© Г.А. Садырбаева, К.А. Мырзабек, Е.Е. Жатканбаев, С.Д. Дауренбеков, Э.А. Пирматов, Ю.Г. Никитина, 2008

УДК 622.775

*Г.А. Садырбаева, К.А. Мырзабек, Е.Е. Жатканбаев, С.Д. Дауренбеков, Э.А. Пирматов, Ю.Г. Никитина*

# *ВЫБОР СПОСОБА ПОДЗЕМНО-СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА НА МЕСТОРОЖДЕНИИ СЕМИЗБАЙ*

*Приведены результаты изучения особенностей руд уранового месторождения Семизбай и выбран оптимальный способ их выщелачивания.*

**Семинар № 10**

**Изученность месторождения:** урановое месторождение Семизбай находится в Валихановком районе, Акмолинской области, Республики Казахстан и был открыт в 1973 г в результате геологических работ Целинного горно – химического комбината и ВНИИХТа и оценено как крупный промышленный объект. В процессе детальной разведки выполнена оценка отработки месторождения – способом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ). На стадии геологоразведочных работ в 1976 г был поставлен первый опыт по ПСВ урана, который закончился неудачно из-за малой изученности условий месторождения. В период с 1976 по 1983 гг. в ЦНИЛ Целинного горно – химического комбината были проведены многочисленные лабораторные работы по выщелачиванию семизбайских урановых руд, которые послужили основой для разработки регламента и проекта на опытно-промышленные работы. Опытно-про-мышленные работы начались в 1984 г с западного фланга месторождения на двух опытных ячейках и перешли в промышленную отработку месторождения, которая продолжалась до 1989 г. [1]. Однако, в 1989 г на общемировом падении цен на уран, промышленная отработка месторождения была прекращена. Прошедшие работы показали возможность добычи урана способом подземного выщелачивания, и в то же время выявили «узкие» места, такие как непомерно большой расход серной кислоты. Поэтому при организации новых исследований актуальным встал вопрос о выборе оптимального способа выщелачивания урана из руд месторождения Семизбай.

**Геологическое строение месторождения:** урановое оруденение месторождения находится на двух водоносных горизонтах: Верхний рудоносный горизонт (ВРГ) и Нижний рудоносный горизонт (НРГ). На участке 1 рудное тело находится как в ВРГ так и на НРГ. На остальных участках рудное тело находится только в НРГ.

Руды месторождения визуально не отличаются от вмещающих пород и представлены в основном рыхлым и слабо сцементированным материа-лом; руды на карбонатном цементе (карбонатные руды) по месторожде-нию в ос-

Таблица 1
***Химический состав технологических проб***

| Проба | Содержание компонентов, % | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | U | CO2 | Sобщ. | Feобщ. | $Fe^{2+}$ | Al | Mg | Ca | Cобщ. |
| Карбонатная - 5Т | 0,051 | 2,17 | 0,96 | 1,36 | 0,54 | 0,52 | 0,26 | 1,53 | 0,59 |
| Сборная – 4Т-1 | 0,038 | 0,88 | 0,83 | 1,01 | 0,41 | 0,32 | 0,19 | 0,24 | 0,24 |

новном на участке 1 в НРГ составляют около 20 % [2].

Руды месторождения, отрабатываемые способом подземного скважинного выщелачивания, подразделяются на два основных геотехнологических типа: руды оксидного и коффинитового типа.

Характерными особенностями геотехнологических свойств этих типов руд являются:

А. Руды оксидного типа, которые легко выщелачиваются слабыми растворами кислоты. Концентрация кислоты ощутимо влияет на кинетику процесса. Интенсифицирующее влияние добавок окислителя или повышение температуры незначительное.

Б. Руды коффинитового типа, которые достаточно хорошо выщелачиваются слабыми растворами серной кислоты, однако добавки окислителя или повышение температуры существенно улучшают кинетику и степень извлечения металла [3].

