

## ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ РАСТВОРОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

О.Ф. Петухов<sup>1</sup>, Б.Т. Рузиев<sup>1</sup>, У.З. Шарафутдинов<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Навоийский горно-металлургический комбинат, Навои, Узбекистан, e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

**Аннотация:** Целью исследований явилась разработка технологии попутного извлечения редкоземельных элементов (РЗЭ) из растворов подземного выщелачивания (ПВ) урана. Исследования проведены на реальных растворах ПВ после извлечения из них урана. Сорбцию РЗЭ проводили с использованием сульфокатионита марки ТОКЕМ (гелевой структуры), определена полная динамическая обменная емкость катионита по РЗЭ и основным примесям. Исследована десорбция РЗЭ и примесей от концентрации азотной кислоты. Показано, что для десорбции основной части примесей металлов необходимо использовать азотную кислоту с концентрацией 22,5 г/л, с последующей десорбцией РЗЭ и оставшихся примесей раствором азотной кислоты с концентрацией 180 г/л. Осаждение РЗЭ из азотнокислого десорбата проводили с помощью щавелевой кислоты. Показано, что в пределах pH 2,2–2,7 щавелевая кислота практически количественно осаждает РЗЭ из раствора. При осаждении оксалатов (pH = 2,2–2,3) в осадок преимущественно переходит кальций, а при pH 2,5–2,7 — железо и алюминий. Для отмывки черновых концентратов окислов РЗЭ от примеси окиси кальция использовали растворы хлорида и нитрата аммония. Установлено, что при использовании 20% растворов NH<sub>4</sub>NO<sub>3</sub> или NH<sub>4</sub>Cl удается резко снизить содержание окиси кальция и повысить содержание окислов РЗЭ в концентрате. Предложена принципиальная технологическая схема сорбционного извлечения РЗЭ из растворов ПВ и получения 30% концентрата окислов РЗЭ.

**Ключевые слова:** редкоземельные металлы, растворы подземного выщелачивания, сорбция, десорбция, азотная кислота, осаждение, щавелевая кислота, кальций, железо, алюминий, технологическая схема.

**Для цитирования:** Петухов О. Ф., Рузиев Б. Т., Шарафутдинов У. З. Извлечение редкоземельных элементов из растворов подземного выщелачивания урана // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 1. – С. 58–67. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-1-0-58-67.

### Recovery of rare earths from uranium leach solutions

O.F. Petukhov<sup>1</sup>, B.T. Ruziev<sup>1</sup>, U.Z. Sharafutdinov<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan, e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

**Abstract:** The studies aim to develop a technology for by-recovery of rare earth elements (REE) from solutions of in-situ uranium leaching. The tests were carried out with actual in-situ leach solutions after extraction of uranium from them. REE recovery used TOKEM's strong-acid cation exchange resin (gel type), and its total dynamic exchange capacity relative to REE and main impurities was determined. Desorption of REE and impurities was studied as function

of concentration of nitric acid. The main part of metal impurities is desorbed using nitric acid with concentration of 22.5 g/l, and further desorption of REE and residual impurities is possible at nitric acid concentration of 180 g/l. REE settling from the nitric acid strippant used ethane diacid. With pH in the range of 2.2–2.7, ethane diacid allows quantitative settling of REE, with calcium settled with pH in the range of 2.2–2.3 and iron and aluminum settled with pH in the range of 2.5–2.7. Removal of calcium oxide from rough concentrates of REE oxides used solutions of chloride and ammonium nitrate. It is found that the use of 20 percent  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  or  $\text{NH}_4\text{Cl}$  solutions can curtail drastically the content of calcium oxide and increase the content of REE oxides in concentrates. The conceptual flow chart proposed for desorption of REE from uranium leach solution with production of 30 percent concentrates of REE oxides is presented.

**Key words:** rare earth metals, in-situ leaching solutions, sorption, desorption, nitric acid, settling, ethane diacid, calcium, iron, aluminum, process flow chart.

**For citation:** Petukhov O. F., Ruziev B. T., Sharafutdinov U. Z. Recovery of rare earths from uranium leach solutions. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(1):58-67. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-1-0-58-67.

