или с учетом

$$\Delta H = \left( \frac{2 \cdot 150 (1 - \varepsilon)^2 \cdot \nu}{g_{\phi} \cdot d_T \cdot \varphi^2 \cdot \varepsilon^3} \right) \frac{L}{d_T} \cdot \frac{g_{\phi}}{2g} + \left( \frac{2 \cdot 1,75 (1 - \varepsilon)}{\varphi \cdot \varepsilon^3} \right) \frac{L}{d_T} \cdot \frac{g_{\phi}^2}{2g},$$

где коэффициент фильтрации:

а) для ламинарного режима 
$$K_{\phi л} = \frac{\varepsilon^3 \cdot d_T \cdot \varphi^2 \cdot g}{(1 - \varepsilon)^2 \cdot 150 \cdot \nu},$$

б) для турбулентного режима 
$$K_{\phi т} = \sqrt{\frac{\varepsilon^3 \cdot d_T \cdot \varphi \cdot g}{(1 - \varepsilon) \cdot 1,75 \cdot 2}},$$

Рассмотрим растекание продуктивного раствора по поровому слою конфигурация внешних границы линий тока которого соответствует ромбовидному виду: .

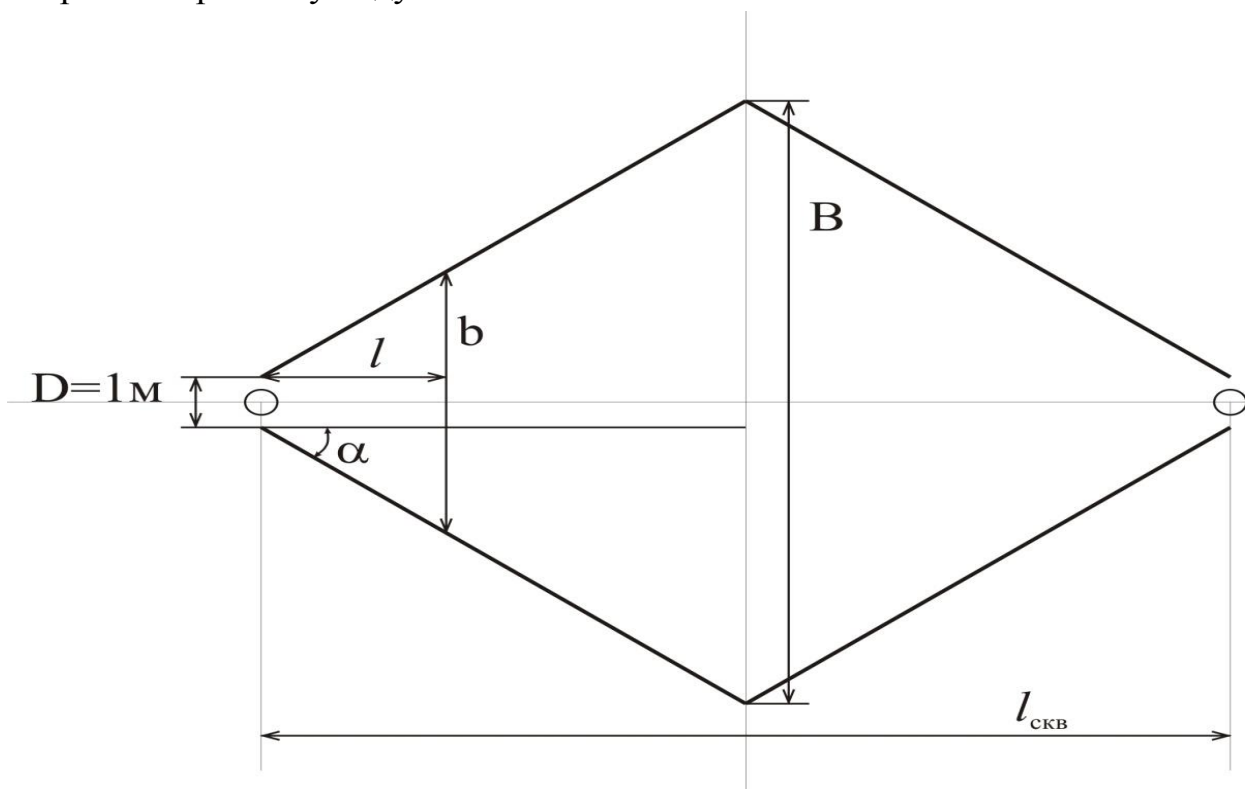


Рис. 1. Схема растекание краевых линий тока раствора.

Текущая ширина фильтрационного потока.(b)

$$1. \operatorname{tg} \alpha = \frac{(B-1)}{2} \cdot \frac{2}{l_{\text{скг}}} = \frac{B-1}{l_{\text{скг}}},$$

$$\frac{b-1}{l}; b = l \frac{B-1}{l_{\text{срд}}} + 1; b = l \cdot \operatorname{tg} \alpha + 1;$$

$$2. \mathcal{G}_\phi = \frac{Q_\phi}{\omega} = \frac{Q_\phi}{b \cdot m} = \frac{Q_\phi}{\left( l \left( \frac{B-1}{l_{\text{скг}}} \right) + 1 \right) \cdot m}, \text{ скорость фильтрации}$$

$$3. \frac{\Delta H}{l} = \left( \frac{150 (1-\varepsilon)^2 \cdot \nu}{\varepsilon^3 \cdot d_T^2 \cdot \varphi^2 \cdot g} \right) \cdot \mathcal{G}_\phi, \text{ (для ламинарного режима фильтрации)}$$

Зависимость градиента напора от гидродинамических параметров продуктивного пласта.

$$\Delta H = \left( \frac{150 (1-\varepsilon)^2 \cdot \nu}{\varepsilon^3 \cdot d_T^2 \cdot \varphi^2 \cdot g} \right) l \cdot \mathcal{G}_\phi,$$

Абсолютное значение градиента напора при нестационарной ламинарной фильтрации:

$$\Delta H = \left( \frac{150 \cdot (1-\varepsilon)^2 \cdot \nu}{\varepsilon^3 \cdot d_T^2 \cdot \varphi^2 \cdot g} \right) \cdot l \frac{Q_\phi}{\omega},$$

где  $\omega$  - площадь поперечного сечения фильтрационного потока, в объеме продуктивного пласта, м<sup>2</sup>;

$m$  - мощность пласта, м<sup>2</sup>;

$$\omega = b \cdot m = \left( l \left( \frac{B-1}{l_{\text{скг}}} \right) + 1 \right) \cdot m,$$

Рассмотрим интеграл в пределах  $0 \div l_{\text{скг}} / 2$ ,

$$\Delta H = 2 \cdot \frac{150 (1 - \varepsilon)^2 \cdot v \cdot Q_{\phi}}{\varepsilon^3 \cdot d_T^2 \cdot \varphi^2 \cdot g \cdot 3600 \cdot m} \cdot \left( \frac{l_{ске}}{B - 1} \right)^2 \cdot \left[ \frac{B - 1}{2} - \ln \left( 1 + \frac{B - 1}{2} \right) \right],$$

### Гидродинамические параметры фильтрация растворов

$\Delta H$	$m$	$l$	$b$	$e$	$v$	$d$	$f$	$q$	$g$
0,783068	10	50	15	0,4	0,000001	0,001	0,88	2	9,8
1,127618	15	60	15	0,4	0,00001	0,001	0,88	3	9,8
1,578796	20	65	15	0,4	0,00001	0,001	0,88	4	9,8
1,873746	25	63	15	0,4	0,00001	0,001	0,88	5	9,8
	30	65	18	0,4	0,00001	0,001	0,88	4	9,8

#### Условное обозначение:

$\Delta H$  - потери напора потока раствора при фильтрации его  $h_0$  пласт , м;

$L$  - длина пути фильтрации , м;

$d_{кан}$  - усредненный диаметр криволинейных каналов по продуктивному пласту, м;

$v_{кан}$  - реальная скорость движение растворов поровых каналах, м/с ;

$\lambda$  - коэффициент гидравлических сопротивлений .

$R$  - гидравлический радиус поровых каналов в продуктивном пласте, м;

$\omega$  - площадь поперечного сечения потока по поровому слою, м<sup>2</sup>;

$\eta$  - смоченный периметр поровых каналов, м<sup>2</sup>;

$V$  - объем порового слоя, м<sup>3</sup>;

$c$  - суммарная смоченная поверхность поровых каналов, м<sup>2</sup>;

$V_0$  - объем частиц, слагаемой фильтрационной слой, м<sup>2</sup>;

$h$  - количество частиц в поровом слое:

$\varepsilon$  - порозность слоя, доли ед.

$\delta$  - суммарная площадь боковой поверхность частиц, м<sup>2</sup>;

$d_T$  - диаметр частиц твердого, слагающего массив, м;

$\omega$  - площадь поперечного сечения фильтрационного потока, м;

$m$  - мощность пласта, м;

$\mathcal{Q}_\delta$  - скорость фильтрации (фиктивная, используемая в гидрогеологических расчетах), м/с;

$Re$  - число Рейнольдса для фильтруемого продуктивного слоя.

$\varphi$  - коэффициент форма твердого, слагающего массив (по опытным данным для песка  $\varphi = 0,88$ ).