**Цель работы:** изучение особенностей руд уранового месторождения Семизбай и выбор оптимального способа выщелачивания.

*Для изучения особенностей руд и выбора метода отработки были отобраны с участков месторождения керновые материалы и проведены нижеследующие виды исследований.*

*Первым этапом работы было проведение минералого–петрографичес-ких исследований и изучение вещественного состава рудовмещающей породы.*

В результате проведенных исследований установлено, что состав рудной минерализации месторождения Семизбай представлен коффинитом и оксидами урана.

Определены содержания урана в верхнем рудоносном горизонте и в нижнем рудоносном горизонте.

Результаты гранулометрического анализа показали о нахождении урана во всех фракциях песка которые, представлены в основном мелко-, средне-, и крупнозернистыми.

Резко повышенные концентрации урана отмечаются на поверхностях обломков обеленных пород, в частичках углефицированного растительного детрита и катунах красных глин. Данные накопления урана весьма благоприятны для извлечения методом ПСВ.

Для исследований на предмет извлечения урана методом ПСВ в лабораторных условиях были сформированы 2 технологические пробы. Характеристики проб помещены в табл. 1.

*Вторым этапом работы было проведение технологических исследований, включающие в себя проведение агитационного и фильтрационного выщелачивания.*

**1. Агитационное выщелачивание с применением окислителей**

Условия экспериментов: концентрация серной кислоты – 3 г/л, 5 г/л, 7 г/л; отношение Ж:Т = 3:1; время

Таблица 2

***Агитационное выщелачивание с применением окислителей***

| № пробы | Выщелачивающий реагент | E,% | pH | ОВП, мВ |
|---|---|---|---|---|
| 1 | 3г/л H2SO4 | **28,76** | 2,14 | 346 |
| 2 | 5г/л H2SO4 | **62,92** | 1,73 | 365 |
| 3 | 7г/л H2SO4 | **70,88** | 1,58 | 377 |
| 4 | 3г/л H2SO4 + 1,6 г/л Fe(3+) | **32,10** | 2,1 | 478 |
| 5 | 5г/л H2SO4+ 1,6 г/л Fe(3+) | **23,63** | 1,89 | 484 |
| 6 | 7г/л H2SO4+ 1,6 г/л Fe(3+) | **25,94** | 1,73 | 486 |
| 7 | 3г/л H2SO4 + 0,15 г/л ЛСТ | **57,78** | 2,04 | 376 |
| 8 | 5г/л H2SO4+ 0,15 г/л ЛСТ | **49,05** | 1,57 | 396 |
| 9 | 7г/л H2SO4+ 0,15 г/л ЛСТ | **52,90** | 1,7 | 397 |
| 10 | 3г/л H2SO4+ 1,6 г/л Fe(3+)+ 0,15 г/л ЛСТ | **25,68** | 2,12 | 484 |
| 11 | 5г/л H2SO4+ 1,6 г/л Fe(3+)+ 0,15 г/л ЛСТ | **27,22** | 1,52 | 485 |
| 12 | 7г/л H2SO4+ 1,6 г/л Fe(3+)+ 0,15 г/л ЛСТ | **16,18** | 1,65 | 495 |
| 13 | 15г/л H2SO4 | **73,19** | 0,92 | 412 |
| 14 | 15г/л H2SO4 + 0,15 г/л ЛСТ | **70,62** | 0,9 | 411 |

выщелачивания 4 –5 часов, масса руды – 33 г. В качестве окислителей были применены трехвалентное железо 1,5 г/л и лигносульфонат аммония 0,15 г/л (ЛСТ).

Полученные результаты сведены в табл. 2 и на рис. 1.

Из данных табл. 2 и рисунка 1 видно, что для выщелачивания урана оптимальной концентрацией серной кислоты является 15 г/л. Степень извлечения достигается 73 %. Применение окислителей на степень извлечения урана незначительное.

**2. Фильтрационное выщелачивание.**

Для изучения выщелачиваемости карбонатных руд были проведены серии опытов.

