

Извлечение алюминия при комплексной переработке красных шламов

Александр В. Бояринцев	¹	boyarin_sanya@mail.ru
Маунг Маунг Аунг	¹	polluxaung@gmail.com
Хтет Йе Аунг	¹	htetyeaung61058@gmail.com
Сергей И. Степанов	¹	chao_step@mail.ru

¹ Российский химико-технологический университет им. Д.И. Менделеева, Миусская пл., 9, г. Москва, 125047, Россия

Реферат. Комплексная переработка «красных шламов» (КШ) – отходов переработки бокситов по методу Байера, является одной из важных задач утилизации токсичных промышленных отходов. Изучена возможность извлечения алюминия из КШ «Богословского алюминиевого завода» филиала ОАО «Сибирско-Уральской алюминиевой компании», содержащих до 14 % алюминия, в водные растворы NaOH с утилизацией содержащейся в них остаточной щелочи при атмосферном давлении и температурах, близких к температуре кипения растворов выщелачивания. Показано, что зависимость степени извлечения алюминия из КШ в водные растворы NaOH от времени проходит через максимум, обусловленный образованием вторичных осадков алюминия. Причиной вторичного осадкообразования является взаимодействие кремния, переходящего в щелочные растворы, с алюминием с образованием нерастворимых алюмосиликатов, например, состава $\text{Na}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Определены условия выщелачивания, при которых образуются устойчивые алюминатные растворы, не образующие во времени вторичные осадки. Максимально достигнутые величины степеней извлечения алюминия в безавтоклавных условиях составляют 20-25 % от его содержания в КШ. Удаление щелочи и части алюминия на первой стадии комплексной переработки КШ приводит к их обогащению по железу, что позволяет использовать кеки от выщелачивания алюминия и карбонатного выщелачивания скандия для пирометаллургического восстановления с образованием металлического железа и шлака, в который переходят неизвлеченные элементы, в том числе остаточный алюминий, скандий, сумма редкоземельных элементов, титан и цирконий. Значительное снижение объемов такого шлака по сравнению с исходным объемом КШ и концентрирование в нем всех ценных компонентов открывает более широкие возможности для их дальнейшего выделения кислотными методами с получением ряда товарных продуктов на основе алюминия, оксида скандия высокой чистоты, металлического железа и соединений других редких металлов.

Ключевые слова: красные шламы, алюминий, извлечение, щелочные растворы, комплексная переработка

Aluminium leaching from red muds for their complexing reprocessing

Aleksandr V. Boyarintsev	¹	boyarin_sanya@mail.ru
Maung Maung Aung	¹	polluxaung@gmail.com
Khtet Je Aung	¹	htetyeaung61058@gmail.com
Sergej I. Stepanov	¹	chao_step@mail.ru

¹ Russian University of chemical technology named after D.I. Mendeleev, Miusskaya sq., 9, Moscow, 125047, Russia

Summary. Complexing processing of «red muds» (R.M.) - waste of bauxite reprocessing by the Bayer's method, is one of the important tasks of toxic industrial waste utilization. Studied the possibility of aluminum leaching from the R.M. which content reach 14 %, received from Bogoslovsky aluminum plant of JSC «Siberian-Urals Aluminium Company» by aqueous solutions of NaOH. The process was carried out at atmospheric pressure and temperatures near to the boiling point of leaching solutions with the utilization of the residual alkali. The time's dependence of the aluminum leaching degree from the R.M. by aqueous solutions of NaOH passes through the maximum due to the formation of secondary precipitation of aluminum. The cause of secondary sedimentation is the interaction of silicon with aluminum with formation of insoluble aluminosilicates, for example, $\text{Na}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. The conditions of leaching, under which the formation of stable aluminate solutions during the time do not form of secondary precipitations were established. The maximum achieved values of the aluminum leaching degree in autoclave-free conditions was reach 20-25 %. The removal of alkali and part of aluminum under the first stage of complexing processing of R.M. leads to their enrichment in iron. The cakes from aluminum leaching and next carbonate scandium leaching can be used for pyrometallurgical recovery of iron and slag, in which untreated elements are passed, including residual aluminum, scandium, sum of rare earth elements, titanium and zirconium. A significant decrease in the volume of slag opens more opportunities for further isolation their components by acidic methods.