Одним из перспективных источников добычи редкоземельных элементов (РЗЭ) являются растворы подземного выщелачивания (ПВ) урана [1]. В растворах ПВ РЗЭ находятся в форме катионов, и поэтому на анионообменных смолах совместно с ураном и рением не сорбируются. По мере отработки месторождений РЗЭ накапливаются в оборотных растворах, достигая в отдельных случаях концентраций в несколько мг. Описанные в литературе [2, 3] осадительные технологии извлечения редкоземельных элементов (РЗЭ) из растворов ПВ урана отличаются высоким расходом реагентов и сложностью, связанной с необходимостью фильтровать большой объем растворов. Извлечение редкоземельных элементов из растворов ПВ с помощью ионообменных смол является, на наш взгляд, более перспективным и экономически целесообразным промышленным методом. В качестве сорбентов РЗЭ в литературе [3–6] описано применение сильноокислотных сульфокатионитов: КУ-2, леватит S-100, дауэкс – D-50, амберлит IR-120. Для сорбции РЗЭ из растворов сложного солевого состава предложено использовать современные сульфокатиониты ТОКЕМ

(гелевой структуры) и С-150 (макропористой структуры) [7], а также Lewatit MonoPlus SP 112 [8]. Эти катиониты содержат активную группировку –  $\text{SO}_3\text{H}$ , в которой водород способен к обмену на любой катион.

Определения концентрации РЗЭ методом масс-спектрометрии с использованием ICP-MS спектрометра «Agilent 7700» проводились в аналитической лаборатории Центральной научно-исследовательской лаборатории (ЦНИЛ) Навоийского ГМК. Данная лаборатория аккредитована на техническую компетентность, соответствующую требованиям стандарта UzDSt ISO/IEC 17025:2007 и имеет сертификат UZ.AMT.07.MAI.630. В лаборатории есть набор стандартных образцов для сравнения и для проверки достоверности полученных результатов.

В данной работе использовали катионит ТОКЕМ-101, который по данным предварительных опытов показал наилучшие сорбционные показатели в отношении РЗЭ. Перед сорбцией катионит переводили в  $\text{H}^+$ -форму. В качестве растворов использовали маточники сорбции урана одного из рудников ПВ с pH 1,8 и с концентрацией основных макрокомпонентов, мг/л:  $\text{SO}_4^{2-}$  – 8060;  $\text{NO}_3^-$  –

Таблица 1

**Насыщение катионита ТОКЕМ в динамических условиях (ПДОЕ)**  
**Determination of total dynamic exchange capacity (TDEC)**  
**of ТОКЕМ's strong-acid cation exchange resin**

Элементы	Y	Ce	La	Gd	Nd	Tb
Концентрация в растворе ПВ, мг/л	18,9	14,3	5,2	2,1	7,0	0,2
Содержание в насыщенной смоле, мг/г	0,36	1,5	0,73	0,11	0,44	0,01
Примечания: 1. Концентрацию РЗЭ определяли методом масс-спектрометрии с использованием ICP-MS спектрометра «Agilent 7700». 2. Концентрация остальных РЗЭ и скандия менее 0,1 мг/л.						
Основные элементы, примеси	Ca	Mg	Fe	Al		
Содержание в насыщенной смоле, мг/г	19,4	4,9	98,4	40,0		

110; Cl – 127; SiO<sub>2</sub> – 88; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 590; Fe<sup>+3</sup> – 350 и Fe<sup>+2</sup> – 90; Ca<sup>2+</sup> – 420; Mg<sup>2+</sup> – 180; Al<sup>3+</sup> – 370. Сорбцию проводили в динамических условиях, пропуская раствор через колонку со скоростью 5 ч<sup>-1</sup>. Сорбцию вели до полного проскока РЗЭ, определяя таким образом полную динамическую обменную емкость (ПДОЕ) катионита. Результаты по сорбции РЗЭ представлены в табл. 1.

Десорбцию РЗЭ с насыщенных катионитов проводили растворами азотной кислоты [9]. Исследовали влияние концентрации HNO<sub>3</sub> на десорбцию РЗЭ и примесей с насыщенной смолы. Де-

сорбцию проводили в статических условиях, в пачуках, V<sub>CM</sub>:V<sub>P</sub> = 1:10, τ = 24 ч; t = 30 °С. Результаты по десорбции элементов в зависимости от исходной концентрации HNO<sub>3</sub> представлены в табл. 2.