$b$  - текущая ширина растекания фильтрационного потока, м;

$l$  - текущее расстояние от нагнетательной до откачной скважины, м;

$B$  - наибольшая ширина растекания фильтрационного потока, м;

$$\text{Для режима турбулентной фильтрации } \Delta H = \frac{2 \cdot 1,75 \cdot (1 - \varepsilon)}{\varphi \cdot \varepsilon^3} \cdot \mathcal{Q}_\phi^2$$

где  $b$  - начальная ширина растекания фильтрационного потока, м;

$l$  - текущее расстояние от нагнетательной до откачной скважины, м;

$B$  - наибольшая ширина растекания фильтрационного потока, м;

Для турбулентной фильтрации продуктивных растворов через пласт, выражения потерь напора при нестационарной фильтрации примет вид:

$$\Delta H_T = 2 \sqrt{\frac{(1 - \varepsilon) \cdot 1,75 \cdot 2}{\varepsilon^3 \cdot d_T \cdot \varphi \cdot g}} \cdot \frac{Q_\phi}{3600 \cdot m} \cdot \left( \frac{l_{скв}}{b - 1} \right)^2 \cdot \left[ \frac{B - 1}{2} - \ln \left( 1 + \frac{B - 1}{2} \right) \right],$$

## **Методика проведения полевых геотехнологических работ на участках при обосновании скважинных систем подземного выщелачивания урана**

Проведение полевых геотехнологических исследований разделяют на два вида: опытное геотехнологическое опробование и опытно-промышленные геотехнологические испытания.

Задачами опытного геотехнологического опробования является установление геотехнологических параметров, характеризующих извлечение металла из недр на выбранных участках месторождения для решения вопроса о целесообразности дальнейшего изучения, обоснования ботовых показателей и проектирование последующих опытно-промышленных испытаний.

В зависимости от особенностей строения месторождения, технико-экономических и других факторов, целесообразно выбрать опытный участок в средних (по рудоносности, мощности и проницаемости пласта) для месторождения условия.

### **Расчет основных показателей при бурение геотехнологических скважин**

Площадь рудного блока составляет  $23,3 \text{ т/м}^2$ , площадь выбранной ячейки гексагон с сетью вскрытия  $40*40$  составляет  $4200 \text{ м}^2$ . Следовательно планируем соорудить шесть откачных скважин ( $23,3/4,2=5,6\approx 6$  ячеек) и 24 закачные скважины.

Средняя глубина бурения скважины 204 м.

-Объем бурения откачных скважин составит 1224 м ( $6*204=1224$  м), -Расход фильтров КДФ-186 на одну скважину-6 м, на весь объем  $6*6=36$ м

Количество обсадных труб ПВХ 140\*12 на отстойник на одну скважину 12 м, на весь объем  $12*6=72$  м

Количество обсадных труб ПВХ 195\*13 на одну скважину  $204-12-6=186$  м, на весь объем  $186*6=1116$  м

ГИС ( комплекс геофизических исследований) –1224м

Детализация геофизических исследований по проницаемой части горизонта на одну скважину 20 м , на весь объем  $20*6=120$  м.

-Объем бурения закачных скважин составит 4896 м ( $204*24=4896$  м), -Расход фильтров КДФ-118 на одну скважину-6 м, на весь объем  $6*24=144$  м

Количество обсадных труб ПВХ 90\*8 на отстойник на одну скважину 12 м, на весь объем  $12*24=288$  м

Количество обсадных труб ПВХ 90\*8 на одну скважину  $204-12-6=186$  м, на весь объем  $186*24=4464$  м. Итого ПВХ 90\*8 составит  $4464+288=4752$  м.

ГИС ( комплекс геофизических исследований) – 4896 м

Детализация геофизических исследований по проницаемой части горизонта на одну скважину 20 м, на весь объем 20\*24=480 м.

### 7.3.1. Бурение.

Горно – подготовительные работы:

Буровые рабочие работают 10 месяцев в году, пять дней в неделю в две смены по восемь часов

$$\Phi_{\text{вр. предпр}} = 365 - \text{П} - \text{В} = 365 - 11 - 108 = 246 \text{ дней (3936 часов)},$$

$$\Phi_{\text{вр. рабоч}} = 365 - \text{Б} - \text{О} - \text{В} - \text{П} = 365 - 9 - 36 - 108 - 11 = 201 \text{ дней}$$

где:

В – выходные дни

П – праздники

О- отпуск

Б- больничный

### Перечень операций при ведении буровых работ

### Норма времени на бурение одной скважины

Таблица 2.

Наименование операций	Норма выработки на один погонный метр скважины, час	Норма времени на операцию
Бурение	$0,1 + 0,4D_{\text{скв}}$	-
Спуск обсадных труб	0,05	-
Монтаж – демонтаж буровой установки	-	4,25
Вспомогательные работы	-	2

Время бурения одного метра скважины:

$$T_{\text{скв}} = (0,15 + 0,4 D_{\text{скв}}) \cdot N \cdot K_{\text{пер}} + T_{\text{всп}} = (0,15 + 0,4 \cdot 0,219) 180 \cdot 1,1 + 6,25 = 53,29 \text{ час};$$

где N - глубина отработки;  $K_{\text{пер}}$  - коэффициент перебура.

Количество буровых установок для бурения эксплуатационных скважин:

$$N_{\text{б.у.}} = \frac{T_{\text{скв}} \cdot n}{\Phi_{\text{вр. предпр}}} = \frac{53,29 \cdot 65}{3936} = 0,88 \text{ шт}$$

Принимаем одну буровые установки в работе и одну в резерве -  $N_{б.у.} = 2$  шт

$\Phi_{вр предпр}$  - годовой ресурс времени для горно – подготовительных работ;

Определение длины обсадных труб

$$L = \frac{n \cdot H \cdot K_{неучт}}{N_{исп}} = \frac{65 \cdot 180 \cdot 1,32}{3} = 5148 \text{ м}$$

где  $K_{неучт}$  - неучтенная длина обсадных труб;  $N_{исп}$  – сколько раз используются трубы

1. Расчет эффективной мощности

$$M_{э} = \frac{0,5 \cdot \pi \cdot L}{8} = \frac{0,5 \cdot 3,14 \cdot 40}{8} = 7,85 \approx 8$$

где, L-расстояние между откачных и закачных скважин

$$M_{эф} = 1 + M_{эф в} + M_{эф н} = 6 + 8 + 8 = 22$$

где, l-длина фильтра (среднее значение)

$$C_p = \frac{0,7 \cdot PS \cdot 1000}{M_{э} \cdot 1,6 \cdot j \cdot 16 \cdot 1,6 \cdot 2} = \frac{0,7 \cdot 2 \cdot 1000}{29,7 \approx 30} \text{ мг/л} \approx 30 \text{ г/м}^3$$

где, PS-площадная продуктивность

j – отношение жидкого к твердому ( $\approx 2,0$ )

2. Расчет объема продуктивных растворов

$$V = \frac{P \cdot 0,7 \cdot 10^6}{C_p} = \frac{50,4 \cdot 0,7 \cdot 10^6}{30} = 1,176 \cdot 10^6 = 1176,0 \text{ тм}^3$$

где, V-объем растворов  $\text{м}^3$

P-запасы блока

0.7-проект процент извлечение

$C_p$ -среднее содержание

3. Время отработки

$$t = V / (Q \cdot n) = 1176000 / (12 \cdot 6) = 16333,3 \text{ час} \approx 16300 \text{ час}$$

где, Q-дебит скважин ( $12 \text{ м}^3/\text{час}$ )

n-количество скважин

4. Количество насосов на скважину

$$N = t / 8000 = 16300 / 8000 = 2,04 \approx 2 \text{ насоса}$$

где, t-время отработки

8000-плановое время работы насоса

Общее количество насосов составит

$$2,04 \cdot n + 2,04 \cdot n \cdot 0,2 = 2,04 \cdot 6 + 2,04 \cdot 6 \cdot 0,2 = 14,7 \approx 15 \text{ насосов}$$

где  $2,04 \cdot n \cdot 0,2$  – 20 % необходимый резерв насосов на ремонт

5. Расход кислоты

$$Q = V \cdot C_k = 1176000 \cdot 0,3 = 352800 \text{ кг} \approx 352,8 \text{ т}$$

где,  $C_k$ - содержание кислоты в закачном растворе ( $0,3 \text{ г/л}$ )



6. Расход дизельного топлива на НСВ. Каждую скважину обрабатывают воздухом 48 часов

$$t_{\text{обр}} = n_{\text{скв}} * 48 = 6 * 48 = 288 \text{ часов}$$
$$P = t_{\text{обр}} * 50 \text{ л/час} = 288 * 50 = 14400 \text{ л}$$

где,  $t_{\text{обр}}$  - время обработки НСВ

$P$  - расход дизельного топлива на НСВ

7. Расход электроэнергии на раствороподъем

$$t_{\text{время}} * n_{\text{скв}} * 9,2 \text{ кв} = 16300 * 6 * 9,2 = 899760 \text{ кв/час}$$

8. Для транспортировки растворов на ЛСУ необходимо проложить растворопроводы:

- откачной коллектор (ПВХ 195\*11,5) – 450 м;
- закачной коллектор (ПВХ 195\*11,5) – 770 м;
- итого труб ПВХ 195\*11,5 – 690+770=1460 м;

9. Трубы ПНД 63\*8,7 используются для подъема растворов и установки насосов, необходимо  $H * n + 10 * n = 161 * 6 + 10 * 6 = 1026 \text{ м}$

где  $H$  – глубина установки насоса;

$n$  – количество откачных скважин;

$10 * n$  – количество шланга на дневной поверхности.

