

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ MINING

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

УДК 622.765

DOI: 10.18503/1995-2732-2023-21-2-5-12



ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ УГЛЕРОДА В СОСТАВЕ КЛИНКЕРА НА ПОКАЗАТЕЛИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ

Лобанов В.Г., Колмачихина О.Б., Польшгалов С.Э., Савельев С.М., Хабибулина Р.Э., Соколов Л.В.

Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия

Аннотация. Постановка задачи (актуальность работы). При переработке сульфидных цинковых концентратов по традиционной обжигово-гидрометаллургической технологии, значительная часть цинка остается в нерастворенном остатке. Цинковый кек, в котором концентрируются благородные металлы, подвергают вельцеванию. При вельцевании к кеку добавляют коксик для восстановления цинка и отгонки его в газовую фазу, благородные металлы и медь остаются в технологических отходах, называемых клинкером. Коксик, добавленный в шихту, выгорает примерно на 50%, соответственно, остаточное содержание углеродистой фазы в клинкере может составлять 25-40 мас.%. Выход клинкера достигает 27-30% от массы переработанного концентрата, при этом содержание меди в нем составляет 1-3%, цинка 2-4%, золота порядка 2-5 г/т, серебра – до 200 г/т в зависимости от состава исходного сырья. Известно, что на предприятиях России и за рубежом накоплены десятки миллионов тонн клинкера, переработка которого с целью извлечения ценных компонентов является важной задачей. Традиционная переработка клинкера в составе шихты медеплавильных заводов сопровождается определенными технологическими трудностями, а главное, не дает возможности селективно и достаточно быстро перевести благородные металлы и медь в товарный продукт. Известные технологии извлечения меди и благородных металлов обогатительными и гидрометаллургическими методами не обеспечивают удовлетворительных показателей. **Цель работы.** Исследование причин неудовлетворительного извлечения благородных металлов и меди из клинкера гидрометаллургическими методами. **Результат.** Установлено, что кокс, оставшийся в клинкере, обладает сорбционными свойствами. Удаление кокса из клинкера позволяет повысить извлечение золота при выщелачивании тиомочевинными растворами исходного клинкера с 45 до 87%. После предварительного выщелачивания меди извлечение золота возрастает с 59 до 93%.

Ключевые слова: клинкер цинкового производства, кокс, благородные металлы, извлечение, выщелачивание

© Лобанов В.Г., Колмачихина О.Б., Польшгалов С.Э., Савельев С.М., Хабибулина Р.Э., Соколов Л.В., 2023

Для цитирования

Изучение влияния углерода в составе клинкера на показатели гидрометаллургической переработки / Лобанов В.Г., Колмачихина О.Б., Польшгалов С.Э., Савельев С.М., Хабибулина Р.Э., Соколов Л.В. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2023. Т. 21. №2. С. 5-12. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2023-21-2-5-12>



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

STUDY ON THE INFLUENCE OF CARBON IN THE COMPOSITION OF CLINKER ON HYDROMETALLURGICAL PROCESSING PERFORMANCE

Lobanov V.G., Kolmachikhina O.B., Polygalov S.E., Saveliev S.M., Khabibulina R.E., Sokolov L.V.

Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia

Abstract. Problem Statement (Relevance). When processing sulfide zinc concentrates according to conventional calcination hydrometallurgical technology, a significant part of zinc remains in the insoluble residue. Zinc cake, where precious metals are concentrated, is subjected to the Waelz process. During the Waelz process, coke breeze is added to the cake to reduce zinc and distill it into the gas phase; noble metals and copper remain in technological waste, called as clinker. Coke breeze added to the charge burns out by about 50%; therefore, the residual carbon-bearing content in the clinker can be 25-40% wt. Clinker yield reaches 27-30% by weight of the processed concentrate, and the copper content is 1-3%, zinc is 2-4% gold is about 2-5 g/t, silver is up to 200 g/t depending on the composition of the original raw materials. It is known that enterprises in Russia and abroad have accumulated tens of millions of tons of clinker, whose processing is an important task to extract valuable components. The conventional processing of clinker as part of the charge of copper smelters is accompanied by certain technological difficulties, and most importantly, does not make it possible to selectively and rather quickly convert precious metals and copper into commercial products. The known technologies for recovery of copper and noble metals by enrichment and hydrometallurgical methods do not provide satisfactory performance. **Objective.** The paper is aimed at studying the reasons for the unsatisfactory recovery of noble metals and copper from clinker by hydrometallurgical methods. **Result.** It has been found that coke remaining in clinker has sorption properties. The removal of coke from clinker contributes to increasing gold recovery by leaching of initial clinker with thiourea solutions from 45 to 87%. Gold recovery increases from 59 to 93% after preliminary leaching of copper.

Keywords: zinc production clinker, coke, noble metals, recovery, leaching

For citation

Lobanov V.G., Kolmachikhina O.B., Polygalov S.E., Saveliev S.M., Khabibulina R.E., Sokolov L.V. Study on the Influence of Carbon in the Composition of Clinker on Hydrometallurgical Processing Performance. *Vestnik Magnitogorskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta im. G.I. Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2023, vol. 21, no. 2, pp. 5-12. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2023-21-2-5-12>

Введение

Клинкер – наиболее объемный и проблемный техногенный продукт цинкового производства. Выход клинкера достигает 27-30% от массы переработанного цинкового концентрата, при этом содержание меди в нем составляет 1-3%, цинка 2-4%, золота порядка 2-5 г/т, серебра – до 200 г/т в зависимости от состава исходного сырья. За десятилетия работы цинковых заводов на предприятиях России и за рубежом были накоплены десятки миллионов тонн клинкера [1]. Реализуемая на практике эффективная переработка клинкера основана исключительно на использовании пирометаллургических методов, в частности плавка в шахтных и автогенных печах на медеплавильных предприятиях. Вместе с тем подшихтовка клинкера к медному сырью крайне негативно влияет на технико-экономические показатели основного производства [2-4].

Многочисленные известные способы обогащения в сочетании с гидromеталлургической переработкой малоэффективны и не обеспечивают, прежде всего, требуемого извлечения ценных компонентов в товарные продукты. Основной причиной отмеченных проблем являются особенности химического и фазового состава клинкера. Наиболее значимые трудности извлечения меди, золота и серебра связаны с наличием в клинкере углистой фазы (кокса) и железа в многообразных фазовых состояниях.

Ранее [5] показано, что аналитическое определение содержания золота и его степени сродства с теми или иными фазами клинкера при использовании традиционных методик не позволяет получить корректные результаты. Практическое выщелачивание золота при заведомо избыточных параметрах из измельченного клинкера цианистыми и тиомочевинными растворами характеризуется извлечением не более 30-50%.

Считаем, что в данном случае проявляется эффект «прег-роббинг» – сорбция растворенного свободного золота коксом.

Другой причиной неудовлетворительного извлечения золота может быть начальное присутствие нерастворяемого в обычных условиях золота в фазе кокса. Клинкер Беловского цинкового завода (Кемеровская обл.), явившийся объектом исследований в данной работе, в течение многих лет подвергали обработке разнообразными реагентами, содержащими компоненты Fe^{3+} , Cl^- , $S_2O_3^{2-}$, тиомочевину, роданид и т.д., сочетание которых допускает переход золота в раствор и последующую сорбцию коксом. Кроме того, в литературных источниках широко обсуждается факт наличия золота в энергетических и коксующихся углях и проблемы извлечения золота из продуктов использования углей [6, 7]. Другими словами, допускается присутствие золота как в исходном коксе, так и сорбированного на стадии выщелачивания меди. Подтверждением такой возможности является присутствие в заметных количествах (до 3 г/т) золота в цементной меди, получаемой при осаждении из слабокислых растворов на первой стадии.