Keywords: red muds, Aluminium, leaching, alkaline solutions, complexing reprocessing

Введение

Комплексная переработка так называемых «красных шламов» (КШ) – отходов переработки бокситов по методу Байера, является одной из важных задач утилизации токсичных промышленных отходов не только в нашей стране, но и во многих других странах. Достаточно отметить, что общее количество КШ,

накопленных к настоящему времени в мире, достигает 1 млрд 200 млн тонн [1]. О комплексной переработке КШ имеется обширная научная литература [2–5], однако до настоящего времени устоявшейся промышленной технологии не внедрено. Различные варианты обращения с КШ могут быть сведены к двум основным направлениям исследований в этой области.

Для цитирования

Бояринцев А.В., Маунг Аунг Маунг, Йе Аунг Хтет, Степанов С.И. Извлечение алюминия при комплексной переработке красных шламов // Вестник ВГУИТ. 2018. Т. 80. № 3. С. 317–322. doi:10.20914/2310-1202-2018-3-317-322

For citation

Boyarintsev A.V., Maung Aung Maung, Ye Aung Htet, Stepanov S.I. Aluminium leaching from red muds for their complexing reprocessing. *Vestnik VGUIT* [Proceedings of VSUET]. 2018. vol. 80. no. 3. pp. 317–322. (in Russian). doi:10.20914/2310-1202-2018-3-317-322

Первое из них связано с разработкой новых, более эффективных и экологически безопасных методов хранения КШ в специально оборудованных хранилищах. Однако значительное количество вновь получаемых КШ при переработке бокситового сырья (из 1 т переработанных бокситов образуется 1,5 т КШ) не позволяет рассматривать эти методы как эффективные на долгосрочную перспективу. Поэтому вторым направлением исследований является разработка методов комплексной переработки КШ с получением из них ликвидных продуктов на основе тех ценных компонентов, которые содержатся в КШ. Это, прежде всего, остаточный алюминий, содержание которого достигает 14–16%, железо в различных оксидных формах, которые составляют почти 50% КШ, редкие элементы: скандий, редкоземельные элементы (РЗЭ), титан, цирконий, ванадий, галлий.

Комплексная переработка КШ требует обработки больших объемов этого техногенного сырья перед извлечением из него ценных компонентов с низким содержанием, таких, как скандий (100–130 г./т) или РЗЭ (2,0–2,5 кг/т). Разнообразные схемы комплексной переработки включают в себя определенную последовательность операций извлечения как макрокомпонентов КШ, так и микрокомпонентов, имеющих высокую ценовую стоимость [1].

Вариант комплексной переработки КШ был предложен нами и опубликован в материалах конференции по получению и применению редкоземельных и редких металлов в 2017 г. [6]. Согласно этому варианту проводят последовательное извлечение из КШ алюминия с использованием щелочи, содержащейся до 5% в самих КШ, скандия, циркония и титана при выщелачивании карбонатными растворами и сатурации углекислым газом, обогащение железосодержащей части КШ по железу с использованием метода магнитной сепарации с последующим выделением железа восстановительной плавкой из обогащенной части и кислотной переработкой немагнитной фракции с извлечением суммы редкоземельных элементов (РЗЭ), остатков скандия и других ценных компонентов.

Начальная часть предложенной схемы комплексной переработки КШ ранее была экспериментально обоснована в работах сотрудников ИХТТ УрО РАН по карбонатному выщелачиванию скандия из КШ и автоклавному щелочному выделению алюминия в присутствии СаО в условиях повышенных давлений и температур [3,7]. Степени извлечения скандия на этапе карбонатного выщелачивания с углекислотной сатурацией, достигнутые в работах Яценко и Пягая [3–4], составили не более 20–25% при попутном выделении титана в карбонатные растворы на 30% и циркония – на 50%.