10. Необходимое количество кабеля ВПП, с сечением 10 мм (для насоса SP 17 – 17, с мощностью двигателя 9,2 кв),

$$(H * n + 10 * n) * 4 = (161 * 6 + 10 * 6) * 4 = 4104 \text{ м}$$

где  $H$  – глубина установки насоса;

$n$  – количество откачных скважин;

$10 * n$  – количество кабеля ВПП на дневной поверхности;

4 – количество жил.

### **Технология сооружения скважины**

Для производства работ необходимо выполнить ряд мероприятий сопутствующих бурению.

1 Спланировать площадку, засыпать ее гравием.

2 Выкопать зумпф.

3 Для бесперебойного снабжения буровой установки глинистым раствором и водой, спланировать дорогу и выполнить засыпку ее гравием.

На буровой снаряд устанавливается эжектор( премник гравия).

Через эжектор по снаряду в область фильтра засыпают гравий. Засыпку гравия проводят при включенном грязевом насосе на обратную промывку.

В начале обсыпается отстойник, затем снаряд поднимают на два метра и обсыпают фильтр. Уровень гравия в за трубном пространстве должен быть на два метра выше головы фильтра. Интервал засыпки гравия определяют снарядом, для чего буровой снаряд опускают в за трубное пространство до упора его в гравий.

После гравийной обсыпки, готовят цементный раствор с удельным  $1,9 \text{ г/см}^3$ . Объем цементного раствора необходимого для цементации определяется по формуле.

$$V=0.785*(D^2-d^2)*Hk=0,785*(0,349^2 -0,195^2)*20*1,2=1,54 \text{ м}^3$$

V- объем цементного раствора.

D- диаметр скважины

d- диаметр обсадной трубы.

H- высота подъема цементного кольца.

k- коэффициент учитывающий увеличения объема за счет каверн равный 1,2-1,3.

### **Окисление руд кислородом воздуха, методом НСВ (Нагнетание Сжатого Воздуха)**

После осветления растворов (содержание твердых взвесей в растворе менее 100 мг/л) в скважину устанавливается насос, скважина запускается в эксплуатацию. Время окисления руд при нагнетании сжатого воздуха 48 часов.

При производительности компрессора  $q=1500 \text{ м}^3/\text{час}$  за  $t=48$  часов будет подано:

$$V=q*t=1500*48=72000 \text{ м}^3$$

Объем воздуха в пласте при внутрипластовом давлении равно:

$$(H_{\text{низа}} + H_{\text{верха}}) / 2 - H_{\text{статический}} = (191 + 197) / 2 - 83 = 111 \text{ м} = 11,1 \text{ атм},$$

$$\text{составит } 72000 / 11,1 = 6486 \approx 6500 \text{ м}^3$$

Объем эксплуатационной ячейки составит:

$$V=M*S*n=4200*13*0,2=10920 \text{ м}^3$$

Где V-объем эксплуатационной ячейки.

M- эффективная мощность пласта при проработке воздухом-13 м

S-площадь ячейки-4200 м<sup>2</sup>

n-активная пористость –0,2

Таким образом будет окислено  $6500/10920 \cdot 100 = 59,5\%$  порового пространства, остальная часть внутри скважинного объема будет окисляться за счет эжектирования воздуха.

Приведен расчет, и выбор наиболее оптимальной скважинной сети.

За проектируемые скважинные системы будут характеризоваться следующими экономическими показателями.

P- геологические запасы-50,4 т;

p- извлекаемые геологические запасы (добыча) 70,0 % от геологических-35,3 т;

V- объем откаченных растворов-1176 тм<sup>3</sup>;

Q- затраты кислоты-352,8 т;

t- время эксплуатации блока ( по которому определяется объем эксплуатационных затрат)-16300 часов;

n- количество необходимого раствороподъемного оборудования-15 шт

Объем горно - подготовительных работ-6120 пм

-бурение закачных скважин-1224 пм

-бурение откачных скважин-4896 пм

Объем обвязочных работ-1460 пм

По результатам опытного геотехнологического опробования определяют следующие параметры:

- состав продуктивных растворов (в первую очередь концентрацию в них металла);

- степень извлечения металла из недр;

- отношение ж / т, необходимое для достижения максимальной степени извлечения металла из недр (при промышленных концентрациях его в растворах);

- характеристика расхода реагента (удельные затраты растворителя, кислотоемкость пород).

**Степень (коэффициент) извлечения металла** из недр приблизительно можно оценивать по балансу металла, используя формулу:

$$\varepsilon = \frac{\sum C_{ia} Q_o \Delta t}{0,5[(mc)_o + (mc)_i] \cdot F \gamma},$$

Где в числителе – сумма произведений концентрации металла в откачиваемой жидкости на дебит откачной скважины и величину промежутка времени между соседними замерами, т.е. извлеченное количество металла, кг, т;

$\gamma$  – объемная масса руд и рудовмещающих пород, т / м<sup>3</sup>;

$m_c$  – линейный запас металла по откачной и закачной скважинам, т % ;

F – площадь прорабатываемого объема пород, определяется в зависимости от  $\alpha$ , при необходимости корректируется по наблюдательным скважинам.

При современной промышленной эксплуатации месторождений кислотными растворами степень извлечения металла из недр достигает 75 -80 % от запасов в проницаемых породах.

**Отношение Ж : Т,** необходимое для получения достигнутого в опыте коэффициента извлечения металла из недр, определяют по формуле:

$$Ж : Т = \frac{\sum Q_i \Delta t}{\gamma F m},$$

Где  $\sum Q_H \Delta t$  – поданное в пласт за время опыта количество растворителя, кг, т;

$\gamma F m$  – масса проработанной породы, если растворы циркулировали не по всей мощности, определяется и используется величина «эффективной» мощности  $m_{эф}$ .

**Расход реагента.** Удельные затраты растворителя (концентрированного) рассчитывают по формуле:

$$Z = \frac{\sum K_H Q_H \Delta t - \sum K_o Q_o \Delta t}{\sum C_{Me} Q_o \Delta t},$$

$K_H$  - подаваемая в пласт концентрация растворителя;

$K_o$  - концентрация растворителя в откачиваемой жидкости;

$C_{Me}$  – концентрация металла в откачиваемой жидкости;

$\Delta t$  - отрезок времени между соседними замерами.

Таким образом, числитель составляет разность между поданным в пласт и извлеченным в откачиваемой жидкости количеством растворителя, а знаменатель – извлеченное количество металла.

**Кислотоемкость (реагентоемкость) пород** определяется по формуле:

$$K = \frac{\sum K_H Q_H \Delta t - \sum K_o Q_o \Delta t}{\gamma F m}.$$

Значения параметров проведения геотехнологического опробования ( $Q_o$ ,  $Q_H$ , расстояние между скважинами «b») выбирают исходя из полученных при гидродинамических исследованиях величин верхних (максимальных) дебитов, а

также необходимости соблюдения условия  $\alpha = 2 - 10$ ; прогнозных потребных затрат растворителя и длительности опыта.

Два последних показателя можно рассчитать по формулам:

$$W = (Ж : Т) \cdot \gamma F m; \quad Z = K_H W; \quad t = W / Q_H,$$

Где  $W$  – потребный объем подаваемого (рабочего) раствора;

$Z$  – потребная масса концентрированного растворителя.

Количество одновременно работающих откачных скважин определяется по формуле:

$$N = \frac{Q}{g \cdot K_{исп}},$$

где:  $K_{исп}$  – коэффициент использования скважины.

Число одновременно работающих скважин непосредственно определяет площадь блока, участка и месторождения, находящегося в эксплуатации. По числу этих площадей и времени отработки определяется календарный график отработки блока, участка или месторождения.

Продолжительность отработки площади, приходящейся на одну откачную скважину, определяется по формуле:

$$t_0 = \frac{f \cdot \gamma \cdot M_{\text{э}} \cdot F_0}{d \cdot g}, \text{ сут},$$

где:  $g$  - производительность откачной скважины, м<sup>3</sup>/сут;

$F_0$  - площадь отработки, приходящаяся на одну откачную скважину.

Время отработки эксплуатационного блока в условиях действующего предприятия ПВ может быть установлено также статистическим методом по фактическому времени отработки эксплуатационных блоков, с которыми может быть сравнен (по природным условиям и технологическим приемам способа ПВ) проектируемый блок.

Расчетное время появления продуктивных растворов в откачных скважинах (стадия закисления) приближенно определяется по формуле:

$$t_{\text{зак}} = \frac{M_{\text{э}} \cdot \eta_{\text{э}} \cdot L \cdot \epsilon}{g}, \text{ сут},$$

где:  $\eta_{\text{э}}$  - эффективная пористость,

$L$  - средняя длина пути закисляющихся растворов, м;

$\epsilon$  - расстояние между скважинами в ряду, м.

При наличии достаточного количества эксплуатационных блоков время закисления может быть определено статистическим способом, рассчитанным на основе их фактического времени закисления.

Суммарный дебит непродуктивных растворов определяется по формуле:

$$Q_n = \frac{Q \cdot t_{зак}}{t_0},$$

где:  $Q_n$  - суммарный дебит продуктивных растворов, м<sup>3</sup>.

Количество реагента на закисление определяется по формуле:

$$V_{зак} = Q_n \cdot (C_p - C_k),$$

где:  $C_p$  - заданная концентрация в рабочем растворе, гр/л;

$C_k$  - концентрация растворителя в извлекаемом растворе.

