

DOI: 10.17516/1998-2836-0320

EDN: ZGCOZR

УДК 669.053

The Cation Exchange Resin Leaching of Zinc from Zinc Cake and Zinc Calcine

Svetlana V. Saikova^{a, b}, Marina V. Panteleeva^{*a},
Diana I. Nemkova^b and Evgeniy V. Elsuf'ev^a

*^aInstitute of Chemistry and Chemical Technology SB RAS
Federal Research Center "Krasnoyarsk Scientific Center of the SB RAS"*

Krasnoyarsk, Russian Federation

^bSiberian Federal University

Krasnoyarsk, Russian Federation

Received 29.04.2022, received in revised form 03.10.2022, accepted 31.10.2022

Abstract. The zinc ferrite cake, which is generated during the wet extraction of zinc calcine at PJSC Zinc Plant (Chelyabinsk) has a complex mineral composition. The main mineral phases in the cake are basically represented by zinc ferrite, zinc sulfate, plumbojarozite and copper oxide. The cation-exchange resin leaching of metals from zinc calcine and zinc cake (obtained at the acid leaching stage) is a promising method in which KU-2–8 ion exchanger in H-form can be used as reagent. In the paper it was found that a significant part of the $ZnFe_2O_4$ (60 %) can be dissolved under mild conditions at pH=1 and 25 °C while the total zinc recovered from the calcine by the cation-exchange resin leaching reaches 98 %. The activity of the zinc cake is higher than that of the synthesized zinc ferrite sample.

Keywords: zinc ferrite, cation exchanger, cation exchange leaching, ion exchange, cinder, ore.

Citation: Saikova, S.V., Panteleeva, M.V., Nemkova, D.I., Elsuf'ev, E. V. The cation exchange resin leaching of zinc from zinc cake and zinc calcine. J. Sib. Fed. Univ. Chem., 2022, 15(4), 580–589. DOI: 10.17516/1998-2836-0320



Катионообменное выщелачивание цинка из феррита цинка и промышленного огарка

С. В. Сайкова^{а, б}, М. В. Пантелеева^а,
Д. И. Немкова^б, Е. В. Елсуфьев^а

^аИнститут химии и химической технологии СО РАН
Российская Федерация, Красноярск
^бСибирский федеральный университет
Российская Федерация, Красноярск

Аннотация. Цинковый кек, образующийся при кислотном выщелачивании цинкового огарка на ПАО «Цинковый завод» (Челябинск), имеет сложный минеральный состав. Основные минеральные фазы в кеке в основном представлены ферритом цинка, сульфатом цинка, плюмбоярозитом и оксидом меди. Катионообменное выщелачивание металлов из цинкового огарка и цинкового кека (полученного на стадии кислотного выщелачивания) является перспективным методом, в котором в качестве реагента может быть использован ионит КУ-2–8 в Н-форме. В работе установлено, что значительная часть $ZnFe_2O_4$ (60 %) может растворяться в мягких условиях при $pH=1$ и $25\text{ }^\circ\text{C}$, а общий цинк, извлекаемый из огарка при выщелачивании катионообменной смолой, достигает 98 %. Активность цинкового кека выше, чем у синтезированного образца феррита цинка.

Ключевые слова: феррит цинка, катионит, катионообменное выщелачивание, ионный обмен, огарок, руда.

Цитирование: Сайкова, С. В. Катионообменное выщелачивание цинка из феррита цинка и промышленного огарка / С. В. Сайкова, М. В. Пантелеева, Д. И. Немкова, Е. В. Елсуфьев // Журн. Сиб. федер. ун-та. Химия, 2022, 15(4). С. 580–589. DOI: 10.17516/1998-2836-0320

Гидрохимические методы извлечения ценных компонентов из рудного сырья, основанные на процессах выщелачивания, имеют солидную историю. Однако до недавнего времени, несмотря на серьезные недостатки пирометаллургических методов, такие как высокий расход дорогого и дефицитного кокса, и значительные преимущества гидрометаллургии, первые доминировали в производстве цветных металлов [1]. По мере роста цен на энергоносители, истощения богатых или легкообогатимых руд, увеличения внимания к защите окружающей среды, а также в связи с возросшим уровнем технологических разработок и фундаментальных работ в области гидрометаллургии и в смежных областях интерес к процессам выщелачивания в последние 30 лет значительно повысился [2]. Главным преимуществом данных процессов является возможность подбора специфического реагента для каждого вида рудного материала.