Значительно более высокие результаты были получены при доизвлечении алюминия (до 70%) в щелочные растворы в присутствии оксида кальция, но при повышенном давлении и температуре 280 °С, что на 30 °С выше, чем в промышленных автоклавах по способу Байера [7]. Эти результаты свидетельствуют о крайне прочной связанности алюминия в соединениях, представленных в КШ алюмогетитом, шамозитом, гидроалюмосиликатом натрия, кальций-алюмосиликатами различного состава.

Цель работы – изучение возможности доизвлечения алюминия из КШ в щелочные растворы с использованием остаточной щелочи, содержащейся в КШ, при атмосферном давлении и повышенных температурах, близких к температуре кипения растворов выщелачивания.

Материалы и методы

В качестве исходных КШ использовали шламы «Богословского алюминиевого завода» филиала ОАО «Сибирско-Уральской алюминиевой компании» («БАЗ» филиал ОАО «СУАЛ») следующего состава, в % мас.:

Al_2O_3 –14,21, Fe_2O_3 –41,5, СаО – 12,14, MgO – 1,6, SiO_2 –9,75, Na₂O – 4,52, K₂O – 0,19, TiO_2 –3,78, P_2O_5 –0,76, S – 1,45 CO_2 –11,1, Sc – 0,012, ΣLn –0,122. Фракционный состав КШ следующий, в % мас.: > 180 мкм – 36,6; 125–180 мкм – 29,2; 90–125 мкм – 17,0; 63–90 мкм – 14,5; 45–63 мкм – 2,6; < 45 мкм – 0,2. В качестве щелочи использовали гидроксид натрия NaOH, квалификации «ч». Выщелачивание алюминия проводили в стальном реакторе, снабженном обратным холодильником, при интенсивном перемешивании механической мешалкой, атмосферном давлении и температурах, близких к температуре кипения исходных растворов щелочи. Для определения кинетики процесса выщелачивания периодически отбирали пробы пульпы, твердую фазу отфильтровывали на фильтре «белая лента», а жидкую фазу анализировали на содержание алюминия комплексонометрическим титрованием в соответствии с [8]. Спекание КШ с твердым NaOH проводили в тиглях в муфельной печи с регулируемой температурой спекания. Перед спеканием навеску КШ ~ 100 г смешивали в ступке с навеской 25–50 г NaOH, переносили в тигель и помещали в предварительно нагретую до заданной температуры печь. После выдержки в течение 1 ч тигель со спеком помещали в эксикатор с осушителем (гранулами $CaCl_2$) и охлаждали до комнатной температуры, после чего использовали для выщелачивания из спека алюминия воду или водные растворы NaOH.

Результаты и обсуждение

В таблице 1 представлены зависимости степени извлечения алюминия (P_{Al}) из КШ от времени при выщелачивании 2–10 моль/л водными растворами NaOH при температуре $100 \pm 5^\circ\text{C}$ и массово-объемном соотношении твердой и жидкой фаз $T : Ж = 1:5$. Достижимые степени извлечения для всех рассмотренных исходных концентраций гидроксида натрия не превышают 15–17% от исходного содержания алюминия в КШ. С ростом концентрации NaOH величины P_{Al} возрастают с ~ 9 до 17%, однако при концентрациях 7–10 М NaOH кривые выщелачивания проходят через максимум

в области 150–400 мин, после которого содержание алюминия в растворе падает. Эти данные свидетельствуют об образовании вторичных осадков, содержащих алюминий, что в конечном итоге приводит к снижению его концентрации в щелочном растворе.

Устойчивые во времени щелочные растворы алюминия были получены при использовании для выщелачивания 4,0 М водного раствора NaOH. Для такого раствора наблюдали максимальное извлечение алюминия на уровне 16–17% без снижения его концентрации в продолжении всего процесса выщелачивания.

Таблица 1.