По аналогичной формуле определяются затраты реагента и на отработку эксплуатационных блоков.

### **Определение интенсивности фильтрационной проработки горнорудной массы**

При определении интенсивности фильтрационной проработки одной тонны выщелачиваемой горнорудной массы необходимо рассчитать:

а) выщелачиваемую горнорудную массу ячейки опытно-промышленного блока

$$T_э = S_{яч} \cdot M_э \cdot \gamma,$$

где  $S_{яч}$  - площадь эксплуатационной ячейки, м<sup>2</sup>;  $\gamma$  - объемная масса пород продуктивного горизонта.

б) объем закачки (откачки) по *одной* скважине в квартал

$$V = 2200 \cdot v_{з(о)} \cdot K_{и},$$

где 2200 - квартальный фонд времени работы скважины, ч;

$v_{з(о)}$  - производительность закачной (откачной) скважины;

$K_{и}$  - коэффициент использования работы скважины, доли ед.

После чего интенсивность фильтрационной проработки определяем по следующей формуле

$$J = \frac{V}{T_3} = \frac{2200 \cdot v_{3(0)} \cdot K_H}{S_{\text{яч}} \cdot M_3 \cdot \gamma}$$

\_\_\_\_\_ Поправка на значение карбонатности (по  $\text{CO}_2$ ) руд и вмещающих пород для сернокислотных технологий ПВ ( $K_{\text{CO}_2}$ )

Базовая модель процесса ПВ разработана для значения карбонатности равной 0.50%. При карбонатности более вышеуказанного значения поправка определяется по формуле

$$K_{\text{CO}_2} = 1 + (\text{CO}_{2\text{пр}} - \text{CO}_{2\text{баз}}) \cdot 0.80.$$

При содержании карбонатов менее вышеуказанного значения поправка определяется по формуле

$$K_{\text{CO}_2} = 1 - (\text{CO}_{2\text{баз}} - \text{CO}_{2\text{пр}}) \cdot 0.80.$$

Пример для условий - если средняя проектируемая карбонатность равна 1.0%, то величина поправки составит:

$$K_{\text{CO}_2} = 1 + (1.0 - 0.5) \cdot 0.80 = 1.40.$$

Если средняя проектируемая карбонатность равна 0.20%, то величина поправки составит:

$$K_{\text{CO}_2} = 1 - (0.50 - 1.0) \cdot 0.80 = 0.76.$$

г) Поправка на величину кислотности рабочих растворов на стадии закисления блоков ( $K_{\text{СКзак}}$ ) при применении сернокислотной технологии ПВ.

Базовая модель ПВ месторождений разработана для исходных условий закисления 2.5%-ными растворами серной кислоты.

Поправка за кислотность растворов на стадии закисления блоков определяется согласно общей формулы:

$$K_{\text{СКзак}} = 1 + (\text{СК}_{\text{зак}} - 2.50) \cdot 0.07.$$

Пример расчета  $K_{\text{СКзак}}$  при  $\text{СК}_{\text{зак}}=4.50\%$ ,

$$K_{\text{СКзак}} = 1 + (4.50 - 2.50) \cdot 0.07 = 1.14.$$

Пример расчета  $K_{\text{СКзак}}$  при  $\text{СК}_{\text{зак}}=1.30\%$ :

$$K_{\text{СКзак}} = 1 + (1.30 - 2.50) \cdot 0.07 = 0.92.$$

## Зависимости формирования кинетики продуктивных растворов от геотехнологических параметров при подземном выщелачивании урана

1) Среднее содержание урана в продуктивных растворах

$$C_p = \frac{\varepsilon_p \cdot \frac{mc}{M_э} \cdot 10^4}{\frac{(a+bC_k) \cdot (\frac{mc}{M_э} + \Delta c)}{J^{j-1}}}$$

где  $\varepsilon_p$  - планируемое извлечение урана в раствор, доли ед.;

1) \_\_\_ Расход реагента на выщелачивание кг урана

$$q_T = \frac{(a+bC_k) \cdot (1 + \frac{\Delta c}{\frac{mc}{M_э}})}{J^{j-1} \cdot \varepsilon_{rn}}$$

где  $\varepsilon_{rn}$  - уровень (коэффициент) извлечения запасов урана в готовую продукцию, доли ед.

1) Расход реагента на тонну выщелачиваемой горнорудной массы (удельная кислотоемкость)

$$q_T = \frac{(a+bC_k) \cdot (\frac{mc}{M_э} + \Delta c)}{J^{j-1}} \cdot 10.$$

1) Расход растворов на одну тонну выщелачиваемой горнорудной массы (отношение жидкого к твердому)

$$f = \frac{(\frac{a}{C_k} + b) \cdot (\frac{mc}{M_э} + \Delta c)}{J^{j-1}}$$

1) Время отработки блоков (ячеек)

$$t = \frac{(\frac{a}{C_k} + b) \cdot (\frac{mc}{M_э} + \Delta c)}{J^j},$$

где  $C_k$  - средняя концентрация реагента в выщелачивающих растворах, %;

$\frac{mc}{M_э}$  - содержание урана в выщелачиваемом объеме горнорудной массы, %;

$J$  - интенсивность фильтрационной проработки одной тонны горнорудной массы выщелачивающими растворами,  $\frac{м^3}{т \cdot \text{кварт}}$ ;



$a, b, \Delta c$  и  $j$  - эмпирические коэффициенты.

### Данные по залежи.

Производительность по металлу в год	$A_r=40$ т/год $=4,0 \cdot 10^{10}$ мг
Содержание металла в растворах	$C_{\text{раств}}=48$ мг/л.
Содержание металла в руде	$C_{\text{руд}}=0,057\%$ .
Извлечение	$\varepsilon = 0,75$
Плотность	$\rho = 1,8$ т/м <sup>3</sup>
Мощность продуктивного пласта	$m = 7$ м
Глубина отработки	$H = 180$ м

### Расчёт параметров блока.

Количество (объём) продуктивных растворов поступающих на сорбцию:

$$V_{\text{раств}} = \frac{A_z}{C_{\text{раств}}} = \frac{4,0 \cdot 10^{10}}{48} = 8,33 \cdot 10^8 \text{ л/год}$$

Запасы руды в блоке:

$$P_{\text{руды}} = \frac{A_z}{C_{\text{руд}} \cdot \varepsilon} = \frac{40}{0,00057 \cdot 0,75} = 93350 \text{ т}$$

где  $\varepsilon$  – извлечение

Запасы руды в объёме блока:

$$V_{\text{руды}} = \frac{P_{\text{руды}}}{\rho} = \frac{93350}{1,8} = 51850 \text{ м}^3$$

Площадь участка

$$S = \frac{V_{\text{руды}}}{m} = \frac{51850}{6} = 8650 \text{ м}^2$$

Длина блока  $a=144$  м

Ширина блока  $b=60$  м

Применяем рядную схему отработки. Количество скважин:

- по длине – 13
- по ширине – 5

Общее число скважин  $n = 65$  шт.

### Капитальные затраты и годовые амортизационные отчисления

Наименование оборудования	Оптовая цена за единицу, тыс. руб.	Количество единиц, шт.	Сумма, тыс. руб.	Транспорт и монтаж 10%, тыс. руб.	Полная (балансовая) стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, % в год	Сумма годовой амортизации, тыс. руб.
Буровая установка УБВ-600	250	2	500	50	550	20	110
Долота	0,18	7	1,26	0,126	1,386	100	1,386
Буровые трубы	0,7 за 1м	170	119	11,9	130,9	20	26,18
Обсадные трубы	0,25 за 1м	4290	1073	107,3	1180,3	100	1180,3
Итого	-	-	-	-	1862,6	-	1317,9

на оборудование для горно – подготовительных работ

Таблица 2.

Амортизационные отчисления на одну бригадо – смену

$$A_m = \frac{A_m_{год}}{N_{раб. дней} \cdot n_{см}} = \frac{1317,9 \cdot 10^3}{246 \cdot 2} = 2679 \text{ руб/бригадо - смену.}$$

### Калькуляция себестоимости горно - подготовительных работ на одну бригадо- смену

Таблица 3.