Как видно из результатов табл. 2, концентрация азотной кислоты существенно влияет как на десорбцию примесей, так и на десорбцию РЗЭ. Однако при относительно низкой концентрации азотной кислоты, равной 22,5 г/л, основные примеси металлов десорбируются значительно эффективнее, чем РЗЭ, что может быть использовано для их отде-

Таблица 2

**Десорбция РЗЭ и примесей раствором HNO<sub>3</sub> различной концентрации**  
**Desorption of REE and impurities by HNO<sub>3</sub> solutions of different concentrations**

Концентрация HNO <sub>3</sub> , г/л	Концентрация РЗЭ в десорбате, мг/л					
	Y	Ce	La	Gd	Nd	Tb
22,5	0,86	2,1	0,8	0,2	0,75	0,1
45	2,3	6,0	2,63	0,29	2,2	0,1
90	6,3	21,0	10,0	1,9	10,0	0,34
180	12,5	50,0	23,4	2,3	17,0	0,35
Концентрация HNO <sub>3</sub> , г/л	Концентрация примесей в десорбате, мг/л					
	Fe	Al	Ca	Mg	Si	P
22,5	1800	1100	1243	270	7	22
45	2600	2300	1330	388	7	21
90	3400	2500	1473	443	8	25
180	5600	3800	1837	472	22	29

ления РЗЭ от основной массы примесей на операции десорбции [10]. Если при повышении концентрации  $\text{HNO}_3$  с 22,5 до 180 г/л концентрация церия в десорбате увеличивается в 25 раз, иттрия — в 14,5 раз, лантана — в 29 раз и неодима — в 22,7 раза, то концентрация железа — в 3 раза, алюминия — в 3,5 раза, кальция — в 1,5 раза и магния — в 1,8 раза. Это обстоятельство может способствовать отделению основной части примесей при десорбции: на первой стадии десорбировать примеси и частично РЗЭ раствором 22,5 г/л  $\text{HNO}_3$ , на второй стадии десорбировать РЗЭ и остатки примесей раствором 180 г/л  $\text{HNO}_3$ .

Для подтверждения полученных результатов провели двухстадийную десорбцию РЗЭ и примесей в динамическом режиме. Для десорбции использовали насыщенную смолу (табл. 1). Условия десорбции в колонке:  $V_{\text{CM}} = 100$  мл,  $t = 30$  °C;  $V_{\text{P}} / V_{\text{CM}} = 10$  ( $V_{\text{P}} = 1000$  мл);  $q = 1 V_{\text{P}} / V_{\text{CM}} \cdot \text{ч}$  (100 мл/ч). Результаты по десорбции примесей и РЗЭ в динамическом режиме в две стадии приведены в табл. 3.

Результаты по десорбции примесей и РЗЭ, полученные в динамическом режиме, хорошо согласуются с результатами десорбции, полученными в статическом режиме. Как видно из табл. 2 и 3, на первой стадии десорбции концентрация основных примесей металлов, особенно кальция и магния, во втором десорбате существенно снижается. Соответственно, резко снижается массовое отношение этих примесей к РЗЭ. Например, если проводить коллективную десорбцию в одну стадию раствором 180 г/л  $\text{HNO}_3$ , то массовое соотношение составит:  $\text{Ca}/\text{Ce} = 1837/50 = 36,7$  (табл. 2). Если проводить десорбцию в две стадии, то массовое отношение в товарном десорбате составит:  $\text{Ca}/\text{Ce} = 587/47,8 = 12,3$  (табл. 3).

В табл. 4 представлены данные по извлечению (потерям) РЗЭ на первой стадии десорбции (отмывки примесей). В табл. 5 представлены данные по из-

Таблица 3

**Результаты по десорбции примесей металлов и РЗЭ на первой и на второй стадиях в динамическом режиме**

**Result of desorption of metal impurities and REE at the first and second stages in dynamic mode**

На первой стадии						
Концентрация $\text{HNO}_3$ , г/л	Концентрация примесей в десорбате, мг/л					
	Fe	Al	Ca	Mg	Si	P
22,5	1720	1160	1364	337	6	19
Концентрация $\text{HNO}_3$ , г/л	Концентрация РЗЭ в десорбате, мг/л					
	Y	Ce	La	Gd	Nd	Tb
22,5	0,86	2,1	0,8	0,2	0,75	0,2
На второй стадии						
Концентрация $\text{HNO}_3$ , г/л	Концентрация РЗЭ в десорбате, мг/л					
	Y	Ce	La	Gd	Nd	Tb
180	11,6	47,8	22,7	2,1	15,6	0,26
Концентрация $\text{HNO}_3$ , г/л	Концентрация примесей в десорбате, мг/л					
	Fe	Al	Ca	Mg	Si	P
180	3800	2680	587	206	15	7