Основным методом извлечения цинка из сульфидных свинцово-цинковых, медно-цинковых или полиметаллических руд является кислотное выщелачивание. Оно остается решающим звеном в гидрометаллургическом производстве цинка, определяющим такие важнейшие технико-экономические показатели, как извлечение металла, расход электроэнергии, себестоимость цинка.

Выщелачиванию, как правило, подвергается продукт обогащения после окислительного обжига. Далее из сернокислотного раствора после его очистки от примесей меди, кадмия, хлора и других элементов электролизом выделяют цинк [3]. Однако при этом в кеках выщелачивания остаются значительные количества цинка (до 18–23 %), а также до 60 % меди и 30 % кадмия от их содержания в исходном огарке, почти все золото, серебро, редкие металлы. Кек содержит цинк в основном в виде малорастворимых соединений (ферритов, алюминатов и алюмосиликатов), поэтому очень высоки затраты на его переработку [4].

Существуют три основных метода переработки цинковых кеков: автоклавный, гетит- и ярозит-процессы. Первый способ заключается в обработке кеков при повышенном давлении и температуре 140–160 °С серной кислотой с концентрацией 40–50 г/л. Гетит-процесс основан на разложении феррита цинка серной кислотой при атмосферном давлении и осаждении железа из раствора в виде легкофильтруемого гетита – FeOОН. В ярозит-процессе цинковые кеки растворяют в 2М H₂SO₄ при 95 °С, а железо выводят из процесса в виде кристаллического, легко фильтрующегося осадка ярозита A_x(H₃O⁺)_{1-x}[Fe₃(SO₄)₂(OH)₆], где A = K⁺, Na⁺, NH₄⁺.

Описанные выше процессы имеют общий недостаток, заключающийся в образовании большого количества не утилизируемых Fe-содержащих шламов (3–4 млн тонн ежегодно), которые окружающая среда не в состоянии ассимилировать. Кроме того, довольно остро стоит вопрос переработки некондиционного сырья и твердых остатков цинкового производства, складирование и хранение которых только в странах ЕС требует до 40 тыс. кв.м. территории [5].

Таким образом, важной экономической и экологической задачей является поиск новых рациональных схем и методов переработки цинковых кеков. По мнению авторов, для решения этой проблемы можно использовать ионообменные технологии, в частности процесс катионообменного выщелачивания с использованием органических ионообменников [6, 7]. Данный процесс обеспечивает увеличение скорости и селективности извлечения цинка, вследствие чего снижается технологическое время, сокращается объем необходимого оборудования (так как для выщелачивания и сорбции используется одно и то же оборудование). Все это приводит к снижению капитальных затрат, а также к существенной экономии производственных площадей и объемов производственных зданий [8].

Ранее нами было показано, что катионообменное выщелачивание имеет значительные перспективы при создании новых технологических схем гидрохимической переработки техногенного сырья, в частности при переработке силикатных руд цветных металлов, разделении железа и кобальта, селективного извлечения скандия из золошлаковых отходов [9–12]. В данной работе рассматривается применение катионообменного выщелачивания с использованием ионита КУ-2–8 с целью переработки цинковых кеков, содержащих феррит цинка.

Материалы и методы анализа

В работе использовали следующие реактивы без дополнительной очистки: Zn(NO₃)₂·6H₂O, Fe(NO₃)₃·6H₂O, NaOH (“ч.д.а.”), H₂SO₄ (“ч.д.а.”).