Схема выщелачивания:

- водная отмывка;
- выщелачивание с концентрацией $H_2SO_4$ от 3 до 25 г/л.

Эксперименты были проведены в стандартной установке для выщелачивания урана в трубках [4].

Результаты экспериментов представлены на рис. 2.

В результате выщелачивания карбонатной руды установлено следующее:

- оптимальной концентрацией кислоты является 3-7 г/л;
- при выщелачивании карбонатной руды максимальное содержание урана достигается при отношении Ж:Т= 0,55;
- степень извлечения урана из карбонатной руды составляет 79,5 % за 1100 часов при отношении Ж:Т = 7,2. Кривая извлечения выходит на горизонтальную асимптотику начиная с 900 часов;
- максимальное обеднение карбонатной руды и переход урана в раствор происходит уже на начальной стадии процесса. За 200 часов достигнуто максимальный пик содержания урана в растворе, однако степень извлечения еще не достигла запланированной величины. Поэтому процесс далее продолжался;
- содержание бикарбонат - иона в растворе определялось, начиная с 400 часов выщелачивания; видно, что если pH среды падает с 7 до 5-5,5, то содер-

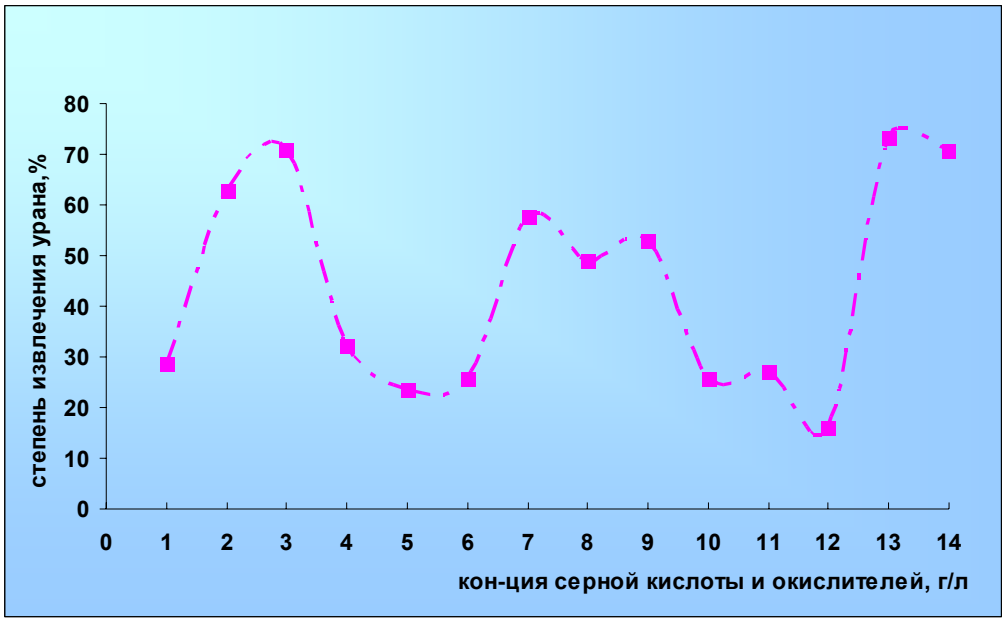


***Рис. 1. Зависимость содержания урана и степени извлечения от различных концентрации серной кислоты и окислителей***

**1**- 3 г/л $H_2SO_4$;
**2**- 5 г/л $H_2SO_4$;
**3** - 7 г/л $H_2SO_4$;
**4** - 3 г/л $H_2SO_4$ + 1,6 г/л Fe(3+);
**5** - 5 г/л $H_2SO_4$ + 1,6 г/л Fe(3+);
**6** – 7 г/л $H_2SO_4$ + 1,6 г/л Fe(3+);
**7** - 3 г|л $H_2SO_4$ + 0,15 г/л ЛСТ;
**8** - 5 г/k $H_2SO_4$ + 0,15 г.л ЛСТ
**9** - 7 г|л $H_2SO_4$ + 0,15 г|л ЛСТ;
**10** - 3 г|л $H_2SO_4$ + 1,6 u|k Fe(3+) + 0,15 г|л ЛСТ;
**11** - 5 г/л $H_2SO_4$ + 1,6 г/л Fe(3+) + 0,15 г/л ЛСТ;
**12**- 7 г/л $H_2SO_4$ + 1,6 г/л Fe(3+) + 0,15 г/л ЛСТ
**13** - 15 г/л $H_2SO_4$;
**14** - 15 u|k $H_2SO_4$ + 0?15 u|k KCN