В числе известных методов, используемых для снижения негативного влияния органического углерода в материале, поступающем на металлургическую переработку, следует отметить:

1. Удаление углерода из сырья на стадии предварительной угольной флотации при помощи реагентов – керосина, бутилового спирта и др. [8, 9].

2. Сочетание гравитационных и флотационных методов [10].

3. Подавление органического углерода в процессе флотации с применением реагентов, выступающих в роли депрессоров органического углерода [11].

4. Сорбционное цианирование с введением в пульпу выщелачивания сорбента, имеющего более высокую сорбционную активность. В качестве конкурирующего сорбента используют активированный уголь или ионообменную смолу [12].

5. Хлорирование пульпы перед сорбционным цианированием [13].

6. Окислительный обжиг при температуре 550-800°C [14].

Применимость указанных методов к повышению эффективности извлечения золота из клинкера осложняется рядом причин.

Углистая фаза в клинкере представлена «недогоревшим» при вельцевании коксом. При этом крупность частиц кокса находится в диапазоне

от пылевидной фракции до нескольких сантиметров. При помоле клинкера для последующего обогащения и гидрометаллургической переработки хрупкий кокс легко измельчается, что сопровождается увеличением его сорбционной активности. Важнейшим фактором, обуславливающим негативное влияние кокса, является очень высокое, по меркам рудного сырья, его содержание – от 10 до 20%. Даже при незначительной сорбционной активности кокса создаются условия частичной или полной сорбции золота.

Попытки использовать для удаления кокса технологически очевидный прием – флотацию – положительного эффекта не принесли, так как селективное извлечение в концентрат углистой фазы при использовании традиционных реагентных режимов в проведенных нами тестовых опытах не достигается. В значительной степени в пенный продукт переходили железосодержащие мелкодисперсные частицы, которые на стадии вельцевания физически закрепились на поверхности кокса. Свободное мелкое золото, обладающее повышенной естественной флотоактивностью, в той или иной степени также переходило в концентрат, что предопределяло необходимость переработки как хвостов флотации, так и углеродного концентрата.

Усложнение флотации гравитационными приемами осложняется наличием тяжелой фракции на основе зерен спеченного металлического железа и его оксидов. Данная составляющая клинкера обладает повышенной твердостью, легко выделяется в концентрат гравитационного или магнитного обогащения. Негативной стороной этого варианта, как и в случае с флотацией, является значимое присутствие благородных металлов в концентратах магнитной сепарации. Проведенные нами исследования показали содержание благородных металлов в хвостах магнитной сепарации клинкера, г/т: золота – порядка 2,3; серебра – 134.

Специалисты [15] единодушны в том, что известными методами обогащения выделить благородные металлы из клинкера в отдельный продукт не представляется возможным. Наиболее рациональным вариантом гидрометаллургической переработки этого техногенного продукта является выщелачивание.

Варианты реагентного подавления сорбционной активности органического углерода, равно как и сорбционное цианирование с введением в пульпу выщелачивания сорбента, имеющего более высокую сорбционную активность, для переработки клинкера неприемлемы, поскольку

золото, изначально присутствующее в фазе кокса, остается в хвостах цианирования. И, наконец, следует признать, что применение хлорирования по технологическим и экономическим причинам в изучаемом случае неоправдано.

Материалы и методы исследования

Задачей данной работы являлось исследование влияния углерода на результаты аналитического определения золота и показатели выщелачивания золота, серебра и меди известными методами.