Исследования проводили на промышленном огарке Челябинского цинкового завода, содержащего до 7 % (масс) феррита цинка, а также на синтезированном образце феррита цинка.

Кроме того, в работе использовали природный минерал – сфалерит. Рентгенофазовый анализ его порошка показал, что массовая доля сфалерита в нем достигает 97 %, а остальное приходится на галенит.

Для извлечения металлов использовали сильноокислотный сульфокатионит КУ-2–8 в Н-форме с размером зерна 0,3–0,5 мм. Данный катионит представляет собой полимерное соединение с трехмерной гелевой структурой, содержащее функциональные группы кислотного характера ($-\text{SO}_3\text{H}$). Он характеризуется хорошими кинетическими свойствами, значительным рабочим интервалом рН, и его можно использовать при повышенной температуре (до 130 °С). Кроме сульфокатионита КУ-2–8 можно использовать его аналоги, например С-100 Purolite, S 100 Lewatit, IR-120 Amberlite, bc121 Bestion.

Катионит в Н-форме получали, обрабатывая исходную смолу в Na-форме 1 М H_2SO_4 в течение 1 ч, затем 5–6 раз 2 М H_2SO_4 также по 1 ч, последнюю порцию выдерживали в течение суток и высушивали при температуре 80 °С. Полную обменную емкость катионита по 0,1 М NaOH в статических условиях (5,0 ммоль-экв/г) устанавливали, как описано в ГОСТ(е) 20298–74.

Термический анализ проводили на синхронном термическом анализаторе SDT Q600, совмещенном с ИК-Фурье спектрометром Nicolet 380 с TGA/FT-IR интерфейсом (приставка для анализа газовой фазы). Данный комплекс позволял одновременно получать данные ДТА, ТГ и состав выделяющейся газовой фазы. Съемку термограмм осуществляли при нагревании со скоростью 20 К/мин в атмосфере воздуха, скорость продувки воздуха 50 мл/мин. Съемка рентгенограмм осуществлялась на порошках в диапазоне углов $5^\circ < 2\Theta < 70^\circ$ с шагом 0.03° и скоростью сканирования 1.5 град/мин на автоматизированном рентгеновском дифрактометрическом оборудовании фирмы Shimadzu XRD-7000S (излучение CuK_α). РФА проводился с использованием информационно-поисковой системы рентгенофазовой идентификации материалов, совмещающей качественный и полуколичественный (по методу «корундовых чисел») анализ. Содержание металлов в растворах определяли методом атомно-абсорбционной спектроскопии на спектрометре Analyst 400 (PerkinElmer).

Методика получения феррита цинка

К смеси, состоящей из 25 мл 0,25 М нитрата цинка и 50 мл 0,25 М нитрата железа (III), медленно по каплям добавляли 50 мл 1 М раствора гидроксида натрия до окончания выпадения осадка. Процесс проводили на магнитной мешалке при температуре 25 °С (частота оборотов 150 об/мин). Избытка щелочи избегали во избежание растворения гидроксида цинка. Осадок отфильтровывали, промывали дистиллированной водой, высушивали при 80 °С и обжигали при 800 °С. Полученные образцы измельчали в агатовой ступке и пропускали через сито с диаметром отверстий 0,08 мм. Для определения содержания железа и цинка методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС) навеску осадка растворяли в 1 М HNO_3 .

Методика катионообменного выщелачивания феррита цинка и цинкового огарка

При катионообменном выщелачивании навеску феррита цинка (или огарка) 0,5 г приводили в контакт с 7,5 г катионита и 10 мл 0,05 М H_2SO_4 при периодическом перемешивании фаз на шейкере (частота 200 встряхиваний в минуту) при комнатной температуре и при нагревании

95 °С при рН = 1 в течение 6 ч. По окончании взаимодействия фаз катионит отделяли, пропуская смесь через сито с диаметром отверстий 0,1 мм, отмывали дистиллированной водой и элюировали 1М HNO₃ (3 раза по 1 ч). Содержание металлов в контактном растворе и элюате устанавливали ААС.