жание бикарбонат -иона в растворе минимальное или вообще не обнаруживается.

Выщелачивание технологической пробы №1

Выщелачивание проводилось по следующей схеме (т.н. «жесткие» условия):

- водная отмывка;
- выщелачивание с концентрацией $H_2SO_4$ от 25г/л с поэтапным понижением до 5 г/л.

Результаты экспериментов приведены на рис. 3.

В результате проведения выщелачивания по «жесткой схеме» установлено следующее:

- степень извлечения урана достигает 90% за 450-500 часов при отношении Ж:Т = 1,25. Кривая извлечения выходит на горизонтальную асимптотику за 300 часов.
- процесс выщелачивания идет по обычной классической сернокислотной схеме, т.е первоначально наступает карбонатный пик при pH= 7,7 затем сернокислотный пик при pH = 3
- трехвалентное железо в растворе появляется при pH = 2 – 2,5, т.е. когда приходит кислотный фронт.

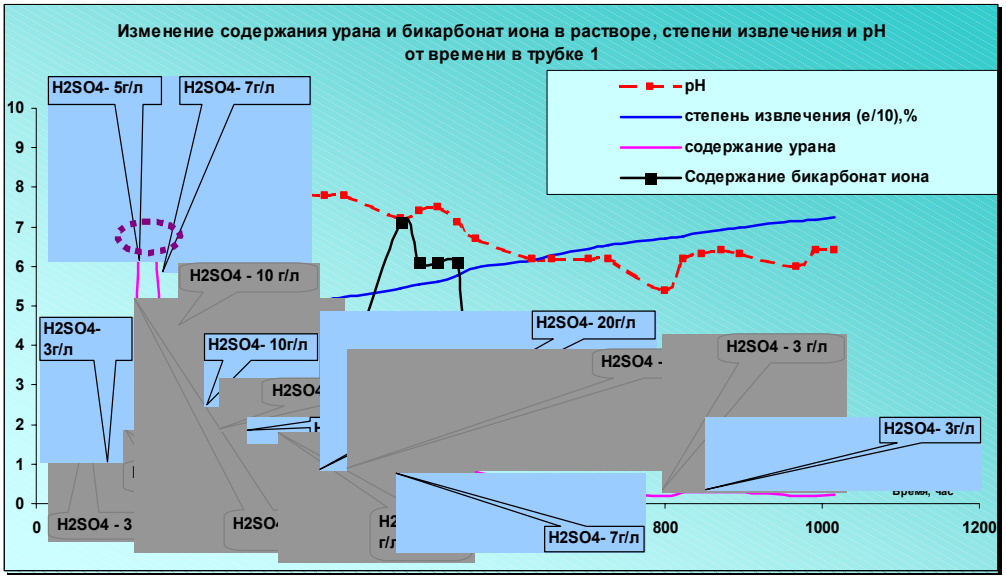
Изменение содержания урана и бикарбонат иона в растворе, степени извлечения и pH от времени в трубке 1
pH
степень извлечения (е/10),%
содержание урана
Содержание бикарбонат иона
H2SO4- 5г/л
H2SO4- 7г/л
H2SO4 - 10 г/л
H2SO4- 3г/л
H2SO4- 10г/л
H2SO4- 20г/л
H2SO4 - 3 г/л
H2SO4- 3г/л
H2SO4 - 3
H2SO4- 7г/л
0
800
1000
1200

