

ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И УТИЛИЗАЦИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ И ОТХОДОВ

RECYCLING OF MAN-MADE MINERAL FORMATIONS AND WASTE

ISSN 1995-2732 (Print), 2412-9003 (Online)

УДК 622.7

DOI: 10.18503/1995-2732-2020-18-2-4-12



ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ И ЦИНКА ИЗ МЕДЕПЛАВИЛЬНЫХ ШЛАКОВ ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНО-СУЛЬФИДИРУЮЩЕЙ ОБРАБОТКЕ

Каряев В.И.¹, Комков А.А.¹, Кузнецов А.В.², Плотников И.П.¹

¹ НИТУ «МИСиС», Москва, Россия

² ООО «НОРД Инжиниринг», Москва, Россия

Аннотация. В работе представлены результаты лабораторных исследований барботажного восстановительно-сульфидирующего обеднения медеплавильного шлака, содержащего цинк. В исследованиях использовались образцы шлака, которые отбирались на выпуск из шлакового электроотстойника печи Ванюкова (ПВ), содержащие цинк около 3,4% по массе. Основной задачей исследований было установление возможностей и показателей извлечения из шлаков ПВ меди и цинка в самостоятельные продукты. В статье рассмотрена методика проведенных экспериментов. Отличительной особенностью методики является многоэтапная порционная загрузка сульфидной фазы-коллектора, в качестве которой применялся рядовой медный концентрат с содержанием меди около 19%. Такой подход позволяет распределить подачу сульфидизатора на все время обработки шлака и способствовать поддержанию структуры штейновой звезды в шлаке, приближенной к условиям непрерывной его загрузки. В работе обсуждаются данные по химическому составу получаемых продуктов, распределению меди и цинка. В проводимых экспериментальных исследованиях варьировали расход восстановителя и сульфидизатора. Показано, что наибольшее влияние на извлечение меди в штейн оказывает расход сульфидизатора: при его расходе на уровне 7–10% от массы обедняемого шлака достигается остаточное содержание меди ниже 0,4%. В то же время на извлечение цинка из шлака основное влияние оказывает расход восстановителя: добавление графита в количестве 3–4% от массы обедняемого шлака позволяет снизить остаточное содержание цинка в нем до уровня ниже 0,1%. Проведенные лабораторные исследования по восстановительно-сульфидирующему обеднению демонстрируют высокие показатели извлечения как целевых, так и примесных элементов из образцов обедняемого шлака, что говорит о потенциальной эффективности рассматриваемого способа обеднения шлаков.

Ключевые слова: обеднение шлаков, сульфидизатор, восстановитель, сульфидирование, барботаж, извлечение меди, извлечение цинка, медеплавильные шлаки.

Авторы благодарят ТОО «Kazakhmys Smelting (Казахмыс Смэлтинг)» за поддержку работы.

© Каряев В.И., Комков А.А., Кузнецов А.В., Плотников И.П., 2020

Для цитирования

Извлечение меди и цинка из медеплавильных шлаков при восстановительно-сульфидирующющей обработке / Каряев В.И., Комков А.А., Кузнецов А.В., Плотников И.П. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2020. Т.18. №2. С. 4–12. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2020-18-2-4-12>



Контент доступен под лицензией Creative Commons Attribution 4.0 License.
The content is available under Creative Commons Attribution 4.0 License.