Таблица 4

**Результаты по десорбции РЗЭ на первой стадии десорбции (отмывки примесей)**  
**First-stage REE desorption results (removal of impurities)**

РЗЭ	Содержание в насыщенной смоле		Концентрация в I-ом десорбате, мг/л	Остаточное содержание в смоле		Полнота десорбции (потери), %	Е, %
	мг/г	мг/л		мг/г	мг/л		
Y	0,36	215	0,86	0,35	206	2,7	97,3
Ce	1,50	898	2,1	1,46	877	2,7	97,3
La	0,73	437	0,8	0,72	429	1,4	98,6
Gd	0,11	65,8	0,2	0,10	64	1,0	99,0
Nd	0,44	263	0,75	0,43	256	2,3	97,7

Примечания: 1. Удельный объем смолы ТОКЕМ  $\rho = 1,67 \text{ см}^3/\text{г}$ . 2. Для Tb расчеты не проводились из-за незначительных концентраций.

лечению РЗЭ на второй стадии десорбции (десорбция РЗЭ).

Для осаждения РЗЭ из азотнокислых десорбатов был выбран оксалатный метод [11]. Однако влияния pH осаждения на полноту выделения из растворов оксалатов РЗЭ и оксалатов кальция, магния и железа нами в литературе [11–14] не найдено. Для уточнения этого вопроса был наработан товарный десорбат по схеме двухстадийной десорбции. Осаждение РЗЭ проводили раствором щавелевой кислоты с концентрацией 100 г/л  $\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4$ . Расход раствора щавелевой кислоты составил 100 мл/л. После дозирования щавелевой кислоты в азотнокислый десорбат проводили нейтрализацию раствора концентрированным аммиаком (250 г/л  $\text{NH}_4\text{OH}$ ) в первом

случае до pH = 2,2–2,3, во втором — до pH = 2,5–2,7. После нейтрализации раствора проводили перемешивание полученной суспензии в течение 5–6 ч при температуре 50–60 °С с целью получения крупного, хорошо фильтрующегося осадка оксалатов. Полученный осадок промывали на фильтре раствором оксалата с соответствующим pH, сушили и прокаливали в течение 2 ч при температуре 900 °С. Результаты по осаждению оксалатов РЗЭ и примесей представлены в зависимости от pH осаждения в табл. 6.

Как видно из табл. 6, происходит количественное осаждение оксалатов РЗЭ как при pH 2,2–2,3, так и при pH 2,5–2,7. Однако при pH 2,2–2,3 в осадок преимущественно переходит кальций,

Таблица 5

**Результаты по десорбции РЗЭ на второй стадии десорбции (десорбции РЗЭ)**  
**Second-stage REE desorption results (desorption of REE)**

РЗЭ	Содержание в насыщенной смоле		Концентрация во II-ом товарном десорбате, мг/л	Остаточное содержание в смоле		Полнота десорбции Е, %
	мг/г	мг/л		мг/г	мг/л	
Y	0,35	206	11,6	0,15	90	57,1
Ce	1,46	877	47,8	0,66	399	54,7
La	0,72	429	22,7	0,34	202	52,6
Gd	0,10	64	2,1	0,07	43	30,0
Nd	0,43	256	15,6	0,16	100	62,7

Таблица 6

**Результаты по осаждению оксалатов РЗЭ и примесей из азотнокислого десорбата**  
**Settling of REE oxalates and impurities from nitric acid strippant**

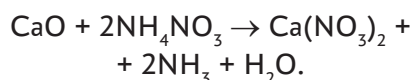
Растворы	Концентрация РЗЭ, мг/л					
	Y	Ce	La	Gd	Nd	Tb
Товарный десорбат с ТОКЕМ	11,6	47,8	22,7	2,1	15,6	0,26
Маточник осаждения pH = 2,2–2,3	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1
Маточник осаждения pH = 2,5–2,7	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1
Растворы	Концентрация примесей, мг/л					
	Fe	Al	Ca	Mg	Si	P
Товарный десорбат	3800	2680	587	206	15	7
Маточник осаждения pH = 2,2–2,3	3750	2020	29,2	188	< 5	< 1
Маточник осаждения pH = 2,5–2,7	55	160	536	195	< 5	< 1

а при pH 2,5 – 2,7 – железо и алюминий. Об этом же говорят данные табл. 7: полученный при pH 2,2–2,3 осадок в качестве примесей содержит в основном окись кальция и магния. Осадок, полученный при осаждении оксалатов (pH 2,5–2,7), в качестве примесей содержит в основном окиси железа и алюминия.