*Рис. 2*

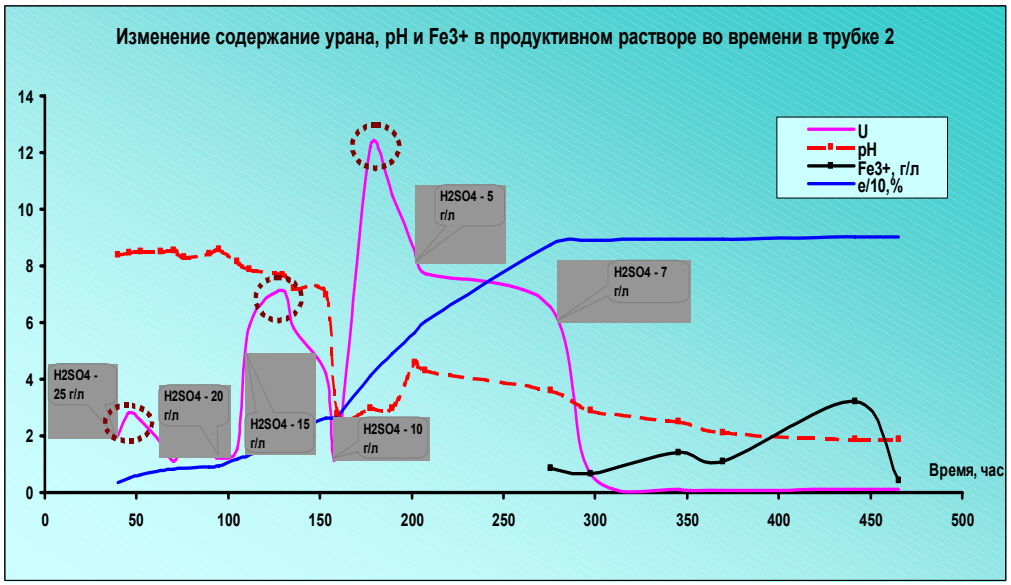
Изменение содержание урана, pH и Fe3+ в продуктивном растворе во времени в трубке 2
U
pH
Fe3+, г/л
e/10,%
H2SO4 - 25 г/л
H2SO4 - 20 г/л
H2SO4 - 15 г/л
H2SO4 - 10 г/л
H2SO4 - 5 г/л
H2SO4 - 7 г/л
Время, час
0
50
100
150
200
250
300
350
400
450
500