При проведении многостадийного катионообменного выщелачивания к остатку огарка выщелачивания предыдущей стадии после разделения фаз добавляли свежие порции катионита и 0,05 моль/л раствора H₂SO₄.

В некоторых экспериментах катионообменное выщелачивание проводили в присутствии 0,0125 моль сульфата, сульфида или сульфита натрия (последние два использовались в качестве восстанавливающих агентов). Навески указанных веществ добавляли в жидкую фазу перед проведением процессов.

На основании полученных данных рассчитывали мольные доли металлов, перешедших в фазу катионита (χ_{Zn} , χ_{Fe}).

$$\chi_{Me} = \frac{n_M^{кат}}{n_M^{ос}},$$

где $n_M^{кат}$ – количество металла, извлеченного в фазу катионита; $n_M^{ос}$ – общее количество металлов в осадке.

Методика кислотного выщелачивания феррита цинка и цинкового огарка

0,5 г феррита цинка или цинкового огарка приводили в контакт с 10 мл 0,05 М раствором серной кислоты (ж: т = 20) при температуре 25 или 95 °С в течение 6 ч. После окончания эксперимента пульпу отфильтровали на вакуумном фильтре, содержание цинка и железа в растворе анализировали методом ААС. Осадок не исследовался.

Обсуждение результатов

Катионообменное растворение феррита цинка

Катионообменное растворение феррита цинка, составляющего по литературным данным [4], основную фазу цинкового кека, проводили на образце ZnFe₂O₄, полученном путем щелочного соосаждения цинка и железа с последующей термической обработкой полученного осадка. Продукт щелочного соосаждения оказался рентгеноаморфным. Для определения температуры прокаливания провели комплексный термический анализ продукта осаждения (рис. 1). Общая потеря массы во всем изученном интервале температур 25–1000 °С составила около 20 %. На кривой ДСК наблюдается эндоэффект с максимумом при температуре 114 °С, обусловленный удалением молекулярно-сорбированной воды, а также, вероятно, с частичной потерей воды исходных гидроксидов. Из данных спектроскопического исследования отходящих газов (рис. 1 б-г) видно, что потеря воды исходных гидроксидов и выделение углекислого газа наблюдаются в широком диапазоне температур от 180 до 850 °С. Вероятно, примеси основного карбоната цинка в продукте осаждения связаны с сорбцией углекислого газа воздуха, а также с тем, что в ходе осаждения мы избегали избытка щелочи, чтобы не допустить образование цинкат-ионов и нарушения стехиометрии продукта. Незначительный эндоэффект при