Учитывая, что очистка от соединенной кальция значительно проще, чем от железа и алюминия, осаждение оксалатов РЗЭ из азотнокислых десорбатов целесообразно проводить при pH 2,2–2,3.

Для очистки черногого концентрата РЗЭ от окиси кальция использовали водные растворы  $\text{NH}_4\text{Cl}$  и  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  [15, 16].

Химизм процесса растворения оксида кальция можно представить следующими реакциями:



Отмывку огарка РЗЭ от примесей проводили в течение 6 ч с использованием 20% растворов хлорида и нитрата аммония, при перемешивании, Т : Ж = 1 : 10. Осадок отфильтровывали, промывали водой на фильтре при соотношении Т : Ж = 1 : 20÷30, и сушили в сушильном шкафу при температуре 95–100 °С до постоянного веса. Высушенный осадок прокаливали при температуре 900–950 °С в течение 2 ч. Результаты по содержанию окислов РЗЭ и примесей в исходном черновом концентрате и в концентрате после отмывки представлены в табл. 8.

Как видно из табл. 8, в результате отмывки черногого концентрата окислов РЗЭ растворами хлорида и нитрата аммония содержание окислов РЗЭ воз-

Таблица 7

**Содержание окислов примесей в концентратах**  
**Content of oxides of impurities in concentrates**

Осаждение оксалатов	Содержание окислов примесей, %				
	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	CaO	MgO	MnO	$\text{Al}_2\text{O}_3$
pH = 2,2–2,3	0,61	52,3	0,3	0,3	7,9
pH = 2,5–2,7	40,8	6,8	0,2	0,3	13,0

Таблица 8

**Состав черного концентрата окислов РЗЭ до и после отмывки**  
**Composition of rough concentrate of REE oxides before and after scrubbing**

Окислы РЗЭ и примесей	Содержание (%) в продуктах		
	Исходный черновой концентрат РЗЭ	После промывки раствором $\text{NH}_4\text{Cl}$	После промывки раствором $\text{NH}_4\text{NO}_3$
$\text{La}_2\text{O}_3$	1,43	4,98	4,27
$\text{Ce}_2\text{O}_3$	2,58	15,0	16,1
$\text{Nd}_2\text{O}_3$	1,16	4,27	4,8
$\text{Sm}_2\text{O}_3$	0,18	0,79	0,72
$\text{Gd}_2\text{O}_3$	0,24	0,74	0,69
$\text{Tb}_2\text{O}_3$	0,028	0,13	0,17
$\text{Dy}_2\text{O}_3$	0,1	0,42	0,39
$\text{Ho}_2\text{O}_3$	0,024	0,12	0,11
$\text{Er}_2\text{O}_3$	0,056	0,27	0,31
$\text{Tm}_2\text{O}_3$	<0,017	0,057	0,063
$\text{Y}_2\text{O}_3$	0,8	3,47	3,52
$\Sigma \text{Ln}_2\text{O}_3, \%$	6,6	30,2	31,1
$\text{CaO}$	52,3	22,9	21,4
$\text{Al}_2\text{O}_3$	7,9	4,9	4,7
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	0,61	10,3	10,6
$\text{MgO}$	0,31	0,8	1,3

росло с 6,6% до 30,2% и 31,1% соответственно, при этом содержание окиси кальция снизилось с 52,3% до 22,9% и 21,4% соответственно.

На рисунке приведена принципиальная технологическая схема извлечения РЗЭ из растворов ПВ с получением концентрата окислов РЗЭ, содержащего около 30% окислов РЗЭ.