Зависимость P_{Al} от времени при выщелачивании из КШ водными растворами NaOH; температура $100 \pm 5^\circ\text{C}$, $T : Ж = 1:5$

Table 1.

The dependence of the P_{Al} vs time under leaching from the R.M. by aqueous solutions of NaOH; temperature $100 \pm 5^\circ\text{C}$, $S:L = 1:5$

Время, мин Time, Min	2,0 М NaOH	4,0 М NaOH	7,0 М NaOH	10,0 М NaOH
	Степень извлечения алюминия, P_{Al} , % масс. Degree of aluminium extraction, p_{Al} , % of the masses.			
0	0	0	0	0
15	4,7	4,72	7,9	10,5
45	6,6	6,29	8,9	13,1
75	6,8	6,82	10,9	13,6
105	7,0	7,86	10,6	14,7
135	8,0	9,44	12,1	15,2
165	8,4	11,5	12,1	16,8
195	8,9	14,2	11,4	16,8
225	9,4	15,7	11,0	16,8
255		16,3		16,9
285		16,8		16,8
315		16,8		17,0
435		16,8		17,3
465		16,7		16,5
495		16,8		15,7

Сравнение данных по извлечению алюминия в 4 М и 10 М растворы NaOH позволяют сделать вывод о максимальной степени его извлечения из КШ 16–17% за одну стадию выщелачивания при рассмотренных условиях. Для повышения извлечения алюминия из КШ в щелочные растворы была проведена вторая ступень выщелачивания 4 М водным раствором

NaOH при тех же условиях (таблица 2). Максимальное извлечение алюминия в раствор на второй ступени составило ~ 4,5% за 165 мин. Однако при дальнейшем выщелачивании содержание алюминия в растворе снижалось за счет образования вторичных осадков и составило ~ 1% через 400 мин.

Таблица 2.

Зависимость P_{Al} от времени при выщелачивании из КШ 4 М водным раствором NaOH, вторая ступень; температура $100 \pm 5^\circ\text{C}$, $T : Ж = 1:5$

Table 2.

The dependence of the P_{Al} vs time under leaching from the R.M. by 4 М aqueous solution of NaOH, the second stage; temperature $100 \pm 5^\circ\text{C}$, $S:L = 1:5$

Время, мин Time, Min	45	75	105	135	165	195	225	285	345	405
P_{Al} , % мас.	2,62	2,88	3,41	3,67	4,46	4,46	3,41	2,36	1,99	1,09

Таким образом, за две ступени выщелачивания алюминия из КШ 4 М водным раствором NaOH удастся извлечь ~ 22% Al от его исходного содержания. В то же время при проведении довыщелачивания алюминия на второй ступени более интенсивно протекают процессы вторичного осадкообразования, что приводит к его выводу из раствора в твердую фазу.

Образование вторичных осадков в рассмотренных системах может быть связано

с одновременным выщелачиванием кремния в растворы NaOH с последующим его взаимодействием с соединениями алюминия и образованием нерастворимых алюмосиликатов, например, состава $\text{Na}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Действительно, анализ растворов выщелачивания на кремний (таблица 3) показал его извлечение на уровне 0,03–0,05% от исходного содержания в КШ на первой ступени, и на уровне 0,05–0,07% – на второй ступени.

Таблица 3.

Зависимость P_{Si} от времени при выщелачивании из КШ 4 М водным раствором NaOH, температура $100 \pm 5^\circ\text{C}$, Т : Ж = 1:5

Table 3.

Dependence P vs time under leaching from the R.M. by 4 M aqueous solution of NaOH, temperature $100 \pm 5^\circ\text{C}$, S:L = 1:5

t, мин	15	45	105	165	255	315	345	375	405
Первая ступень First Stage									
P_{Si} , % мас.	0,047	0,034	0,023	0,045	0,043	0,035	0,037	0,034	0,039
Вторая ступень Second Stage									
P_{Si} , % мас.	0,051	0,056	0,068	0,056	0,043	0,048	0,042	0,039	0,040

Более высокое содержание кремния на второй ступени от 0,41 до 0,59 г/л по Si подтверждает предположение об усилении вторичного осадкообразования в этом случае, что отражается в появлении характерного максимума на зависимости P_{Al} от времени для второй ступени.