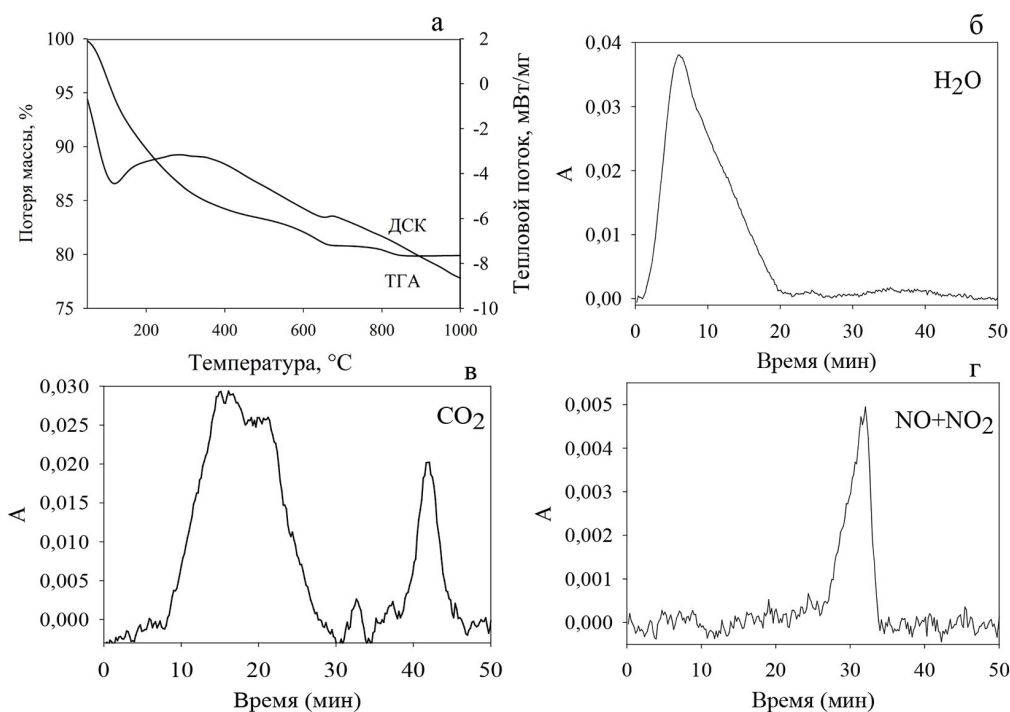


Рис. 1. Термограмма (кривые ТГ, ДСК) образца ZnFe₂O₄ (а) и зависимость оптической плотности выделяющихся газов (H₂O, CO₂, NO₂) от времени (б, в, г)

Fig. 1. Thermogram (TG, DSC curves) of a ZnFe₂O₄ sample (a) and time dependence of the optical density of evolved gases (H₂O, CO₂, NO₂) (b, c, d)

температуре 640 °C соответствует удалению газов NO и NO₂, источником которых являются примеси нитрат-ионов (рис. 1 г). На основании полученных результатов выбрали температуру обжига – 850 °C, что также соответствует температуре обжига цинковых концентратов в промышленности.

Дифрактограмма синтезированного феррита цинка, отожженного при температуре 850 °C (рис. 2), показывает, что продукт представляет собой хорошо окристаллизованный осадок, содержащий 98 % фазы ZnFe₂O₄ и 2 % оксида цинка.

В табл. 1 приведены результаты катионообменного и для сравнения кислотного выщелачивания феррита цинка в виде молярных долей растворенного феррита цинка, рассчитанных как по количеству ионов цинка (χ_{Zn}), так и ионов железа (χ_{Fe}), перешедших в фазу ионита. Из анализа таблицы видно, скорость как кислотного, так и катионообменного выщелачивания феррита цинка в исследованных условиях довольно низка. Катионообменное выщелачивание оказалось несколько более эффективным, чем кислотное, как по количеству растворенного феррита цинка, так и по селективности выщелачивания ионов Zn²⁺.

При повышении температуры растворения с 25 до 95 °C доля феррита цинка, растворенного в кислоте, практически не изменяется, в то же время количество цинка, извлеченного из феррита цинка катионитом, увеличивается примерно в 4 раза.

С целью увеличения количества растворенного феррита цинка в систему добавляли восстановители (для перевода Fe (III) в Fe (II)). Для сравнения в пульпу добавляли электролиты,