### Выводы

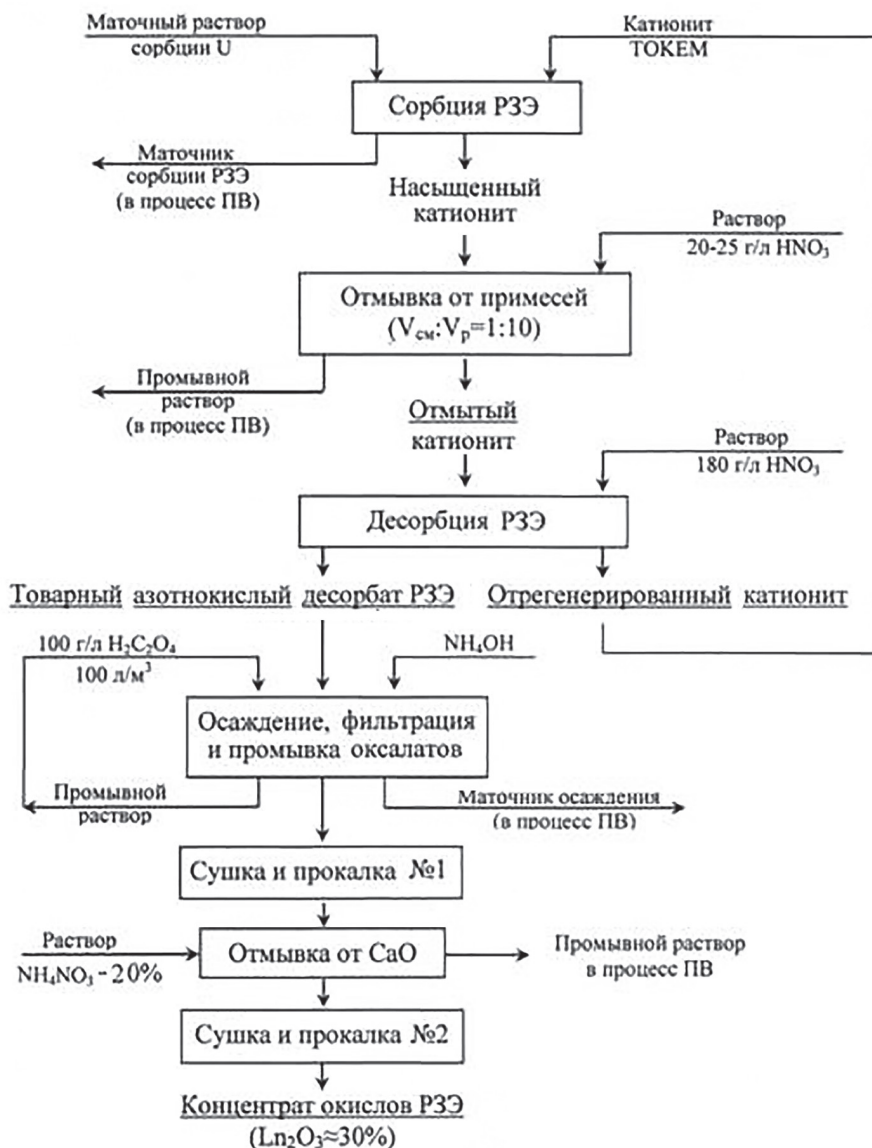
1. В результате проведенных исследований установлена возможность получения из растворов ПВ урана концентрата, содержащего 30% окислов РЗЭ, что соответствует составу концентрата РЗЭ из лопарита (ГОСТ 25702.10-83).

2. Для получения концентрата окислов РЗЭ необходимо проводить сорбцию РЗЭ из маточных растворов сорбции

урана с использованием современного сульфокатионита марки ТОКЕМ (гелевой структуры), десорбцию насыщенного катионита в две стадии: на первой десорбировать основную часть примесей раствором 22,5 г/л  $\text{HNO}_3$ ; на второй стадии десорбировать РЗЭ и оставшиеся примеси раствором 180 г/л  $\text{HNO}_3$ . Объемное соотношение на стадиях десорбции рекомендовано поддерживать  $V_{\text{CM}}:V_{\text{P}} = 1:10$ .

3. Осаждение суммы РЗЭ из товарного азотнокислого десорбата рекомендуется проводить раствором щавелевой кислоты с концентрацией 100 г/л  $\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4$  при расходе 100 мл/л, pH = 2,2–2,3, температуре 50–60 °С, перемешивании в течение 5–6 ч. Осадок оксалатов на фильтре промывать раствором 100 г/л  $\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4$  при pH = 2,2–2,3.





Принципиальная технологическая схема получения концентрата окислов РЗЭ из растворов ПВ  
 Conceptual flow chart of REE oxide concentration from underground uranium leach solutions

4. Промытый осадок оксалатов после сушки рекомендовано прокалить при 900 °С в течение 2 ч, затем промывать 20% раствором нитрата или хлорида аммония от окиси кальция и снова сушить и прокалить при тех же условиях.