RECOVERY OF COPPER AND ZINC FROM COPPER SMELTING SLAGS DURING REDUCING-SULFIDIZING TREATMENT

Karyaev V.I.¹, Komkov A.A.¹, Kuznetsov A.V.², Plotnikov I.P.¹

¹NUST MISIS, Moscow, Russia

²NORD Engineering Company, Moscow, Russia

Abstract. The paper presents the laboratory studies concerned with the bubbling reducing-sulphidizing depletion of copper smelting slags containing zinc. The slag samples used in the present studies were taken at the outlet of the slag electric settling tank of the Vanyukov furnace (VF); the samples contained about 3.4% zinc by mass. The main objective of the research was to establish the capabilities and the degree of the copper and zinc recovery from VF slag into individual products. The paper describes the procedure of the performed experiments. The outstanding feature of the procedure was a multi-stage batch feeding of the sulfide collector phase, applying a run-of-mine copper concentrate with a copper content of about 19%. Such approach allows for distributing a load of sulfidizing agent for the entire slag processing time and maintaining a matte suspension structure in slag close to the continuous feeding conditions. The paper discusses the chemical composition of the final products and the distribution of copper and zinc. The consumption of the reducing and sulphidizing agents varied in the conducted experimental studies. It was shown that the most significant influence on copper recovery into matte was exerted by the consumption of the sulfidizing agent; when a consumption of the sulphidizing agent was about 7–10% of the depleted slag weight, a residual copper content was below 0.4%. At the same time, the consumption of the reducing agent mainly influences the zinc recovery from slag: by adding graphite in the amount of 3–4% of the weight of depleted slag, we decrease the residual zinc content to 0.1% or lower. The conducted laboratory studies on the depletion with reducing and sulphidizing agents show a high recovery degree of both target and impurity elements from the depleted slag samples that indicates the potential efficiency of the considered slag depletion method.

Keywords: slag depletion, sulphidizing agent, reducing agent, sulphurization, bubbling, copper recovery, zinc recovery, copper smelting slags.

Acknowledgements. The authors thank LLC Kazakhmys Smelting for its support of their studies.

For citation

Karyaev V.I., Komkov A.A., Kuznetsov A.V., Plotnikov I.P. Recovery of Copper and Zinc from Copper Smelting Slags During Reducing-Sulfidizing Treatment. *Vestnik Magnitogorskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta im. G.I. Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2020, vol. 18, no. 2, pp. 4–12. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2020-18-2-4-12>

Введение

Одной из важнейших задач современного металлургического производства является повышение комплексности использования сырья за счет повышения извлечения основных и сопутствующих ценных компонентов, в том числе за счет переработки шлаков и отходов [1–5].

В пирометаллургии медного сульфидного сырья широкое использование автогенных процессов с производством богатых штейнов привело к резкому росту содержания в шлаках меди и необходимости по этой причине дополнительной обеднительной обработки шлаков, что в большинстве случаев позволяет обеспечить достаточно высокое суммарное извлечение меди в целевой продукт. В то же время извлечению сопутствующих элементов не всегда уделяется должное внимание. Например, одним из частых сопутствующих элементов в медных сульфидных концентратах является цинк, содержание

которого в медеплавильных шлаках нередко достигает 4–5%. Учитывая объемы получающихся шлаков, общее количество цинка в шлаках среднего по производительности завода может достигать десятков тысяч тонн в год. В настоящее время практически весь этот цинк теряется со шлаками, в том числе и после их обеднения по меди, поскольку использующиеся в промышленности технологии обеднения медеплавильных шлаков – флотационное или электропечное обеднение (а тем более отстаивание) – не позволяют выделять из шлаков цинк.

Одним из перспективных способов обеднения шлаков, обеспечивающих не только эффективное извлечение меди, но и цинка в целевые продукты, является барботажное восстановительное или восстановительно-сульфидирующее обеднение [6,7], например в печи Ванюкова [8–11]. При этом основное внимание в исследованиях уделялось восстановительному обеднению шлаков без использования сульфидизатора с по-

лучением металлического сплава на основе меди [12–15]. В то же время исследований поведения меди и примесей при барботажном обеднении медеплавильных шлаков с добавкой сульфидизатора и получением штейна довольно мало [16–18], что не позволяет уверенно оценивать параметры распределения основных элементов и примесей и условия этого процесса, обеспечивающие минимальные потери ценных компонентов.

Возможности извлечения меди и цинка из медеплавильных шлаков при восстановительно-сульфидирующей их обработке в условиях барботажа в лабораторных условиях изучались в настоящей работе.