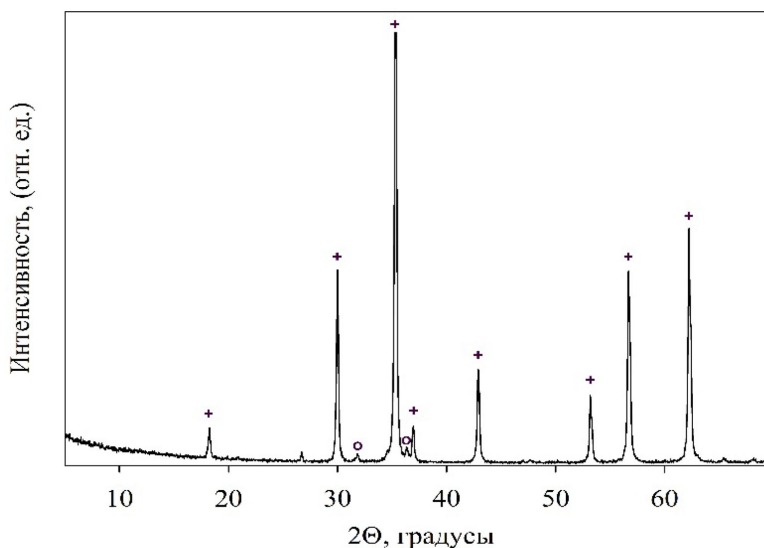
Рис. 2. Рентгеновский спектр феррита цинка: + – ZnFe_2O_4 , o – ZnO Fig. 2. XRD pattern of zinc ferrite: + – ZnFe_2O_4 , o – ZnO

Таблица 1. Результаты выщелачивания синтезированного порошка феррита цинка

Table 1. Results of leaching of synthesized zinc ferrite powder

Тип выщелачивания	t, °C	χ_{Zn} , %	χ_{Fe} , %
Кислотное выщелачивание	25	$6,0 \pm 0,5$	$5,8 \pm 0,5$
	95	$7,1 \pm 0,5$	$4,6 \pm 0,6$
Катионообменное выщелачивание	25	$9,0 \pm 0,6$	$7,2 \pm 0,5$
	95	$24,0 \pm 1,0$	$20,0 \pm 1,0$

не обладающие восстановительными свойствами. В табл. 2 представлены результаты катионообменного растворения феррита цинка при наличии в системе эквимольных количеств следующих веществ: сульфата, сульфида и сульфита натрия, а также природного минерала сфалерита. Сфалерит, а также соли сульфида и сульфита натрия использовались в качестве восстанавливающих агентов.

Добавление соли, не проявляющей восстановительных свойств (Na_2SO_4), незначительно влияет на степень растворения феррита цинка (табл. 2, опыт 3), а при введении в систему Na_2SO_3 доля извлеченных ионов железа и цинка увеличивается (опыты 2 и 3), однако при использовании Na_2S , тоже обладающего восстановительными свойствами, степень растворения феррита цинка заметно снижается (опыты 1 и 3). Как показали данные микроскопии, это происходит вследствие пассивации поверхности феррита цинка элементарной серой. Еще больше (на порядок) снижает долю растворения феррита цинка введение в систему сфалерита. Видимо, в последнем случае имеет место пассивация феррита цинка за счет агрегирования его частиц с частицами сфалерита.

Таблица 2. Результаты катионообменного выщелачивания синтезированного порошка феррита цинка в присутствии дополнительных веществ (pH=1, 95 °C)

Table 2. The results of cation resin exchange leaching of the synthesized zinc ferrite powder in the presence of additional substances (pH=1, 95 °C)

№ опыта	Природа добавки	Катионообменное растворение	
		χ_{Fe} , %	χ_{Zn} , %
1	Na ₂ S	11±0,5	17±0,6
2	Na ₂ SO ₃	23±0,6	26±0,6
3	Na ₂ SO ₄	19±0,4	25±0,4
4	сфалерит	1±0,6	24±0,5
5	без добавок	24,0 ± 1,0	20,0 ± 1,0

Растворение цинкового огарка

Цинковый огарок, предоставленный Челябинским цинковым заводом, согласно данным элементного анализа, имел следующий состав: (массовая доля, %) Zn – 45,7, Cu – 1,7, Fe – 3,1, Pb – 6,2, Ca 1,8, Cd – следы. Согласно данным рентгенофазового анализа [13], цинк в огарке находится в следующих соединениях: 90 % ZnO; 7 % ZnO*Fe₂O₃; 0.3 ZnS; 2.7 % ZnSO₄. Результаты его трехстадийного выщелачивания, приведенные в табл. 3, свидетельствуют, что оксид цинка, содержащийся в огарке, практически полностью растворяется в присутствии катионита при осуществлении первой стадии катионообменного выщелачивания (при pH=5), в то время как доля извлечения примесных ионов в этих условиях не превышает 15 %. Растворения феррита цинка при этих условиях практически не происходит.