6. Приведена принципиальная технологическая схема извлечения РЗЭ из

растворов ПВ с получением концентрата окислов РЗЭ.

Авторы выражают благодарность всем инженерам и лаборантам Центральной научно-исследовательской лаборатории, принимавшим участие в исследованиях.



## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Санакулов К. С., Петухов О. Ф., Шарафутдинов У. З. Редкие металлы – инновационный ресурс НГМК // Горный вестник Узбекистана. – 2018. – № 4. – С. 57–61.
2. Виллани Ф. М. Редкоземельные элементы. Технология и применение. – М.: Металлургия, 1985.
3. Аймбетова И. О., Устимов А. М., Бахов Ж. К., Сейсенбаев А. Е., Тулекбаева А. К. Как извлечь редкоземельные металлы из техногенных растворов урановой промышленности // Редкие земли. – 2014. – № 3. – С. 126–131.
4. Плаксин И. Н., Тэттару С. А. Гидрометаллургия с применением ионитов. – М.: Металлургия, 1964. – С. 210–219.
5. Шахно И. В., Шевцова З. Н., Федоров П. И., Коровин С. С. Химия и технология редких и рассеянных элементов. Т. 2. – М.: Высшая школа, 1964. – С. 117–119.
6. Рябчиков Д. И., Рябухин В. А. Аналитическая химия РЗЭ и иттрия. – М.: Наука, 1966. – С. 110–114.
7. Санакулов К. С., Петухов О. Ф., Золотарев Ю. П., Каримов А. К., Рузиев Б. Т., Сапаров А. Б. Патент Республики Узбекистан № IAP 05479 от 12.06.2015 года. Способ комплексной переработки черносланцевых руд.
8. Гедгагов Э. И., Тарасов А. В., Гиганов В. Г. Лунькова М. А. Разработка инновационной сорбционно-экстракционной технологии получения соединений РЗМ // Цветные металлы. – 2017. – № 8. – С. 50–55.
9. Смирнов Д. И., Молчанов Т. В., Водолазов Л. И., Пеганов В. А. Сорбционное извлечение РЗЭ, иттрия и алюминия из красных шламов // Цветные металлы. – 2002. – № 8. – С. 64–69.
10. Степанов С. И., Чекмарев А. М. Разделение редкоземельных элементов. – М.: РХТУ им. Менделеева, 2016. – С. 29.
11. Поляков Е. Г., Нечаев А. В., Смирнов А. В. Металлургия редкоземельных элементов. – М.: Металлургиздат, 2018. – С. 129.
12. Arenas L. F., Ponce de Leon C., Walsh F. C. Electrochemical redox processes involving soluble cerium species // *Electrochimica Acta*. 2016. Vol. 205. Pp. 226–247.
13. Larsson K., Binnemans K. Separation of rare earth by split – anion extraction // *Hydro-metallurgy*. 2015. Vol. 156. Pp. 206–214.
14. Krishnamurthy N., Gupta C. K. Extractive metallurgy of rare earths, 2-nd ed. Boca Raton, London, New York, Washington, D.C.: CRC Press, 2015. 869 p.
15. Черняк А. С. Химическое обогащение руд. – М.: Недра, 1987. – 163 с.
16. Wang L., Huang X., Yu Y., Zhao L., Wang C., Feng Z., Cui D., Long Z. Towards cleaner production of rare earth elements from bastnaesite in China // *Journal of Cleaner Production*. 2017. Vol. 165. Pp. 231–242. **WJAS**

## REFERENCES

1. Sanakulov K. S., Petukhov O. F., Sharafutdinov U. Z. Rare metals – innovative resource NMMK. *Mountain Bulletin of Uzbekistan*. 2018, no 4, pp. 57–61. [In Russ].
2. Villani F. M. *Redkozemel'nye elementy. Tekhnologiya i primeneniye* [Rare earth elements. Technology and application], Moscow, Metallurgiya, 1985.
3. Aymbetova I. O., Ustimov A. M., Bakhov Zh. K., Seysenbaev A. E., Tulekbaeva A. K. What to extract rare earth metals from technogenic solutions of uranium industry. *The rare earth*. 2014, no 3, pp. 126–131. [In Russ].
4. Plaksin I. N., Tetaru S. A. *Gidrometallurgiya s primeneniem ionitov* [Hydrometallurgy with using ion – change resins], Moscow, Metallurgiya, 1964, pp. 210–219.
5. Shakhno I. V., Shevtsova Z. N., Fedorov P. I., Korovin S. S. *Khimiya i tekhnologiya redkikh i rasseyannykh elementov*. T. 2 [Chemistry and technology rare and rare earth elements. Vol. 2], Moscow, Vysshaya shkola, 1964, pp. 117–119.