Невысокое, не более 22%, извлечение алюминия в щелочные растворы при описанных выше условиях обусловлено нахождением последнего в формах нерастворимых или трудно-растворимых алюмосиликатов железа, кальция, титана и других элементов в виде таких минералов, как кальцийсодержащий алюможелезистый или алюмосиликатный гранаты [1].

Для их разложения и выделения из них алюминия в виде водорастворимых форм, например, алюмината натрия или других соединений, необходимы более жесткие условия выщелачивания. Возможно использование таких методов, как предварительное спекание с твердой щелочью или карбонатами щелочных металлов, в процессе которого алюминий может переходить в более растворимые формы.

В этой связи были проведены исследования по выщелачиванию алюминия из спеков КШ с твердым NaOH, полученных при различных температурах спекания (таблица 4).

Таблица 4.

Зависимость P_{Al} от времени при выщелачивании из спеков КШ с NaOH 4 М водным раствором NaOH; время спекания 1 ч, весовое отношение при спекании КШ : NaOH = 4 : 1, температура выщелачивания $100 \pm 5^\circ\text{C}$, Т : Ж = 1:10

Table 4.

The dependence of the P_{Al} vs the time under leaching from the cakes of R.M. with NaOH by 4 M aqueous solution of NaOH; sintering time 1 hour, the weight ratio of the sintering R.M.: NaOH = 4: 1, the leaching temperature $100 \pm 5^\circ\text{C}$, S:L = 1:10

Т спек., $^\circ\text{C}$	350	400	450	500	550
t, мин	Степень извлечения алюминия, P_{Al} , % масс.				
	Degree of aluminium extraction, P_{Al} , % of the masses.				
0	0	0	0	0	0
10	8,39	16,8	22,5	20,4	23,6
30	12,06	18,9	24,6	23,6	24,6
60	11,01	18,9	25,2	24,1	14,7
120	12,58	20,4	24,1	24,1	8,4

Анализ данных таблицы 4 показал, что предварительное спекание КШ с NaOH повышает выход алюминия в раствор выщелачивания по сравнению с описанным выше процессом

с растворами гидроксида натрия. Степень извлечения алюминия за одну ступень выщелачивания 4 М раствором NaOH при Т : Ж = 1:10 и температуре 100°C достигает 20–24% уже

за 10–30 мин. Однако и в этом случае до 75% всего содержащегося в КШ алюминия остается в твердой фазе. При выщелачивании алюминия из спеков КШ с NaOH зависимость P_{Al} от времени в ряде случаев проходит через максимум, что обусловлено протеканием процессов вторичного осадкообразования (таблица 4).

При выщелачивании тех же спеков водой (таблица 5) выход алюминия в конечный раствор несколько ниже, чем при выщелачивании щелочью, и больше соответствует выщелачиванию 4 М раствором NaOH без предварительного спекания. Максимальная степень извлечения достигает ~ 17% за одну ступень.

Таблица 5.

Зависимость P_{Al} от времени при выщелачивании из спеков КШ с NaOH водой; время спекания 1 ч, весовое отношение при спекании КШ : NaOH = 4 : 1, температура выщелачивания 100 ± 5 °C, T : Ж = 1:10

Table 5.

The dependence of the P_{Al} vs the time under leaching from the cake of R.M. with NaOH by water; sintering time 1 hour, the weight ratio of the sintering R.M.: NaOH = 4: 1, the leaching temperature 100 ± 5 °C, T: W = 1: 10

T спек., °C	350	400	450	500	550
t, мин	Степень извлечения алюминия, P_{Al} , % мас. Degree of aluminium extraction, P_{Al} , % of the masses.				
0	0	0	0	0	0
10	7,86	6,82	13,63	16,78	14,16
30	8,39	11,01	13,63	17,30	16,78
60	6,82	11,54	13,11	11,54	14,16
120	9,44	7,86	16,78	15,21	13,11

Эти данные подтверждают необходимость использования щелочи в том или ином варианте для повышения извлечения остаточного алюминия из КШ. Необходимо отметить, что сам КШ содержит до 5% остаточной щелочи, преимущественно в форме NaOH, которая также участвует в образовании щелочного раствора на стадии выщелачивания. С практической точки зрения необходима оптимизация расхода щелочи с учетом ее остаточного содержания в КШ для максимального извлечения алюминия.