Доказательством этого может служить тот факт, что при обработке огарка 5 % кипящей уксусной кислотой (данная кислота селективно растворяет оксид цинка [13]) доля извлеченных ионов цинка составляет 95 %, что сопоставимо с данными при катионообменном выщелачивании (табл. 3, стадия 1). При проведении второй стадии катионообменного выщелачивания даже в более жестких условиях (табл. 3, стадия 2) количество цинка, извлеченного из огарка, составляет всего 3,7 %. Таким образом, суммарное количество цинка, извлеченного из огарка, при катионообменном выщелачивании достигает 98,3 %, очевидно, за счет растворения примерно 60 % фазы феррита цинка. Эффективность третьей стадии – кислотного выщелачивания (табл. 3, стадия 3) незначительна, доля извлеченного цинка составляет всего 1,7 %, это свиде-

Таблица 3. Результаты трехстадийного выщелачивания цинкового огарка

Table 3. Results of three-stage leaching of zinc cinder

№ стадии	Условия выщелачивания	Массовая доля извлеченного металла, %		
		c_{Zn} , %	c_{Cu} , %	χ_{Fe} , %
1	катионообменное, (t = 25 °C, pH=5)	94,6	8,6	5,9
2	катионообменное, (t = 95 °C pH=1)	3,7	87,4	55,9
3	кислотное (6 M H ₂ SO ₄ , 95 °C)	1,7	4,0	38,2
Сумма		100	100	100

тельствует о том, что основное количество цинка извлекается при катионообменном выщелачивании.

В результате проведенного исследования установлено, что активность цинкового огарка выше, чем синтезированного нами образца феррита цинка. Значительная часть $ZnFe_2O_4$, содержащегося в цинковом огарке (60 %), может быть растворена в сравнительно мягких условиях при $pH=1$, при этом общая доля цинка, извлеченного из огарка методом катионообменного растворения, достигает 98 %.

Список литературы / References

1. Снурников А. П. *Гидрометаллургия цинка*. М.: Metallurgy, 1986. 383. [Snurnikov A. P. *Hydrometallurgy of zinc*. Moscow: Metallurgy, 1986. 383].
2. Золотов Ю. А., Холькин А. И., Пашков Г. Л., Кузьмин В. И., Сергеев В. В., Флейтлих И. Ю. *Гидрометаллургические процессы переработки нетрадиционного сырья редких и цветных металлов: монография*. М.: Форум, 2010. 180. [Zolotov Yu. A., Kholkin A. I., Pashkov G. L., Kuzmin V. I., Sergeev V. V., Fleitlikh I. Yu. *Hydrometallurgical processes of processing non-traditional raw materials of rare and non-ferrous metals monograph*. Moscow: Forum. 2010. 180].
3. Вольдман Г. М., Зеликман А. Н. *Теория гидрометаллургических процессов: учеб. пособие*. М.: Интермет Инжиниринг, 2003. 464. [Voldman G. M., Zelikman A. N. *Theory of hydrometallurgical processes: textbook*. Moscow: Intermet Engineering. 2003. 464].
4. Старцев В. Н., Голубева Т. В. Экономические аспекты утилизации полупродуктов при переработке цинковых концентратов. Малоотходные технологии переработки полиметаллического сырья. *Сб. науч. трудов, ВНИИЦветмета*. Усть-Каменогорск, 1989. 146–152. [Startsev V. N., Golubeva T. V. Economic aspects of utilization of semi-products in the processing of zinc concentrates. Low-waste technologies for the processing of polymetallic raw materials. *Sat. scientific works, VNIITsvetmet*. Ust-Kamenogorsk, 1989. 146–152].
5. ИТС 13–2016. *Производство свинца, цинка и кадмия. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям*. Дата введения 2017–07–01. [ITS 13–2016. *Production of lead, zinc and cadmium. Information and technical guide to the best available technologies*. Introduction date 2017–07–01].
6. Pashkov G. L., Saikova S. V., Panteleeva M. V. Reactive ion exchange processes of nonferrous metal leaching and dispersion material synthesis. *Theor. Found. Chem. Eng.* 2016. 50(4). 575.
7. Пашков Г. Л., Сайкова С. В., Кузьмин В. И., Пантелеева М. В., Кокорина А. Н. Зола природных углей – нетрадиционный сырьевой источник редких элементов. *Журнал Сибирского федерального университета. Техника и технологии*. 2012. 5(5) 520–530. [Pashkov G. L., Saykova S. V., Kuzmin V. I., Panteleeva M. V., Kokorin A. N. Ashes of natural coals – an unconventional raw material source of rare elements. *Journal of the Siberian Federal University. Technics and technology*. 2012. 5(5). 520–530].
8. Сайкова С. В., Пашков Г. Л., Пантелеева М. В. *Реакционно-ионообменные процессы извлечения цветных металлов и синтеза дисперсных материалов*. Монография. Красноярск. Сиб. федер. ун-т. 2018. 198. [Saykova S. V., Pashkov G. L., Panteleeva M. V. *Reaction-ion exchange processes of extraction of non-ferrous metals and synthesis of dispersed materials*. Monograph. Krasnoyarsk. Sib. Feder. un-t. 2018. 198].