Наиболее простой и очевидный прием, который позволит оценить негативное влияние углерода, заключается в сопоставлении результатов анализа и выщелачивания исходного клинкера и клинкера, из которого предварительно удален углерод. В аналитических целях в качестве наиболее целесообразного приема удаления углерода в данной работе использовали «мягкое горение», основной целью которого является минимизация уноса тонкодисперсного золота с газообразными продуктами горения. Для практической реализации процесса навески тонкоизмельченного клинкера в фарфоровых чашках подвергали нагреву при температуре 650-700°C. Периодическое взвешивание массы навески позволило определить, что полное окисление кокса достигается в течение примерно 10 ч. Предварительный обжиг клинкера способствует не только удалению углерода, входящего в состав клинкера, но и (возможно) деструкции золотосодержащих фаз, что делает частицы золота более доступными для выщелачивающего реагента.

Состав частной пробы клинкера БЦЗ, определенный с использованием РФА на анализаторе EDX-7000, приведен в табл. 1. Содержание благородных металлов определяли пробирной плавкой по традиционной методике в лаборатории ООО «Березовский рудник» (г. Березовский, Свердловская обл.).

Таблица 1. Химический состав клинкера по основным компонентам, %
Table 1. Chemical composition of clinker by main components, %

Элемент	Содержание	Элемент	Содержание
Cu	2,4	C	12,7
Fe	37,4	Pb	0,4
SiO ₂	24,0	CaO	3,2
Zn	6,7	Au, г/т	3,1
S _{общ}	1,85	Ag, г/т	195,0

Для оценки влияния обезуглероживания на показатели процесса выщелачивания меди и благородных металлов провели серию опытов, схемы проведения которых показаны на рис. 1 и 2.

Эксперименты проводили в следующих условиях. Размол частной пробы исходного клинкера проводили в лабораторной стержневой мельнице без добавления воды для получения фракции -0,5 мм. Во избежание переизмельчения через 30 мин помола материал рассеяли, фракцию -0,5 мм отделили, фракцию +0,5 мм подвергли дальнейшему измельчению. После повторного измельчения полученный материал вновь рассеяли и смешали с ранее выделенной фракцией -0,5 мм. Пробу тщательно усреднили.

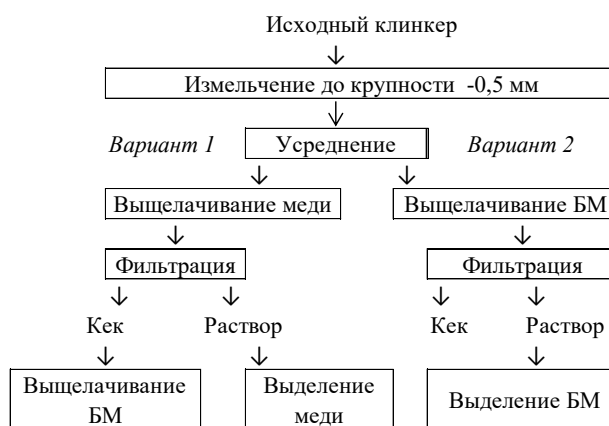


Рис. 1. Схема эксперимента без удаления коксика
Fig. 1. Scheme of the experiment without removal of coke breeze



Рис. 2. Схема экспериментов с предварительным удалением коксика
Fig. 2. Scheme of experiments with preliminary removal of coke breeze

Отбрали малые пробы усредненного материала и подвергли обжигу в муфельной печи при температуре 650°C в течение 12 ч. В ходе обжига материал периодически перемешивали, в печь по-

давали воздух для лучшего окисления угля. Убыль массы навесок клинкера составляла 17-18%. При обработке результатов с использованием известных методик учтено изменение массы, связанное с удалением кристаллической воды и окислением Fe^{2+} до Fe^{3+} . Состав полученного огарка, определенный с использованием РФА на анализаторе EDX-7000, приведен в табл. 2. Содержание благородных металлов в продукте обжига (огарке) так же, как и в исходном клинкере, определяли пробирной плавкой. Изображения исходного клинкера и огарка приведены на рис. 3.