6. Ryabchikov D.I., Ryabukhin V.A. *Analiticheskaya khimiya RZE i ittriya* [Analytical chemistry rare earth elements and yttrium], Moscow, Nauka, 1966, pp. 110 – 114.
7. Sanakulov K.S., Petukhov O.F., Zolotarev Yu.P., Karimov A.K., Ruziev B.T., Saparov A.B. *Patent IAP 05479*, 12.06.2015.
8. Gedgagov A.I., Tarasov A.v., Giganov V.G. Lunkova M.A. Development innovative sorption and extract technologies of getting rare earth elements. *Tsvetnye Metally*. 2017, no 8, pp. 50 – 55. [In Russ].
9. Smirnov D. I., Molchanov T. V., Vodolazov L. I., Peganov V.A. Sorption extraction of REE, yttrium and aluminum from red slurries. *Tsvetnye Metally*. 2002, no 8, pp. 64 – 69. [In Russ].
10. Stepanov S. I., Chekmarev A. M. *Razdelenie redkozemel'nykh elementov* [Separation of rare earth elements], Moscow, RKHTU im. Mendeleeva, 2016, pp. 29.
11. Polyakov E. G., Nechaev A. V., Smirnov A. V. *Metallurgiya redkozemel'nykh elementov* [Metallurgy rare earth elements], Moscow, Metallurgizdat, 2018, pp. 129.
12. Arenas L. F., Ponce de Leon C., Walsh F. C. Electrochemical redox processes involving soluble cerium species. *Electrochimica Acta*. 2016. Vol. 205. Pp. 226 – 247.
13. Larsson K., Binnemans K. Separation of rare earth by split – anion extraction. *Hydrometallurgy*. 2015. Vol. 156. Pp. 206 – 214.
14. Krishnamurthy N., Gupta C. K. *Extractive metallurgy of rare earths*, 2-nd ed. Boca Raton, London, New York, Washington, D.C.: CRC Press, 2015. 869 p.
15. Chernyak A. S. *Khimicheskoe obogashchenie rud* [Chemical beneficiation of ores], Moscow, Nedra, 1987, 163 p.
16. Wang L., Huang X., Yu Y., Zhao L., Wang C., Feng Z., Cui D., Long Z. Towards cleaner production of rare earth elements from bastnaesite in China. *Journal of Cleaner Production*. 2017. Vol. 165. Pp. 231 – 242.

#### ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Петухов Олег Федорович<sup>1</sup> – д-р техн. наук,  
заместитель начальника ЦНИЛ НГМК по урану и РЗМ,  
e-mail: o.petuhov@ngmk.uz.

Рузиев Бахтиер Толипович<sup>1</sup> – начальник геотехнологической  
лаборатории по урану ЦНИЛ НГМК,

Шарафутдинов Улугбек Зиятович<sup>1</sup> – канд. техн. наук, доцент,  
начальник инновационного центра НГМК,

<sup>1</sup> Навойский горно-металлургический комбинат,  
Навои, Узбекистан.

**Для контактов:** Петухов О.Ф., e-mail: o.petuhov@ngmk.uz.

#### INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

O.F. Petukhov<sup>1</sup>, Dr. Sci. (Eng.), Deputy Head of Central Scientific  
Research Laboratory on Uranium and Rare Earth Elements,  
e-mail: o.petuhov@ngmk.uz.

B.T. Ruziev<sup>1</sup>, Head of Treasury for Uranium,  
Central Scientific Research Laboratory,

U.Z. Sharafutdinov<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,  
Head of the Innovation Center,

<sup>1</sup> Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.

**Corresponding author:** O.F. Petukhov, e-mail: o.petuhov@ngmk.uz.

Получена редакцией 10.03.2020; получена после рецензии 04.05.2020; принята к печати 10.12.2020.

Received by the editors 10.03.2020; received after the review 04.05.2020; accepted for printing 10.12.2020.