Полученные данные позволяют сделать заключение о том, что только около 25% остаточного алюминия, содержащегося в КШ, находится в формах, растворимых в щелочных растворах, и может быть доизвлечено в безавтоклавных условиях выщелачивания при температурах, близких к температуре кипения исходного раствора.

При создании условий, способствующих более высокому извлечению в растворы кремния из КШ, часть алюминия образует с кремнием нерастворимые вторичные осадки, которые выводят алюминий из раствора и снижают степень его извлечения из КШ.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Трушко В.Л., Утков В.А., Бажин В.Ю. Актуальность и возможности полной переработки красных шламов глиноземного производства // Записки Горного института. 2017. Т. 227. С. 547–553. doi: 10.25515/PMI.2017.5.547
- 2 Шморгуненко Н.С. Корнеев В.И. Комплексная переработка и использование отвальных шламов глиноземного производства. М.: Металлургия, 1982. 129 с.

Заключение

Рассмотренные закономерности поведения алюминия при выщелачивании его из КШ щелочными растворами позволяют предложить этот процесс (после оптимизации расхода гидроксида натрия) для доизвлечения ~ 25% алюминия с одновременной утилизацией остаточной в КШ щелочи перед последующей стадией карбонатного выщелачивания скандия. При таком подходе к комплексной переработке КШ первой стадией будет являться щелочное извлечение части алюминия из КШ, второй – карбонатное извлечение скандия, а затем пирометаллургическое восстановительное выделение железа с одновременным получением шлака, содержащего все неизвлеченные элементы, в том числе остаточный алюминий, скандий, сумму редкоземельных элементов, титан, цирконий. Значительное снижение объемов такого шлака по сравнению с исходным объемом КШ и соответствующее концентрирование в нем всех ценных компонентов открывает более широкие возможности для их дальнейшего выделения кислотными методами с получением целого ряда ликвидных продуктов на основе алюминия и содержащихся в КШ редких элементов.

3 Сабирзянов Н.А., Яценко С.П. Гидрохимические способы комплексной переработки боксита. Екатеринбург: УрО РАН, 2006. 385 с.

4 Яценко С.П., Сабирзянов Н.А., Пасечник Л.А. Переработка бокситового шлака с получением глиноземистого и редкометалльного концентратов, скандиевой соли и лигатуры // Химическая технология. 2004. № 12. С. 28–34.

5 Кожевников Г.Н., Водопьянов А.Г., Паньков В.А., Кузьмин Б.П. Совместная комплексная переработка бокситов и красных шламов // Цветные металлы. 2013. № 12. С. 36–39.

6 Степанов С.И., Маунг Маунг Аунг, Бояринцев А.В., Гозиян А.В. и др. О комплексной переработке красных шламов // Актуальные вопросы получения и применения РЗМ и РМ-2017: Сборник материалов международной научно-практической конференции 21–22 июня 2017 г. М.: ОАО «Институт «ГИНЦВЕТМЕТ», 2017. С. 278–281.

7 Вайлерт А.В., Пягай И.Н., Кожевников В.Л., Пасечник Л.А. и др. Автоклавно-гидрометаллургическая переработка красного шлама глиноземного производства // Цветные металлы. 2014. № 3. С. 27–31.

8 Тихонов В.Н. Аналитическая химия алюминия. М.: Наука, 1971. 266 с.