Таблица 2. Химический состав продукта обжига (огарка) по основным компонентам, %
Table 2. Chemical composition of the product of calcination (calcine) by main components, %

Элемент	Содержание	Элемент	Содержание
Cu	2,91	C	1,05
Fe	45,60	Pb	0,42
SiO ₂	29,31	CaO	3,87
Zn	8,15	Au, г/т	3,68
S _{общ}	0,31	Ag, г/т	237,40

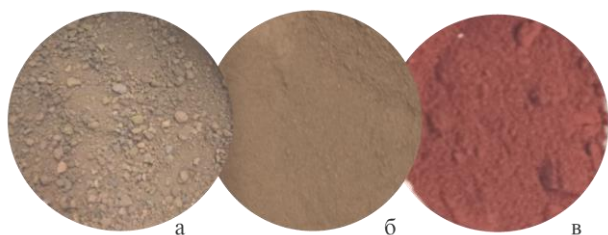


Рис. 3. Исследуемый материал: а – исходный неизмельченный клинкер; б – исходный клинкер, измельченный до крупности -0,5 мм; в – клинкер, измельченный до крупности -0,5 мм, после обжига

Fig. 3. The material under study: а is initial non-crushed clinker; б is initial clinker crushed to a size of -0.5 mm; в is clinker crushed to a size of -0.5 mm after calcination

Из полученных огарков отбирали параллельные пробы по 50 г для выщелачивания. Медь выщелачивали раствором серной кислоты с концентрацией 100 г/дм³. Для выщелачивания благородных металлов использовали три выщелачивающие системы:

– цианистый раствор с концентрацией 5 г/дм³ и раствор реагента «Золотая цикада» с концентрацией 5 г/дм³;

– окислителем в этих опытах являлся кислород воздуха;

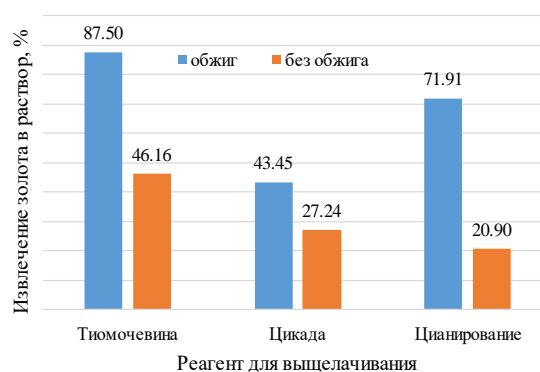
– тиомочевинный раствор (концентрация 5 г/дм³).

Выщелачивание параллельных проб проводили в бутылочном агитаторе, без нагрева, в течение 24 ч. После завершения выщелачивания пульпу фильтровали, растворы методом атомной адсорбции анализировали на содержание меди, золота и серебра.

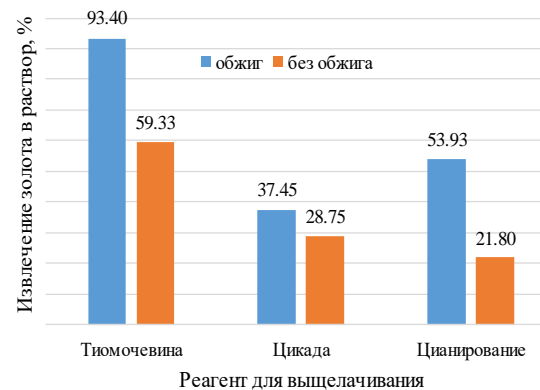
Опыты с предварительным выщелачиванием меди проводили с целью оценить влияние этой стадии на показатели выщелачивания благородных металлов.

Полученные результаты и их обсуждение

Результаты экспериментов по выщелачиванию благородных металлов различными растворителями представлены на рис. 4, 5.