пп	Наименование статей расходов	Разряд	Единица измерения	Количество единиц на одну бригадо - смену	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1.	I. Заработная плата -буровой мастер	VI	чел-см	1	190	190
2.	-помощник бурильщика	IV	чел-см	2	145	290

	Итого по тарифу				480
	Доплата за ночное время		%	8	38,4
	Премия		%	30	144
	Итого с ночными и премией				662,4
	Итого с районным коэффициентом		%	1,4 8,5	927,4 78,8
	Дополнительная з/п		%	26	1006,2
	Итого с дополнительной з/п				261,6
	Отчисления на социальные нужды				
	Итого з/п с начислениями				1267,8
	II. Материалы				
1.	-дизельное топливо	л		640	12 7680
2.	-смазочные материалы	кг		10	3,3 33
3.	-обтирочные материалы	кг		2	8 16
4.	-быстротвердеющий Цемент	т		1	1000 1000
	Итого материалов (с учетом транспортных расходов)		%	10	9601,9
	III. Амортизация (по отдельному расчету)				2679
	Итого прямых затрат				13548,7
	IV. Услуги вспомогательных цехов		%	15	2032,3
	Итого основных расходов		%	30	15581
	V. Накладные расходы				4674,3
	Всего расходов				20255,3

Себестоимость горно – подготовительных работ:

$$C_{г.п.} = \frac{C_{т.з.п.} \cdot N_{\text{раб. дней}} \cdot n_{см}}{A_z} = \frac{20255,3 \cdot 246 \cdot 2}{40000} = 249,1 \text{ руб/кг}$$

### Очистные работы.

Очистные работы:

*Очистные работы ведутся 365 дней в году*

$\Phi_{\text{вр предпр}} = 365$  дней

Рабочие работают семь дней в неделю в три смены по восемь часов

$\Phi_{\text{вр. рабоч}} = 365 - \text{О} - \text{П} - \text{Б} - \text{В} = 365 - 36 - 11 - 9 - 108 = 201$  дней

Амортизационные отчисления на одну бригадо – смену

$$A_m = \frac{A_{m \text{ год}}}{N_{\text{раб. дней}} \cdot n_{\text{см}}} = \frac{120830}{365 \cdot 3} = 110,3 \text{ руб/бригадо - смену.}$$

Себестоимость очистных работ:

$$C_{\text{оч}} = \frac{C_{\text{т.оч}} \cdot N_{\text{раб. дней}} \cdot n_{\text{см}}}{A_{\text{г}}} = \frac{10675,1 \cdot 365 \cdot 3}{40000} = 292,2 \text{ руб/кг.}$$

Амортизационные отчисления на одну бригадо – смену:

$$A_m = \frac{A_{m \text{ год}}}{N_{\text{раб. дней}} \cdot n_{\text{см}}} = \frac{5280}{365 \cdot 1} = 14,5 \text{ руб/бригадо - смену.}$$

Себестоимость ремонтно – монтажных работ:

$$C_{\text{рем}} = \frac{C_{\text{т.рем}} \cdot N_{\text{раб. дней}} \cdot n_{\text{см}}}{A_{\text{г}}} = \frac{2727,1 \cdot 365 \cdot 1}{40000} = 24,9 \text{ руб/кг.}$$

Расчёт производительности труда и средней заработной платы производится по формулам:

$$P_{\text{см}} = \frac{A}{n_{\text{см}}}; \quad P_{\text{мес}} = \frac{A}{12 \cdot Ч_{\text{СП}}}; \quad ЗП = \frac{\text{ФЗП}}{12 \cdot Ч_{\text{СП}}};$$

где:  $P_{\text{см}}$  и  $P_{\text{мес}}$  – соответственно, сменная и месячная производительность труда;

$A$  – производительность по металлу;

$n_{\text{см}}$  – количество чел – смен в году;

$Ч_{\text{СП}}$  – списочная численность, чел.

ФЗП – годовой фонд заработной платы, руб.

Производительность труда в смену:

$$P_{\text{см}} = \frac{A}{n_{\text{см}}} = \frac{40000}{12175} = 3,28 \text{ кг/чел·см}$$

$$P_{\text{см}} = \frac{A}{n_{\text{см}}} = \frac{40000}{15048} = 2,66 \text{ кг/чел·см}$$

Производительность труда в месяц:

$$P_{\text{мес}} = \frac{A}{12 \cdot Ч_{\text{СП}}} = \frac{40000}{12 \cdot 38} = 87,72 \text{ кг/мес}$$

$$P_{\text{мес}} = \frac{A}{12 \cdot Ч_{\text{сп}}} = \frac{40000}{12 \cdot 51} = 65,36 \text{ кг/мес}$$

Средняя заработная плата:

$$ЗП = \frac{\Phi ЗП}{12 \cdot Ч_{\text{сп}}} = \frac{3529500}{12 \cdot 38} = 7740 \text{ руб/мес}$$

$$ЗП = \frac{\Phi ЗП}{12 \cdot Ч_{\text{сп}}} = \frac{1092000}{12 \cdot 7} = 13000 \text{ руб/мес}$$

$$ЗП = \frac{\Phi ЗП}{12 \cdot Ч_{\text{сп}}} = \frac{358800}{12 \cdot 6} = 4983 \text{ руб/мес}$$

$$ЗП = \frac{\Phi ЗП}{12 \cdot Ч_{\text{сп}}} = \frac{4980300}{12 \cdot 51} = 8137 \text{ руб/мес}$$

Удельные капитальные затраты определяются по формуле:

$$K_{\text{уд}} = \frac{K_{\text{з}}}{A_{\text{год}}} = \frac{3547,4}{40000} = 88,7 \text{ руб./кг.}$$

Цеховые и общерудничные расходы, сводная калькуляция себестоимости 1 кг. металла, годовая прибыль и уровень рентабельности.

### Смета цеховых расходов

Таблица 14

пп	Наименование расходов и их обоснование	Сумма, руб.
1.	Заработная плата цехового персонала с начислениями	2692685
2.	Охрана труда и техника безопасности, 2 % заработной платы всех работающих	149574
3.	Рационализаторство и изобретательство, 0,5 % заработной платы всех работающих	37393
4.	Содержание зданий и сооружений, 2 % их стоимости	2460
5.	Текущий ремонт зданий и сооружений, 2 % их стоимости	2460
6.	Амортизация зданий и сооружений, 3 % их стоимости	3690
7.	Содержание оборудования, 2 % его стоимости	58966
8.	Текущий ремонт оборудования, 4 % его стоимости	117933
9.	Общеканцелярские расходы, 200 руб. на человека	2600
10.	Прочие затраты, 5 % суммы статей 1 - 9	153388
	<b>Всего цеховых расходов</b>	<b>3221149</b>

Удельные цеховые расходы на 1 кг. металла:

$$Ц_{\text{р. уд.}} = \frac{3221149}{40000} = 80,5 \text{ руб}$$

## Сводная калькуляция себестоимости добычи 1 кг. металла по процессам и статьям затрат

Таблица 15

пп	Наименование процессов (видов работ)	Затраты на 1 кг. металла
1.	Горно – подготовительные работы	155,4
2.	Очистные работы	193
3.	Ремонтно – монтажные работы	26,6
4.	Цеховые расходы	80,5
5.	Платежи за право пользование недрами (4 %)	5,9
6.	Отчисления на воспроизводство минерально – сырьевой базы (17 %)	25
	Итого цеховая себестоимость	486,4
	Общерудничные расходы (20 %)	48,6
	Итого общерудничная себестоимость	535

Расчёт годовой прибыли:

$$P_{\text{год}} = (C_{\text{опт}} - C_{\text{пр}}) \cdot A_{\text{год}} = (550 - 535) \cdot 40000 = 600000 \text{ руб.}$$

Уровень рентабельности:

$$P_y = \frac{(P_{\text{год}} - H_{\text{п}})}{\Phi_{\text{осн}} + \Phi_{\text{об}}} \cdot 100 \% = \frac{(600000 - 210000)}{3774433} \cdot 100 \% = 10,3 \%$$

## Основные технико – экономические показатели

Таблица 16

Наименование показателей	Единица измерения	По проекту
Производственная мощность по добыче металла	тонн	40
Срок существования рудника	лет	2,5
Извлечение п. к.	%	75
Производительность труда:		
- рабочего по руднику	кг/чел·см	3,28
- трудящегося по руднику	кг/чел·см	2,66
Списочная численность по руднику:		
- рабочих	чел.	38
- руководителей и специалистов	чел.	7
- служащих	чел.	6
- всего трудящихся	чел.	51
Удельные капитальные затраты на 1 кг. Урана	руб./кг.	88,7
Годовая прибыль	руб.	600000
Уровень рентабельности	%	10,3

Опыт добычи урана в странах СНГ и зарубежом показывает, при проектировании наиболее сложным является выбор и обоснование сети вскрытия. Опыт добычи методом ПВ в РУ-5 показал, что скважинные сети можно рассчитывать в зависимости от горно-геологических и гидрогеологических условий эксплуатации залежи.

В главе 2.3 приведен анализ и выбрана оптимальная геометрия скваженных систем, а в главе 2.3.1. приведен расчет параметров сети вскрытия. Обоснование методики отработки и выбор выщелачивающего реагента приведен в граммах.

Приведен расчет, и выбор наиболее оптимальной скважинной сети.

За проектируемые скважинные системы будут характеризоваться следующими экономическими показателями:

R- геологические запасы-50,4 т;

r- извлекаемые геологические запасы (добыча) 70,0 % от геологических-35,3 т;

V- объем откаченных растворов-1176 тм<sup>3</sup>;

Q- затраты кислоты-352,8 т;

t- время эксплуатации блока ( по которому определяется объем эксплуатационных затрат)-16300 часов;

n- количество необходимого раствороподъемного оборудования-15 шт

Объем горно - подготовительных работ-6120 пм

-бурение закачных скважин-1224 пм

-бурение откачных скважин-4896 пм

Объем обвязочных работ-1460 пм

Проектом предлагается использовать миниреагентную технологию выщелачивания, использование этой технологии позволяет на порядок снизить расход реагентов на добычных работах.

Экономический эффект от применения этой технологии составит:

Расход кислоты, при применении сернокислотного выщелачивания составит  $Q=V \cdot C=1176 \cdot 10=11760$  т

где V-объем растворов;

C-средняя концентрация кислоты за период эксплуатации (10 г/л);

При средней цене на серную кислоту 27,4 т. сум за тонну, затраты составят:  $11760 \cdot 27,4=322224,0$  т. сум.

При применении миниреагентного способа ПВ, затраты на покупку серной кислоты составят

$352,8 \cdot 27,4=9666,7$  т. сум.