Таблица 1. Химический состав исходных материалов / Table 1. Chemical composition of raw materials

Материал	Содержание, % масс.											
	Cu	Fe	S	Zn	Pb	Sb	SiO ₂	CaO	K ₂ O	Al ₂ O ₃	MgO	Пр+O
Шлак из электромиксера	0,78	42,16	0,77	3,44	0,53	0,16	25,73	1,99	0,79	4,33	2,95	16,37
Медный концентрат	18,57	34,71	36,04	0,15	0,02	–	6,00	0,26	0,21	3,17	0,40	0,46

Для исследований была разработана и отлажена методика, моделирующая (насколько это возможно в лабораторных условиях) условия непрерывного процесса обеднения шлаков в печи Ванюкова – имитировалась «непрерывная» подача сульфидизатора в восстановленный шлак в условиях барботажа шлакового расплава. В качестве твердого восстановителя использовали графит. Все эксперименты проводили при температуре 1325°C, с продувкой шлака аргоном с расходом 5 мл/с при длительности барботажной обработки 25 мин. Удельный расход дутья (и получающихся отходящих газов) на единицу массы шлака составил около 120 мл. на 1 г шлака, или 120 м³ на 1 т шлака, что сопоставимо с величиной удельного расхода дутья (отходящих газов) на 1 т шлака в печи Ванюкова для обеднения шлаков.

На рис. 1 приведена схема лабораторной установки.

В работе использовали электропечь с вертикальной шахтой с номинальной рабочей температурой до 1350°C. В печь помещали алюндовый реактор, установленный на огнеупорную подложку подины печи. Тигель с загруженными в него материалами помещали в реактор, который на время проведения экспериментов закрывали огнеупорной пластиной-крышкой для предотвращения попадания в реактор воздуха из окружающего пространства. Крышку реактора изготавливали с несколькими отверстиями – для вво-

Характеристика исходных материалов и описание методики лабораторных экспериментов

Основным материалом для проведения исследований является шлак из электромиксера печи Ванюкова (ПВ-1) Балхашского медеплавильного завода. После отбора, дробления и усреднения проб образцы шлака анализировались рентгенофлуоресцентным методом. В качестве сульфидизатора при проведении экспериментов использовался сульфидный медный концентрат. Состав исходных материалов приведен в таблице 1.

да в реактор контролирующей термопары, трубы для подачи аргона, трубы для отвода газов и подачи сульфидизатора.

Дутьевая алюндовая трубка гибкими шлангами через ротаметр подсоединен к газовому баллону с аргоном. Для контроля температуры применяли Pt/Pt-Rh термопару, помещенную во внутреннее пространство печи.

Методику проведения экспериментов можно разбить на несколько основных этапов:

1. Подготовка навески. На данном этапе проводили проверку рабочего тигля на предмет брака (трещин и сколов), после чего в него засыпали смесь исходного шлака и твердого восстановителя. Перед загрузкой тигель прогревали в верхней части реактора, а сам реактор промывали аргоном перед загрузкой.

2. Расплавление. Подготовленный и прогретый тигель медленно погружали в реактор, наполненный инертным газом, после чего выдерживали заданное время на расплавление навески (15 мин).

3. Холостая продувка. После расплавления материала проводили холостую продувку шлака. Такой прием необходим для обеспечения гомогенизации шлака, а также для восстановления шлака перед загрузкой сульфидизатора (восстановитель уже присутствует в навеске), поскольку в промышленных условиях непрерывного процесса сульфидизатор будет подаваться в ванну восстановленного шлака.

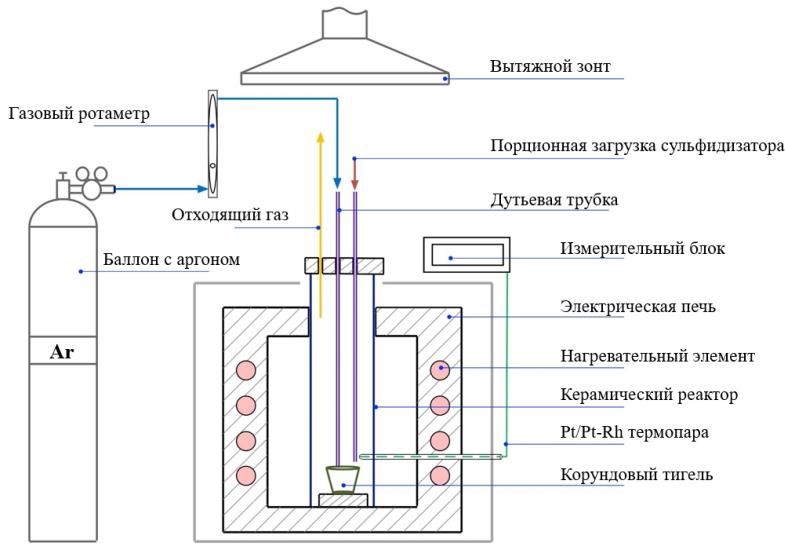


Рис. 1. Схема лабораторной установки для проведения экспериментов по восстановительно-сульфицирующему обеднению