*Рис. 3*

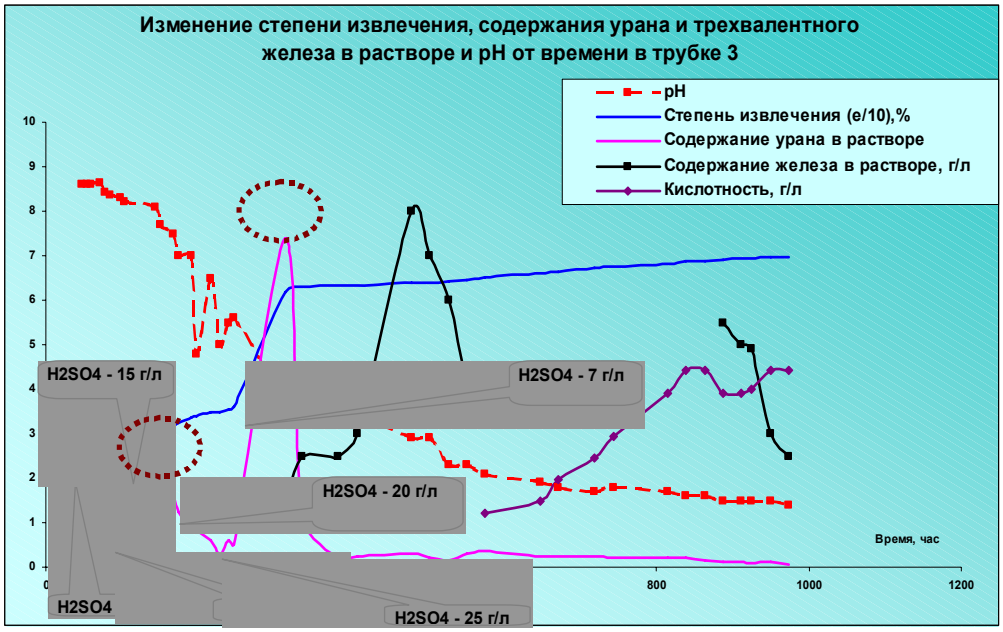


***Рис. 4***

- максимальное содержание урана при карбонатном фронте достигается при соотношении Ж:Т = 0,28, при сернокислотном фронте при значении Ж:Т = 0,4.

Для сравнения был проведен опыт в «мягких» условиях выщелачивания технологической пробы №2 по следующей схеме:

- водная отмывка;
- выщелачивание с концентрацией $H_2SO_4$ 5г/л с поэтапным повышением до 25 г/л.

Результаты экспериментов представлены на рис. 4.

В результате проведения опыта в трубках по «мягкой» схеме выщелачивания установлено следующее:

- карбонатный пик содержания урана достигается при отношении Ж:Т = 0,53, а сернокислотный пик при Ж:Т = 0,99.

- степень извлечения достигается 75% за 1000 часов при отношении Ж:Т = 2,26. Кривая извлечения выходит на горизонтальную асимптотику за 800 часов.

- трехвалентное железо в растворе появляется при pH = 3,5 и его концентрация значительно увеличивается со снижением pH среды до pH=2.

*Выводы*

1. Минералого – петрографическими исследованиями руд месторождения Семизбай установлено, что состав рудной минерализации представлен коффинитом и оксидами урана.

2. Установлены содержания урана в верхнем и нижнем рудоносных горизонтах.

3. Установлены повышенные содержания урана в частичках углефицированного растительного детрита и катунах красных глин.

4. Характер распределения урана по гранулометрическим классам, свидетельствует о нахождении урана во всех фракциях песка. В основном наблюдает-

ся обогащение ураном алеврит-глинистых классов порового наполнителя песка.

5. При выщелачивании карбонатной руды серной кислотой механизм выщелачивания идет по щелочному методу. Оптимальной концентрацией кислоты является от 3 г/л до 7 г/л.

6. Для некарбонатного (коффинитового) типа руды, процесс выщелачивания идет с концентрацией серной кислоты 15-20 г/л. И степень извлечения достигает 90 % при отношении Ж:Т = 1,25.

7. Применение окислителей для выщелачивания урановых руд месторождения Семизбай незначительно влияет на скорость выщелачивания.

8. Результаты исследований и полученные геотехнологические параметры были использованы при разработке Технологических регламентов и включены в Проект Добычного полигона.

***СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ***


1. *О результатах* геотехнологических исследований опытно – промышленной добычи урана способом ПСВ из руд месторождения Семизбай за период с 1984 по 1989 годы. Заключительный отчет, 1989.
2. *Заключительный* отчет по теме: «Выбор метода ПСВ урана на месторождении Семизбай», 2005 г.
3. *Грабовников В.А.* «Геотехнологическое исследование при разведке металлов», М. «Недра», 1995г.
4. *Справочник* по геотехнологии урана. Под редакцией проф. Д.И. Скороварова. М. Энергоатомиздат, 1997. ГИАБ


## *Коротко об авторах*


*Садырбаева Г.А., Мырзабек К.А. ,Жатканбаев Е.Е., Дауренбеков С.Д., Никитина Ю.Г.* – ТОО «Институт Высоких Технологий» НАК «Казатомпром» г. Алматы,
*Пирматов Э.А.* – ТОО «Степногорский горно-химический комбинат», г. Степногорск, Республика Казахстан.



Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 15 симпозиума «Неделя горняка-2007».
Рецензент д-р техн. наук, проф. *В.В. Мельник.*