Экономический эффект от внедрения составит

322224,0-9666,7=312557,3 т.сум или 312,557 т. долларов.

В настоящее время доля миниреагентного способа ПВ в руднике №-1 РУ- 5 по сравнению с 2003 г, увеличилась с 30% до 50% в 2004 г, от общего объема добываемого рудником урана.

### Затраты времени и труда на выполнение работ

#### Расчет затрат времени на буровые работы

Буровые работы включает в себя собственно бурение скважин, проведение вспомогательных работ, сопутствующих бурению, а также монтаж-демонтаж бурового оборудования. Вследствие этого, затраты времени на буровые работы складываются из затрат времени на все вышеперечисленные виды основных и сопутствующих видов работ. Расчет затрат времени на данные виды работ производится с использованием ЕНВиР-И, выпуск 5, 1984 г, в котором содержится информация о нормах времени.

#### Расчет затрат времени на бурение

Расчет затрат времени на бурение включает следующие расчеты:

№ нормы	Способ бурения	Категория горных пород	Количество скважин	Объем бурения на одну типовую скважину м	Общий объем бурения м	Норма времени, ст·см/м	Затраты времени	
							На одну типовую скважину, ст·см	На весь объем бурения, ст·см
	Передвижная установка с вращателем шпиндельно-го типа.	II		30,0	80	0,02	0,60	3,60
		III		28,0	68	0,04	1,12	6,72
		IV		102,0	12	0,06	6,12	36,72
		V		9,0	4	0,08	0,72	4,32
		VII		12,5	5	0,12	1,50	9,00
	Сумма			181,5				$T_{\text{бур}}=60,36 \text{ ст}\cdot\text{см} \cdot 7=422,5 \text{ ст/час}$

1. Расчет общего объема бурения, (м):

$$N_{\text{общ}}=N_{\text{тип}} \cdot N$$

где  $N_{\text{тип}}$  – объем бурения на одну типовую скважину, м;

$N$  – количество скважин (по техническому плану);  $N=6 \text{ отк.}+24 \text{ зак.}$

2. Расчет затрат времени на одну типовую скважину:



$$T_{\text{тип}} = N_{\text{тип}} \cdot H_{\text{д}}, \text{ ст} \cdot \text{час} / \text{м}$$

где  $H_{\text{д}}$  – норма времени, ст·час/м.

3. Расчет затрат времени на весь объем бурения:

$$T_{\text{N}} = H_{\text{д}} \cdot N_{\text{общ}}, \text{ ст} \cdot \text{час} / \text{м}$$

4. Расчет суммы затрат времени на весь объем бурения, ст·час/м. и определим затраты времени в сменах и месяцах:

$$T_{\text{бур}} = 10 \cdot 10 \cdot 0,01 = 1 \text{ ст} \cdot \text{час}.$$

Результаты расчетов приведены в таблице 3.

Таблица 3

**Расчет затрат времени на бескерновое бурение с поверхности земли  
(откачные скважины)**

**Бурение закачных скважин**

нор мы	Способ бурения	Категория горных пород	Количество скважин	Объем бурения на одну типовую скважину м	Общий объем бурения м	Норма времени, ст·см/м	Затраты времени	
							На одну типовую скважину, ст·см	На весь объем бурения, ст·см
	Передвижная установка с вращателем шпиндельного типа.	I	4	30,0	20	0,02	0,6	14,4
		II	4	46,5	116	0,04	1,86	44,64
		V	4	106,0	544	0,06	6,36	152,64
			4	9,0	16	0,08	0,72	17,28
		II	4	12,5	00	0,12	1,5	36,0
	Сумма		4	204,0				$T_{\text{бур}}=264,96$ ст·см $7=1854,72$ ст/час

**Расчет затрат времени на керновое бурение с поверхности земли.**

№ нор мы	Способ бурения	Категория горных пород	Количество скважин	Объем бурения на одну типовую скважину м	Общий объем бурения м	Норма времени, ст·см/м	Затраты времени	
							На одну типовую скважину, ст·см	На весь объем бурения, ст·см

	Передвижная установка вращателем шпиндельного типа.	II		18,5	11	0,31	5,73	34,38
		V		4,0	4	0,31	1,24	7,44
	Сумма							41,82·7= 292,74 ст/час

### Расчет затрат времени на расширение скважин

Расчет затрат времени аналогичен безкерновому бурению, на закачные скважины вводится поправочный коэффициент 0,5; а на откачную 0,7.

Следовательно затраты времени на расширение закачных скважин составит  $264,96 \cdot 0,5 = 132,48$  ст·см или 927,33 ст·час.

### Расчет затрат времени на расширение откачных скважин

нор мы	Способ бурения	Категория горных пород	Количество скважин	Объем бурения на одну типовую скважину м	Общий объем бурения м	Норма времени, 0,7 ст·см/м	Затраты времени	
							На одну типовую скважину, ст·см	На весь объем бурения, ст·см
	Передвижная установка вращателем шпиндельного типа.	I		30,0	80	0,014	0,420	2,520
		II		46,5	79	0,028	1,302	7,812
		V		106,0	36	0,042	4,452	26,712
				9,0	4	0,056	0,504	3,024
		II		12,5	5	0,084	1,050	6,300
	Сумма			204,0				T <sub>бур</sub> -46,368 ст·см 7=324,58 ст/час

### Расчет затрат времени на вспомогательные работы, сопутствующие бурению

Вспомогательные работы включают в себя крепление скважин.

Поэтому затраты времени на вспомогательные работы рассчитываются исходя из затрат времени на вышеперечисленные работы по формуле:

$$T_{\text{соп}} = T_{\text{кр}}$$

Учитывая объем работ и нормы времени, формула будет иметь следующий вид:

$$T_{\text{соп}} = N_{\text{вр}}^{\text{кр}} \cdot Q_{\text{кр}}$$

где  $N_{\text{вр}}^{\text{кр}}$ ; – норма времени крепления, ч/м;

$Q_{\text{кр}}$ ; – объем крепления, м.

Пользуясь ЕНВиР-И, определим значения норм времени при вращательном бурении с муфтовым соединением на 100 м обсадных труб:

$$N_{\text{вр}}^{\text{кр}} = 0,87 \text{ ст/см}$$

Объем обсадки принимается 6120 м

Затраты времени на сопутствующие виды работ:

$$T_{\text{соп}} = 0,87 \cdot 6120 / 100 = 53,2 \text{ ст/см или } 372,4 \text{ ст}\cdot\text{час}$$

### Расчет затрат времени на монтаж – демонтаж

Расчет затрат времени на монтаж-демонтаж бурового оборудования при бурении скважин производится по формуле:

$$T_{\text{м-д}} = N_{\text{вр}}^{\text{м}} \cdot Q_{\text{м}} + N_{\text{вр}}^{\text{д}} \cdot Q_{\text{д}},$$

где  $N_{\text{вр}}^{\text{м}}$ ,  $N_{\text{вр}}^{\text{д}}$  – норма времени на монтаж и демонтаж соответственно. По данным ЕНВиР-И нормы времени составляют для самоходных буровых установок роторного типа:

$$N_{\text{вр}}^{\text{м}} = 1,8 \text{ ст/см}$$

$$N_{\text{вр}}^{\text{д}} = 1,8 \text{ ст/см}$$

$Q_{\text{м}}$ ;  $Q_{\text{д}}$  – объем монтажа и демонтажа соответственно. Объем монтажа и демонтажа одинаков и равен количеству скважин, для которых будет проводиться монтаж-демонтаж оборудования;  $Q = 30$ . Подставив полученные значения в формулу, получим

$$T_{\text{м-д}} = 1,8 \cdot 30 + 1,8 \cdot 30 = 108 \text{ ст}\cdot\text{см}$$

$$T_{\text{м-д}} 108 \cdot 7 = 756 \text{ ст}\cdot\text{час}$$

**Определив необходимые значения, составляющие буровые работы, можно рассчитать общие затраты времени на буровые работы:**

$$T_{\text{общ}} = T_{\text{бур зак}} + T_{\text{бур отк}} + T_{\text{бур с кер.}} + T_{\text{м-д}} + T_{\text{расш-е отк}} + T_{\text{расш-е зак}} + T_{\text{обсадки}}$$

$$T_{\text{общ}} = 1854,72 + 422,5 + 292,74 + 756,0 + 927,3 + 324,58 + 372,4 = 4950,24 \text{ ст}\cdot\text{час или } 707,18 \text{ ст}\cdot\text{см}$$

В том числе затраты на бурение откачных скважин

$$T_{\text{общ отк}} = T_{\text{бур отк}} + T_{\text{бур с кер.}} + T_{\text{м-д}} + T_{\text{расш-е отк}} + T_{\text{обсадки}} =$$

$$= 422,5 + 292,74 + 151,2 + 927,3 + 74,5 = 1868,2 \text{ ст/час}$$

Затраты времени на закачку составят **3082,04 ст/час**

Затраты календарного времени **1,1** месяцев, при бурении шестью станками.

### Расчет затрат времени на геофизические исследования в скважинах

Основой для расчета затрат времени на геофизические исследования являются ЕНВиР-И, 1983 г., стр. 336, где представлены номер нормы, основные виды геофизических работ и нормы времени на 1 м.