Fig. 1. A diagram of the laboratory unit used to carry out the experiments on the depletion with reducing and sulphidizing agents

4. Загрузка сульфидизатора. В процессе отладки методики был отработан порционный способ загрузки концентрата в шлак, качественно имитирующий непрерывную подачу сульфидизатора в шлак в промышленном процессе. Сразу после холостой продувки производили загрузку первой порции сульфидного материала, после чего тигель выдерживали без барботажа в течение трех минут для расплавления частиц сульфидизатора (на стадии отладки методики было выявлено, что без выдержки для расплавления концентрата при подаче дутья в шлак неусвоенные шлаком твердые частицы концентрата в значительной степени выносились с поверхности шлака и оседали на стенах тигля и реактора). Затем проводили продувку в течение заданного времени и повторяли процедуру загрузки. Таким образом, загрузку проводили в 5 приемов.

5. Отстаивание, выгрузка и закалка. После завершения загрузки всех порций сульфидизатора тигель отставали в печи в течение 25 мин в атмосфере аргона, но без барботажа. За время отставания основная часть сульфидной взвеси, образовавшейся из извлекающей фазы и капель штейна механических потерь исходных шлаков,

успевает осесть и образовать сплошной слой штейна на дне тигля. После отставания тигель извлекали из печи и закаливали быстрым охлаждением в воде.

Для барботажа расплава использовали аргон марки ВЧ (99,998% Ar).

В таблице 2 приведены основные условия проведенных экспериментов по восстановительно-сульфицирующей обработке образцов медеплавильного шлака.

Продукты, получаемые в результате восстановительно-сульфицирующей обработки – шлаки и штейны, извлекали из охлажденного тигля с последующим измельчением и передачей на рентгенофлуоресцентный анализ.

Основные результаты экспериментов и их обсуждение

Основные результаты экспериментов представлены на рис. 2 и 3 и в табл. 3.

Влияние расхода восстановителя при постоянном расходе сульфидизатора (10% от массы исходного шлака) на остаточное содержание меди и инка в шлаке показано на рис. 2.

Таблица 2. Основные условия проведения экспериментов / Table 2. Main conditions of the experiments

Исходный шлак	Загрузка, г		Стадия эксперимента, мин		
	Концентрат, % от массы шлака	Графит, % от массы шлака	Расплавление	Барботаж	Отстаивание
50	10	1	15	25	25
50	10	2	15	25	25
50	10	3	15	25	25
50	10	4	15	25	25
50	2	3	15	25	25
50	4	3	15	25	25
50	7	3	15	25	25
50	10	3	15	25	25

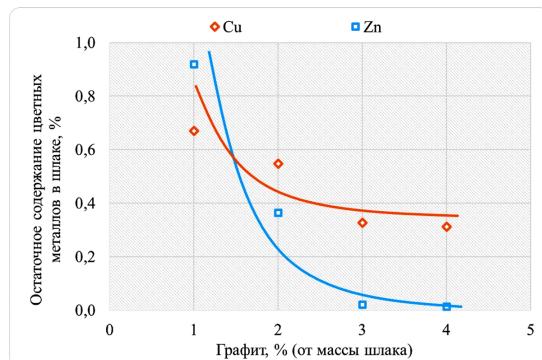


Рис. 2. Остаточное содержание меди и цинка в отвальных шлаках в зависимости от расхода восстановителя, %)
Fig. 2. Residual content of copper and zinc in dump slags depending on the consumption of the reducing agent, %