REFERENCES

1 Trushko V.L., Utkov V.A., Bazhin V.Y. Topicality and Possibilities for Complete Processing of Red Mud of Aluminous Production. *Zapiski Gornogo instituta* [Notes of the Mining Institute]. 2017. vol. 227. pp. 547–553. doi: 10.25515/PMI.2017.5.547 (in Russian)

2 Shmorgunenko N.S., Korneev V.I. Kompleksnaya pererabotka i ispol'zovanie otval'nyh shlamov glinozemnogo proizvodstva [Complex processing and use of waste sludge of alumina production]. Moscow, Metallurgy, 1982. 129 p. (in Russian)

3 Sabirzyanov N.A., Yatsenko S.P. Zhidrokhimicheskie sposoby kompleksnoi pererabotki boksita [Hydrochemical

methods for bauxite complex processing]. Yekaterinburg, Ural. Otd. Ross. Akad. Nauk, 2006. 385 p. (in Russian)

4 Yatsenko S.P., Sabirzyanov N.A., Pasechnik L.A. Bauxite slime processing with producing of argil and rare earth concentrates scandium salt and alloy. *Himicheskaya tekhnologiya* [Chemical technology]. 2004. no. 12. pp. 28–34. (in Russian)

5 Kozhevnikov G.N., Vodopyanov A.G., Pankov V.A., Kuzmin B.P. Joint complex processing of bauxites and red muds. *Cvetnye metally* [Non-ferrous metals]. 2013. no. 12. pp. 36–39. (in Russian)

6 Stepanov S.I., Maung Maung Aung, Boyarintsev A.V., Gosen A.V. et al. Complex processing of red mud. Aktual'nye voprosy polucheniya i primeneniya RZM i RM 2017 [Topical issues of obtaining and applying RZM and RM 2017. Collection of materials of the international scientific-practical conference June 21–22, 2017]. Moscow, JSC «Institute «GINTSVETMET», 2017. pp. 278–281. (in Russian)

7 Vaylert A.V., Pyagay I.N., Kozhevnikov V.L., Pasechnik L.A. et al. Autoclave hydrometallurgical processing of alumina production red mud. *Cvetnye metally* [Non-ferrous metals]. 2014. no. 3. pp. 27–31. (in Russian)

8 Tikhonov V.N. Analiticheskaya himiya alyuminiya [Analytical chemistry of aluminum]. Moscow, Nauka, 1971. 266 p. (in Russian)

INFORMATION ABOUT AUTHORS

Aleksandr V. Boyarintsev associate professor, technologies of rare elements and nanomaterials based on them department, Russian University of chemical technology named after D.I. Mendeleev, Miusskaya sq., 9, Moscow, 125047, Russia, boyarin_sanya@mail.ru

Maung Maung Aung graduate student, technologies of rare elements and nanomaterials based on them department, Russian University of chemical technology named after D.I. Mendeleev, Miusskaya sq., 9, Moscow, 125047, Russia, polluxaung@gmail.com

Khtet Je Aung graduate student, technologies of rare elements and nanomaterials based on them department, Russian University of chemical technology named after D.I. Mendeleev, Miusskaya sq., 9, Moscow, 125047, Russia, htetyeaung61058@gmail.com

Sergej I. Stepanov professor, technologies of rare elements and nanomaterials based on them department, Russian University of chemical technology named after D.I. Mendeleev, Miusskaya sq., 9, Moscow, 125047, Russia, chao_step@mail.ru

CONTRIBUTION

Aleksandr V. Boyarintsev proposed a scheme of the experiment and organized production trials

Maung Maung Aung review of the literature on an investigated problem, conducted an experiment, performed computations

Khtet Je Aung wrote the manuscript, correct it before filing in editing and is responsible for plagiarism

Sergej I. Stepanov consultation during the study

CONFLICT OF INTEREST

The authors declare no conflict of interest.

RECEIVED 3.22.2018

ACCEPTED 6.20.2018

КОНФЛИКТ ИНТЕРЕСОВ

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

ПОСТУПИЛА 22.03.2018

ПРИНЯТА В ПЕЧАТЬ 20.06.2018