Расчет затрат времени производится по следующей формуле:

$$T = H_v \cdot Q,$$

где  $T$  – затраты времени на весь объем бурения, час;

$H_v$  – норма времени на 1 м.;

$Q$  – объем работ, который рассчитывается по следующей формуле:

$$Q = N \cdot q,$$

где  $N$  – количество скважин, в которых проводятся геофизические исследования;

$q$  – глубина скважины, м. Таким образом:

$$Q = 30 \cdot 204 = 6120 \text{ м}$$

Полученные значения затрат времени приведены в таблице 4.

Расчет затрат времени в сменах и месяцах определяется делением полученных значений затрат времени в час на 7 и 22 соответственно.

Таблица 4

#### Затраты времени на геофизические исследования в скважинах

№ нормы	Наименование работ	Норма времени на 1 м	Объем работ	Затраты времени на весь объем		
				Час	Смена	Месяц
	Электрический каротаж (КС, ПС и инклинометрия)	0,0018	6120	77,0	11,0	0,1
	Гамма-каротаж	0,00042	6120	18,2	2,6	0,02
	Термометрия	0,00023	6120	9,8	1,4	0,01
	Токовый каротаж на целостность колонны	0,00021	6120	9,1	1,3	0,01
Сумма			6120	<b>114,1</b>	16,3	0,14

#### Спуск электро-погружных насосов

Наименование затрат	Единицы измерения	Колич-во на единицу	На весь объем	Цена за единицу т. сум	Всего затрат т. сум
Дизельное топливо, на установку ДОН, на 6 скв. (4	кг/час	40	960	0,11	105,6

часа на скв.)					
Кабель магистральный	м	1	195	9,2	1794,0
Кабель разводной	м	1	160	1,4	224,0
Кабель ВПП 10	м	1	4104	0,37	1518,5
Электро-погружные насосы SP 17 – 17	шт	1	6	4381,5	26289,0
Шланги 63·8,7	м	191	1146	2,9	3323,4
Пневмо трубка	м	171	1026	0,12	123,1
Станция «Диана»	шт	1	6	357,0	2142,0
Муфта	шт	1	6	24,0	144,0
РПУ	шт	1	6	25,0	150,0
Монометры	шт	1	6	5,0	30,0
Итого затрат на материалы и оборудование					35843,6
С учетом транспортно-заготовительного коэффициента					<b>40861,7</b>
Амортизация установки «Дон»15% в год(стоимость18174,5) при работе 24,0 ч	т.сум		24	0,311	<b>7,5</b>
Амортизация с учетом транспортно – заготовительного коэффициента 1,14					<b>8,6</b>
Заработная плата основная и дополнительная	т. сум		24	1,0	<b>24,0</b>
Социальное страхование 33,0 %	т. сум		24	0,33	<b>7,9</b>
Итого затрат					<b>40902,2</b>

### Откачка продуктивных растворов

Наименование затрат	Единицы измерения	Количество на единицу	На весь объем	Цена за единицу т. сум	Всего затрат т. сум
Шланг ПНД 40·5,6	м		1450	0,761	1 103,4
Смесительный узел	шт.		1,0	1500,0	1 500,0

Шланг ПНД 32·4,5	м		250	0,761	90,3	1
Серная кислота	т		352,8	25,0	820,0	8
Дизельное топливо на прокачку скважин по 8 часов на скважину 4 раза в год(1920 часов)	кг/час	50,0	96000	0,11	0560,0	1
Итого затрат					22173,7	
С учетом транспортно заготовительного коэффициента 1,14					<b>25278,0</b>	
Электроэнергия	кв/час	9,2	899760	0,0226	<b>20334,6</b>	
Амортизация компрессора «Atlas Copco», из расчета 15% в год (стоимость 85393,0) при работе 1920,0 часа.	т. сум		1920	9,75	18720,0	
Амортизация с учетом транспортно – заготовительного коэффициента 1,14					<b>21340,8</b>	
Заработная плата основная и дополнительная	т, сум		16300	1,2	<b>19560,0</b>	
Отчисления на соц страх 33,0%			16300	0,396	<b>6454,8</b>	
Итого затрат					<b>92968,2</b>	

- замена насосов

Наименование затрат	Единицы измерения	Колич-во на единицу	На весь объем	Цена за единицу т. сум	Всего затрат Т. сум
Дизельное топливо, на установку ДОН, на 6 скв. (4 часа на скв.)	кг/час	40	960	0,11	105,6
Электро-погружные насосы SP 17 – 17	шт	1	6	4381,5	26289,0
Итого					26394,6

С учетом транспортно-заготовительного коэффициента 1,14					<b>30089,8</b>
Амортизация установки «Дон»15% в год(стоимость18174,5)при работе 24,0 часа.	т. сум		24	0,311	<b>7,5</b>
Амортизация с учетом транспортно – заготовительного коэффициента 1,14					<b>8,6</b>
Заработная плата основная и дополнительная	т. сум		24	1,0	<b>24,0</b>
Социальное страхование 33,0 %	т. сум		24	0,33	<b>7,9</b>
<b>Итого</b>					<b>30129,8</b>

--Лабораторные работы выполняются на сумму 732,5 т. сум.

**--транспортировка обслуживающего персонала на арендном автобусе**

Затраты РУ-5 на аренду автобуса составляют 30,0 сум за час на человека

Наименование этапа работ	Наименование работ	Количество персонала в ст/часе	Затраты времени на работу	Провоз смены т. сум.	На весь объем т. сум
Горно-подготовительные работы	Бурение	2	4950,2	0,06	297,0
	Геофизические исследования скважин	2	114,1	0,06	6,8
	Освоение скважин	1	510	0,03	15,3
<b>Итого</b>					<b>319,1</b>
Подготовка блока к эксплуатации	Прокладка откачных и закачных трубопроводов	6	74,2	0,18	13,3
	Нагнетание сжатого воздуха	2	432	0,06	25,9
<b>Итого</b>					<b>39,2</b>
Эксплуатация блока	Спуск насосов	4	18	0,12	2,2

	Откачка продуктивных растворов	3	16300	0,09	1467,0
	Замена насосов	4	18	0,12	2,2
	Лабораторные работы	2	625	0,06	37,5
Итого					1508,9

### Сопутствующие работы(переработка растворов)

-Переработка растворов, получение готового продукта 1,5 т. сум за кг переработанного урана.

Планируется добыть 35300 кг металла ,  
затраты составят  $1,5 \cdot 35300 = 52950$  т.сум

### Сумма затрат по проекту составит:

Наименование этапа	Виды работ	Затраты по видам работ т. сум.	Примечание
Горно-подготовительные работы	Бурение откачных скважин	53372.2	
	Бурение закачных скважин	69157.1	
	Геофизические исследования скважин	5936,4	
	Освоение скважин	9396.8	
	Транспортировка персонала	319,1	
Итого по этапу		<b>138181.6</b>	
Подготовка блока к эксплуатации	Прокладка откачных и закачных трубопроводов	24273.9	
	Нагнетание сжатого воздуха	8194.5	
	Транспортировка персонала	39,2	
Итого по этапу		<b>32507.6</b>	
Эксплуатация технологического блока, добыча полезных ископаемых	Спуск насосов	40902.2	
	Откачка продуктивных растворов , прокачки скважин	92968.2	



	Замена насосов	30129,8	
	Лабораторные исследования	732,5	
	Транспортировка грузов и оборудования	1508,9	
Итого по этапу		<b>166241,6</b>	
Итого по проекту		<b>336930,8</b>	
Переработка растворов		<b>52950,0</b>	
Всего по проекту		<b>389880,8</b>	

### Расчет сметной стоимости инвестиционного проекта

Согласно инструкции по составлению проектов и смет, при определении сметной стоимости работ по проекту (СМ-1) включаются следующие группы затрат:

I гр. Основные расходы. К данной группе относятся затраты, связанные с производством всего комплекса горных работ (группа А – собственно горные работы), а именно сооружение скважин, освоение скважин, горно-подготовительные работы, работы связанные с добычей полезного ископаемого. Группа Б – сопутствующие работы: переработка строительства сооружений, транспортировка грузов и персонала и т.п.=336930,8 т. сум.=52950=**389880,8**

II гр. Накладные расходы. Накладные расходы – это расходы, связанные с управлением предприятием. Величина накладных расходов составляет 18-30 % от суммы основных расходов в РУ-5 накладные расходы 20%. В состав накладных расходов входят:

1. Общепроизводственные расходы – расходы, связанные с созданием условий проводимых работ (техника безопасности, промышленная санитария и т.д.).

1. Общехозяйственные расходы – расходы на содержание управляющей системы

#### III гр. Налоги.

1. НДС –20,0% от стоимости проекта.
2. Налог на прибыль 18,0 % от прибыли.
3. Налог на землю 5688 сум за гектар (площадь блока на коэффициент на прокладку трубопроводов за пределами блока1,2) .
4. Дорожный фонд 1,5% от реализации.
5. Пенсионный фонд 0,7 % от реализации.
6. Плата за экологию 1,0% от себестоимости.
7. Налог на имущество 3,5 % от остаточной стоимости в год.  
Налог на имущество рассчитывается  $A \cdot 0,035 / 356 / 24 \cdot B$   
Где А-остаточная стоимость оборудования.

В-количество часов работы.

**Налог на имущество**

Наименование оборудования	Остаточная стоимость Т.сум.	Величина налога за час т. сум	Суммарное количество часов работы Час	Величина налога т. сум
Буровой станок	36349,2	0,145	4950,2	717,8
Компрессор «Atlas-Сорка»	85393,0	0,341	2862,0	975,9
Установка «Дон»	18174,5	0,073	122,2	8,9
Итого налог на имущество				1702,6

**Итого стоимость проекта с накладными расходами:**

$389800,8 \cdot 0,2 + 389880,8 = 467857,0$  т. сум.