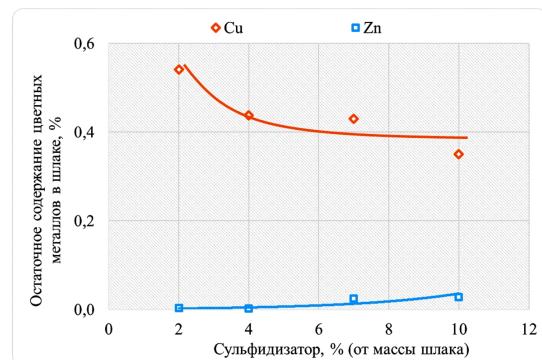
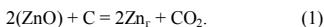
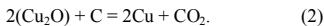


Рис. 3. Остаточное содержание меди и цинка в шлаках при изменении расхода концентрата
Fig. 3. Residual content of copper and zinc in slags, when changing the concentrate consumption

При изменении расхода восстановителя (при прочих равных условиях) закономерно наблюдается рост извлечения цинка, достигающее значений выше 90% уже при расходе восстановителя 3% от массы загружаемого шлака, что обеспечивает снижение содержания цинка в шлаке до уровня 0,1% и ниже. Учитывая, что цинк в шлаке содержится в форме ZnO, процесс его удаления в газовую фазу можно представить в виде суммарной реакции



Заметное снижение содержания меди в шлаке по мере увеличения загрузки восстановителя наблюдается до расхода графита около 3% от массы шлака. Дальнейшее увеличение расхода графита несущественно влияет на извлечение меди из шлака. Растворенная медь в шлаке присутствует как в сульфидной (Cu_2S), так и в оксидной (Cu_2O) формах. Восстановитель влияет, прежде всего, на уровень оксидной растворимости меди за счет протекания суммарной реакции



Основные результаты экспериментов с варьированием расхода сульфидизатора при постоянном расходе твердого восстановителя (3% от массы обедняемого шлака) приводятся на **рис. 3**.

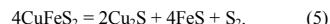
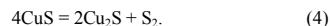
При повышении расхода сульфидизатора (при постоянном расходе графита 3% от массы шлака) содержание меди в шлаке снижается. Содержание цинка в шлаке при этом находится на очень низком уровне (менее 0,03%) и практически не зависит от расхода концентрата.

В **табл. 3** приведены обобщенные данные по содержанию меди и цинка в исходном шлаке и в каплях штейна в нем (по данным микроанализа сульфидной и оксидной фаз) и в продуктах обед-

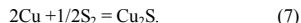
нения в проведенных исследованиях, а также данные по извлечению меди в штейн и цинка в газ.

Высокое извлечение меди при высоких расходах сульфидизатора обеспечивается как за счет снижения растворенного содержания меди в шлаке при контакте с бедным штейном в восстановительных условиях, так и, видимо, за счет снижения механических потерь из-за более благоприятных условий коалесценции мелких капель в присутствии большего объема сульфидной извлекающей фазы.

При увеличении массы загружаемого сульфидного медного концентрата происходит снижение концентрации меди в штейне из-за разубоживания капель штейна исходного шлака наплавляемых из концентрата бедным штейном и сульфидирования железа шлака элементарной серы от диссоциации высших сульфидов концентрата:



Возможно также частичное сульфидирование металлической меди элементарной серой от диссоциации высокосернистых минералов, осуществляющееся по реакции:



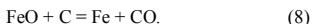
Коэффициент распределения цинка между продуктами восстановительно-сульфидирующего обеднения в среднем снижается в 1,5–2 раза по сравнению с L_{Zn} , рассчитанным для исходного шлака по составу сульфидной и оксидной фаз, что обусловлено снижением окислительного потенциала системы в условиях экспериментов.

Таблица 3. Содержания меди и цинка в продуктах восстановительно-сульфидирующем обеднения
Table 3. Copper and zinc content in the products of the depletion with reducing and sulphidizing agents

Состав шлака, %		Состав штейна, %		Извлечение из шлака, %		$L_{(\text{Zn})}$
Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	
0,78	3,44	45,34	3,02	-	-	1,07
0,67	0,92	20,60	1,19	18,66	74,70	0,77
0,55	0,36	15,71	0,43	37,35	90,56	0,85
0,33	0,02	13,94	0,03	65,48	99,49	0,66
0,31	0,01	13,15	0,01	66,54	99,67	0,96
0,54	0,003	18,33	0,01	38,87	99,92	0,27
0,44	0,003	17,18	0,01	50,16	99,94	0,20
0,43	0,025	15,34	0,05	51,76	99,39	0,55
0,35	0,028	13,89	0,05	61,50	99,32	0,57

*Состав исходного штейна приводится в виде данных по микролитографии сульфидных включений в шлаке.