9. Пашков Г.Л., Сайкова С.В., Пантелеева М.В., Сайкова Д.И. Катионообменное выщелачивание окисленных никелевых руд Усть-Порожинского месторождения. *Цветные металлы*. 2018. 8. 52–58. [Pashkov G. L., Saikova S. V., Panteleeva M. V., Saikova D. I.. J. Appl. Cation-exchange leaching of oxidized nickel ores of the Ust-Porozhinskoye deposit. *Tsvetnye metally*. 2018. 8. 52–58].

10. Пашков Г.Л., Сайкова С.В., Пантелеева М.В., Сайкова Д.И. Катионообменная переработка растворов автоклавного вскрытия окисленных никелевых руд Буруктальского месторождения. *Цветные металлы*. 2019. 9. 11–16. [Pashkov G.L, Saykova S. V., Panteleeva M. V., Saykova D. I. J. Appl. Cation-exchange processing of solutions of autoclave opening of oxidized nickel ores of the Buruktal deposit. *Tsvetnye metally*. 2019. 9. 11–16].

11. Сайкова С.В., Пантелеева М.В., Пикурова Е.В. Разделение ионов кобальта (II) и железа (III) с использованием неселективного сульфокатионита КУ-2–8. *Химическая технология*. 2019. 10. 11–16. [Saykova S. V., Panteleeva M. V., Pikurova E. V. Appl. Separation of cobalt (II) and iron (III) ions using non-selective sulfonic cation exchanger KU-2–8. *Chemical Technology*. 2019. 10. 11–16].

12. Пашков Г.Л., Николаева Р.Б., Сайкова С.В., Пантелеева М.В., Концевой А.А., Кузьмин В.И., Бойко Ю.В. Сорбционное извлечение скандия из зол сжигания Бородинских углей. *Химическая технология*. 2000. 10. 25–29. [Pashkov G. L., Nikolaeva R. B., Saykova S. V., Panteleeva M. V., Kontsevoi A. A., Kuzmin V. I., Boyko Yu. V. Sorption extraction of scandium from the ashes of combustion of Borodino coals. *Chemical Technology*. 2000. 10. 25–29].

13. Филиппова Н.А. *Фазовый анализ руд и продуктов их переработки*. М.: Химия, 1975. 99–114. [Filippova N. A. *Phase analysis of ores and products of their processing*, Moscow: Chemistry. 1975. 99–114].