Добыча урана **35,3** т, плата за добытый металл **23,9** т. сум за кг

Итого доход составит  $35300 \cdot 23,9 = 843670,0$  т сум.

III гр. Налоги.

1. НДС- $467857,0 \cdot 0,2 = 93571,4$  т.сум

2. Налог на прибыль- $(843670,0 - 467857,0) \cdot 0,18 = 67646,0$  т.сум.

3. Налог на землю- $4200 \cdot 6 \cdot 1,2 / 10000 \cdot 5,688 = 17,2$  т.сум.

4. Дорожный фонд  $843670,0 \cdot 0,015 = 12655,1$  т. сум.

5. Пенсионный фонд- $843670,0 \cdot 0,007 = 5905,7$  т.сум.

6. Плата за экологию  $467857,0 \cdot 0,01 = 4678,6$  т. сум.

7. Налог на имущество 1702,6 т. сум

**Итого налоги 186176,6 т. сум**

Прибыль предприятия составит  $\Pi = P - C - N$

Где  $\Pi$ -прибыль

P-реализация готового продукта

C- стоимость проекта

N-налоги

**Прибыль предприятия составит =**

**$843670,0 - 467857,0 - 186176,6 = 189636,4$  т. сум**

## ЗАДАНИЕ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ:

Из гидродинамики подземных вод известно, что установившийся режим фильтрации жидкости в поровом объеме породного массива характеризуется неразрывностью потока. В каждый момент времени расходы потока жидкости через сечения (площади) пород водоносного горизонта равны между собой. Таким образом, объем жидкости  $Q$ , протекающий в единицу времени через площадь  $F$  будет составлять  $Q = F \cdot V_{\phi}$ , где  $V_{\phi}$  – скорость фильтрации.

Движение жидкости между зернами породы носит сложный характер, поэтому, при расчетах на практике рассматривают среднее значение скорости фильтрации, зависящей от скоростей элементарных потоков (струек) в отдельных точках площади сечения.

Однако, для оценки процессов коагуляции необходим дифференцированный подход к рассмотрению условий формирования скоростей фильтрации.

Известно также, что поверхностная порозность (пористость)  $\varepsilon$  – показатель, зависящий от величины площади зерен, слагающих породный массив, и площади просветов между зернами. В свою очередь, значение величины площади просветов непосредственно (прямо пропорционально) влияет на количественную характеристику интегрального коэффициента фильтрации  $K_{\phi}$ .

Согласно закона Дарси, между скоростью, коэффициентом фильтрации и гидравлическим градиентом  $J$  для участков ламинарного движения жидкости, где число Рейнольдса  $Re \leq 2000$ , существует линейная зависимость  $V_{\phi} = K_{\phi} \cdot J$ .

Исходя из вышеизложенного, движение жидкости от нагнетательной до разгрузочной скважин в сечениях, где площадь просветов между зернами увеличивается за счет уменьшения содержания алевропелитов и увеличения диаметров поровых каналов, характеризуется снижением скорости, что приводит к выпадению из растворов алевропелитовых (глинистых) частиц твердого, находящихся в оборотных растворах в результате суффозии их из породного массива. Площадь просвета между зернами твердого уменьшается, соответственно, уменьшается и величина  $K_{\phi}$ , что приводит к снижению скорости фильтрации и расходу жидкости. Происходит процесс «зарастания» межзернового пространства выпадающими из растворов ПВ пелитовыми частицами твердого.

$L$  - длина пути фильтрации, м;

$d_{кан}$  - усредненный диаметр криволинейных каналов по продуктивному пласту, м;

$v_{кан}$  - реальная скорость движение растворов поровых каналах, м/с ;

$\lambda$  - коэффициент гидравлических сопротивлений .

$R$  - гидравлический радиус поровых каналов в продуктивном пласте, м;

- $\omega$  - площадь поперечного сечения потока по поровому слою,  $\text{м}^2$ ;  
 $\eta$  - смоченный периметр поровых каналов,  $\text{м}^2$ ;  
 $V$  - объем порового слоя,  $\text{м}^3$ ;  
 $c$  - суммарная смоченная поверхность поровых каналов,  $\text{м}^2$ ;  
 $V_0$  - объем частиц, слагаемой фильтрационной слой,  $\text{м}^2$ ;  
 $h$  - количество частиц в поровом слое;  
 $\varepsilon$  - порозность слоя, доли ед.  
 $\delta$  - суммарная площадь боковой поверхности частиц,  $\text{м}^2$ ;  
 $d_r$  - диаметр частиц твердого, слагающего массив,  $\text{м}$ ;  
 $\omega$  - площадь поперечного сечения фильтрационного потока,  $\text{м}$ ;  
 $m$  - мощность пласта,  $\text{м}$ ;  
 $\vartheta_0$  - скорость фильтрации (фиктивная, используемая в гидрогеологических расчетах),  $\text{м/с}$ ;  
 $Re$  - число Рейнольдса для фильтруемого продуктивного слоя.  
 $\varphi$  - коэффициент форма твердого, слагающего массив (по опытным данным для песка  $\varphi = 0,88$  ).
- $b$  - текущая ширина растекания фильтрационного потока,  $\text{м}$ ;  
 $l$  - текущее расстояние от нагнетательной до откачной скважины,  $\text{м}$ ;  
 $B$  - наибольшая ширина растекания фильтрационного потока,  $\text{м}$ ;

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Курсовой проект является завершающим этапом изучения дисциплины «Теоретические основы технологии добычи руд редких и радиоактивных металлов». При изучении роли процессов коагуляции порового объема рудоносных пород на формирование и совершенствование параметров гидродинамического режима установлено отсутствие в литературных источниках оценки влияния геологических факторов и гидрогеологических условий месторождений на процессы коагуляции. К настоящему времени установлены зависимости снижения производительности скважин от фильтрационных и технологических показателей, разработаны фильтрации растворов, разработаны и теоретически обоснованы методы совершенствования параметров фильтрации и управления процессом с учетом факторов коагуляции пород. Изучения литературных и фондовых материалов, физических и химических факторов, влияющих на процесс коагуляции пород прифильтровой зоны технологических скважин теоретически обобщен гидродинамический режим подземного выщелачивания урана, выявлено влияние природных показателей на степень коагуляции эксплуатационных блоков, установлены зависимости снижения производительности нагнетательных скважин от фильтрационных и технологических показателей эксплуатационных блоков ПВ, изучено влияние изменения дебитов скважин на проработку выщелачивающими растворами гидродинамических застойных зон, формируемых линиями тока, в ряду нагнетательных скважин. Также аналитически обоснованы потери гидравлических напоров в режиме ламинарного и турбулентного движения выщелачивающих растворов и произведено натурное моделирование в опытном блоке гидродинамического режима растекания растворов для формирования гидродинамических потоков в мигрирующих застойных зонах. В работе теоретически обобщен гидродинамический режим подземного выщелачивания урана, выявлено влияние природных показателей на степень коагуляции эксплуатационных блоков, установлены зависимости снижения производительности нагнетательных скважин от фильтрационных и технологических показателей эксплуатационных блоков, изучено влияние изменения дебитов скважин на проработку выщелачивающими растворами гидродинамических застойных зон, формируемых линиями тока, в ряду нагнетательных скважин. Также аналитически обоснованы потери гидравлических напоров в режиме ламинарного и турбулентного движения выщелачивающих растворов и произведено натурное моделирование в опытном блоке гидродинамического режима растекания растворов для формирования гидродинамических потоков в мигрирующих застойных зонах.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:

1. *Абдульманов И.Г., Фазлуллин М.И., Мосев А.Ф. и др. / Под ред. Кедровского О. Л. Комплексы подземного выщелачивания /* М., «Недра», 2012.
2. *Абрамов С.К., Бабушкин В.Д. Методы расчета притока воды к буровым скважинам.-* М.:Госстроиздат 2012.
3. *Абрамов С.К., Алексеев В.С. Забор воды из подземного источника. –* М.: «Колос», 2010.
4. *Алексеев В.С., Гаврилко В.М., Гребенников В.Т. Рекомендации по восстановлению производительности скважин реagentными методами. М.:изд. ВНИИ ВОДОГЕО. 2010.*
5. *Алексеев В.С., Гребенников В.Т. Восстановление дебита водозаборных скважин. М.:Агропромиздат,2011.*
6. *Алексеев В.С., Ткаченко В.П. Оценка изменения фильтрационных свойств призабойных зон скважин при различных способах их бурения и освоения.// Труды ВНИИ ВОДГЕО. 1972.-вып.3.-с.90-92.*
7. *Альтшуль А.Д. Гидравлические сопротивления. М.-:Недра, 2010.*
8. *Амиян В.А., Амиян А.В. Повышение производительности скважин.-М Недрa, 1986.*
9. *Амиян В.А., Уголев В.С. Физико-механические методы повышения производительности скважин. –М.:Недрa,2010.*
10. *Аравин В.И., Нумеров С.Н. Теория движения жидкостей и газов в недеформированных пористых средах. М.: Гострехтеориздат, 1995.*
11. *Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология.-М.:Изд-во Московского государственного горного университета, 2001.*
12. *Аренс В.Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых. –М.: Недрa, 1986. –280 с.*