Снижение концентрации меди в штейне при увеличении расхода может быть связано как с развитием реакции (5), так и с практически полным восстановлением магнетита шлака и металлизацией капель штейна исходного шлака по реакции



Подача сульфидизатора в сильно восстановленный шлак практически исключает окисление серы и сульфидов концентрата магнетитом с образованием SO_2 и способствует большей степени фиксации серы в штейновой фазе, в том числе за счет протекания реакции (6) и процессов сульфидирования металлического железа, образующегося по реакции (8):



Заключение

Проведенные исследования показали, что восстановительно-сульфидирующая обработка шлака позволяет достичь достаточно высоких показателей по извлечению не только меди из шлаков, но и сопутствующих ценных компонентов, например цинка, который полностью теря-

ется при использовании таких известных способов обеднения шлаков, как флотационное и электропечное. Это может послужить весомым аргументом при выборе технологии обеднения шлаков с учетом объема и стоимости извлекаемого цинка.

По сравнению с барботажным обеднением без сульфидирования шлака с получением медного сплава предлагаемый подход выгодно выделяется получением донной фазы в виде штейна, более привычного для переработки в медеплавильном производстве. Кроме того, низкое содержание меди в получаемом штейне потенциально может способствовать более низкой концентрации меди в шлаке при прочих равных условиях. Для понимания условий, возможностей и перспектив промышленной реализации предложенного подхода необходимо продолжение экспериментальных и теоретических исследований по изучению влияния термодинамических условий, режимов обработки, использования различных типов сульфидирующих и восстановительных материалов на показатели извлечения меди из шлаков и распределения примесей, таких как цинк, свинец, мышьяк и др.

Список литературы

1. Sanchez M., Parada F., Parra R., Marquez F., Jara R., Carrasco J.C., and Palacios J. Management of copper pyrometallurgical slags: giving additional value to copper mining industry // VII International Conference on Molten Slags Fluxes and Salts. The South African Institute of Mining and Metallurgy. 2004. P.543–550.
2. Sanchez M., Sudbury M., Reutilisation of Primary Metallurgical Wastes: Copper Slag as a Source of Copper, Molybdenum, and Iron – Brief Review of Test Work and the Proposed Way Forward // 3rd International Slag Valorisation Symposium, Leuven, 2013, pp.135–146.
3. Peng Z., Gregurek D., Wenzl C., and White J. F. Slag Metallurgy and Metallurgical Waste Recycling //JOM. 2016. Vol. 68, Iss. 9. P. 2313–2315.
4. Steinacker S. R. and Antrekowitsch J. Treatment of Residues from the Copper Industry with an Alternative Approach for Electric Furnace Slag // BHM. 2017. Vol. 162, Iss. 7. P. 252–257.
5. Sarfo P., Das A., Wyss G., Young C. Recovery of metals values from copper slag and reuse of residual secondary slag. // Waste Management. December 2017. Vol. 70. P. 272–281.
6. Yang, X., Zhang, J., Zhang, J. et al. Efficient Recovery of Copper and Cobalt from the Matte–Slag Mixture of ISA Furnace by Injection of Coke and Pyrite. Metall and Materi Trans B 49, 3118–3126 (2018).
7. Cui Z., Wang Z., Bian R., Wei C., Zhao B. (2018) Application Study on Technology of Reducing Copper Content in Discarded Slag. In: Davis B. et al. (eds) Extraction 2018. The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham.
8. Комков А.А., Баранова Н.В., Быстров В.П. Исследование восстановительного обеднения высокоокисленных шлаков в условиях барботажа // Цветные металлы. 1994. № 12. С. 26–30.
9. Исследование возможности обеднения шлаков в печи Ванюкова / Комков А.А., Васкевич А.Д., Панфилов В.П., Гершман Л.С. // Цветные металлы. 1991. № 2. С. 18–20.
10. Исследование процесса обеднения шлаков продувкой газовыми смесями с различным парциальным давлением кислорода / Фомичев В.Б., Князев М.В., Рюмин А.А. и др. // Цветные металлы. 2002. № 9. С. 32–36.
11. Обеднение медеплавильных шлаков в печи Ванюкова Медного завода ЗФ ГМК «Норильский никель» / В.М. Тозик, М.П. Данилов, В.А. Потанцев, А.Л. Кожанов // Цветные металлы. 2006. № 11.
12. Комков А.А., Быстров В.П., Ладыго Е.А. Прогнозирующая модель восстановительного обеднения шлаков в печи Ванюкова // Цветные металлы. 2008. №10. С. 44–49.
13. Ладыго Е.А. Закономерности распределения меди и никеля между продуктами обеднительной плавки в восстановительных условиях: дис. ... канд. техн. наук. М., 2003. 149 с.

14. Alexey Komkov and Rostislav Kamkin. Reducing Treatment of Copper-smelting Slag: Thermodynamic Analysis of Impurities Behavior//JOM. 2011. Vol.63. No. 1. P. 73–76.
15. Особенности извлечения меди из шлаков при восстановлении в условиях барботажа / Комков А.А., Камкин Р.И., Кузнецов А.В., Каряев В.И. // Цветные металлы. 2018. № 11. С. 21–26.
16. Tang C., Li Y., Chen Y., Yang S., Ye L., Xue H. (2015) Distribution Behaviours of Cu, Co and Fe during Cu Smelter Slag Cleaning Process. In: Jiang T. et al. (eds) 6th International Symposium on High-Temperature Metallurgical Processing. Springer, Cham.
17. Li, Y.Chen, C. Tang, S. Yang, Jing He, Co-treatment of waste smelting slags and gypsum wastes via reductive-sulfurizing smelting for valuable metals recovery, Article in Journal of hazardous materials 322(Pt B) (2016).
18. Doshmukhamedov, N., Egizekov, M., Zholdasbay, E. et al. Metal Recovery from Converter Slags Using a Sulfiding Agent. JOM 70, 2400–2406 (2018).

References

1. Sanchez M., Parada F., Parra R., Marquez F., Jara R., Carrasco J.C., and Palacios J. Management of copper pyrometallurgical slags: giving additional value to copper mining industry. VII International Conference on Molten Slags Fluxes and Salts. The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2004, pp.543–550.
2. Sanchez M., Sudbury M. Reutilisation of primary metallurgical wastes: copper slag as a source of copper, molybdenum, and iron – brief review of test work and the proposed way forward. 3rd International Slag Valorisation Symposium, Leuven, 2013, pp.135–146.
3. Peng Z., Gregurek D., Wenzl C., and White J. F. Slag metallurgy and metallurgical waste recycling. JOM, 2016, vol. 68, iss. 9, pp. 2313–2315.
4. Steinacker S. R. and Antrekowitsch J. Treatment of residues from the copper industry with an alternative approach for electric furnace slag. BHM, 2017, vol. 162, iss. 7, pp. 252–257.
5. Sarfo P., Das A., Wyss G., Young C. Recovery of metals values from copper slag and reuse of residual secondary slag. Waste Management, December 2017, vol. 70, pp. 272–281.
6. Yang, X., Zhang, J., Zhang, J. et al. Efficient recovery of copper and cobalt from the matte–slag mixture of ISA furnace by injection of coke and pyrite. Metallurgical and Materials Transactions B 49, 3118–3126 (2018).
7. Cui Z., Wang Z., Bian R., Wei C., Zhao B. (2018) Application study on technology of reducing copper content in discarded slag. In: Davis B. et al. (eds) Extraction 2018. The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham
8. Komkov A.A., Baranova N.V., Bystrov V.P. Studies on reducing depletion of highly oxidized slags under bubbling conditions. *Tsvetnye metally* [Ferrous metals], 1994, no. 12, pp. 26–30. (In Russ.)
9. Komkov A.A., Vaskevich A.D., Panfilov V.P., Gershman L.S. Studies on the possible depletion of slags in the Vanyukov furnace. *Tsvetnye metally* [Ferrous metals], 1991, no. 2, pp. 18–20. (In Russ.)
10. Fomichev V.B., Knyazev M.V., Ryumin A.A. et al. Studies on the process of depletion of slags by purging gas mixtures with different partial pressure of oxygen. *Tsvetnye metally* [Ferrous metals], 2002, no. 9, pp. 32–36. (In Russ.)
11. Tozik V.M., Danilov M.P., Potantsev V.A., Kozhanov A.L. The depletion of copper smelting slags in the Vanyukov furnace at the Copper Plant of the Polar Division of MMC Norilsk Nickel. *Tsvetnye metally* [Ferrous metals], 2006, no. 11. (In Russ.)
12. Komkov A.A., Bystrov V.P., Ladygo E.A. A predictive model of reducing depletion of slags in the Vanyukov furnace. *Tsvetnye metally* [Ferrous metals], 2008, no. 10, pp. 44–49. (In Russ.)
13. Ladygo E.A. *Zakonomernosti raspredeleniya medi i nikelya mezhdu produktami obednitelnoy plavki v vosstanovitelnykh usloviyah. Dis. kand. tekhn. nauk* [Regularities of distribution of copper and nickel between products of depletion melting in reducing conditions. PhD(Eng.) thesis]. Moscow, 2003, 149 p.
14. Alexey Komkov and Rostislav Kamkin. Reducing treatment of copper-smelting slag: thermodynamic analysis of impurities behavior. JOM, 2011, vol. 63, no. 1, pp. 73–76.
15. Komkov A.A., Kamkin R.I., Kuznetsov A.V., Karyaev V.I. Features of copper extraction from slags during recovery under bubbling conditions. *Tsvetnye metally* [Ferrous metals], 2018, no. 11, pp. 21–26. (In Russ.)
16. Tang C., Li Y., Chen Y., Yang S., Ye L., Xue H. Distribution behaviours of Cu, Co and Fe during Cu smelter slag cleaning process. Jiang T. et al. (eds) 6th International Symposium on High-Temperature Metallurgical Processing. Springer, Cham (2015).
17. Li, Y. Chen, C. Tang, S. Yang, Jing He. Co-treatment of waste smelting slags and gypsum wastes via reductive-sulfurizing smelting for valuable metals recovery. Journal of Hazardous Materials 322, Pt B (2016).
18. Doshmukhamedov, N., Egizekov, M., Zholdasbay, E. et al. Metal recovery from converter slags using a sulfiding agent. JOM 70, 2400–2406 (2018).

Поступила 17.03.2020; принята к публикации 20.04.2020; опубликована 25.06.2020
 Submitted 17/03/2020; revised 20/04/2020; published 25/06/2020

Каряев Владимир Иванович – аспирант кафедры ЦМиЗ,
НИТУ «МИСиС», Москва, Россия. Email: vlkaryaev@gmail.com

Комков Алексей Александрович – канд. техн. наук, доцент кафедры ЦМиЗ,
НИТУ «МИСиС», Москва, Россия. Email: akomkov@yandex.ru

Кузнецов Александр Владимирович – директор по инжинирингу,
ООО «НОРД Инжиниринг», Москва, Россия. Email: kuznetsov@mailnord.ru

Плотников Илья Павлович – аспирант кафедры ЦМиЗ,
НИТУ «МИСиС», Москва, Россия. Email: ilja.plotnikov11@gmail.com

Vladimir I. Karyaev – Postgraduate student,
NUST MISIS, Moscow, Russia. Email: vlkaryaev@gmail.com

Alexey A. Komkov – PhD (Eng.), Associate Professor,
NUST MISIS, Moscow, Russia. Email: akomkov@yandex.ru

Alexander V. Kuznetsov – Director for Engineering
NORD Engineering Company, Moscow, Russia. Email: kuznetsov@mailnord.ru

Ilya P. Plotnikov – Postgraduate student,
NUST MISIS, Moscow, Russia. Email: ilja.plotnikov11@gmail.com