а



б

Рис. 4. Влияние предварительного обжига на извлечение золота в раствор: а – из исходного клинкера; б – из клинкера, подвергнутого серноокислому выщелачиванию для извлечения меди

Fig. 4. The effect of precalcination on gold recovery into the solution: а is from initial clinker; б is from clinker subjected to sulfuric acid leaching for copper recovery

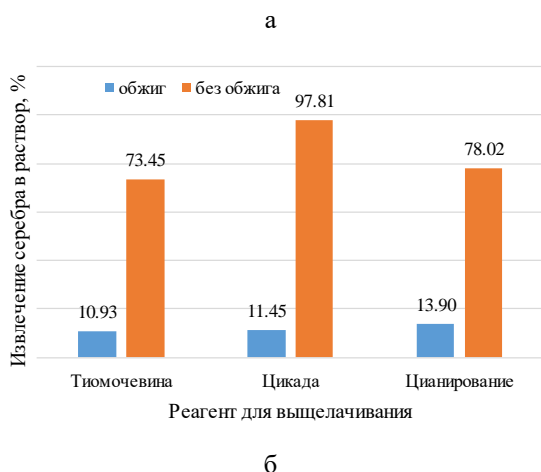
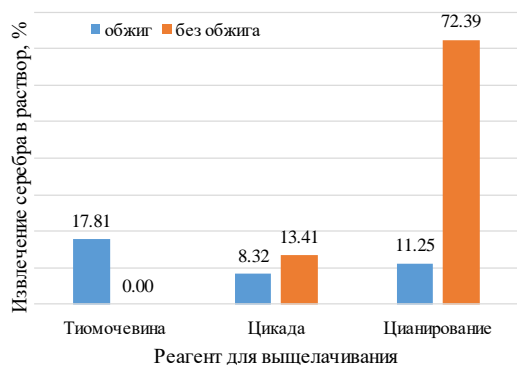


Рис. 5. Влияние предварительного обжига на извлечение серебра в раствор: а – из исходного клинкера; б – из клинкера, подвергнутого сернокислому выщелачиванию для извлечения меди
 Fig. 5. The effect of precalcination on silver recovery into the solution: а is from initial clinker; б is from clinker subjected to sulfuric acid leaching for copper recovery

На основании полученных результатов можно утверждать, что кокс, оставшийся в клинкере после вельцевания, обладает сорбционной активностью по отношению к благородным металлам и меди, прежде всего – по отношению к золоту. При этом кокс проявляет сорбционные свойства в продуктивных растворах разного состава (цианистые, тиомочевинные, реагента «Золотая цикада»). Таким образом, сорбция благородных металлов на коксе является одной из причин неудовлетворительного извлечения металлов из клинкера гидрометаллургическими методами.

Удаление углистой фазы из клинкера позволяет повысить извлечение золота при выщелачивании тиомочевинной исходного клинкера с 45 до 87%. После предварительного выщелачивания меди извлечение золота возрастает с 59 до 93%. Выщелачивание тиомочевинной при сопоставимых условиях позволяет достичь более высокого извлечения золота.

Предварительный обжиг клинкера положительно влияет на переход в раствор золота при выщелачивании всеми выбранными растворителями, но негативно влияет на показатели выщелачивания серебра в аналогичных условиях. Причины данной особенности требуют изучения.

Практическое удаление кокса из исходного клинкера «мягким горением» экономически не оправдано. Намечена программа исследования по выбору режимов эффективного удаления кокса флотацией перед выщелачиванием или после него.

Заключение

Проведенные исследования показали, что неосторожный в процессе вельцевания кокс, даже несмотря на пассивацию его поверхности, обладает сорбционными свойствами по отношению к меди и золоту.

В результате проявления сорбционной активности кокса не удастся достигнуть высоких показателей по переводу меди и золота в продуктивные растворы. Для повышения показателей извлечения целевых металлов требуется удаление углистой фазы из клинкера до начала выщелачивания.

Список источников

1. Евдокимов С.И., Паньшин А.М. Выбор технологии обогащения клинкера от вельцевания цинковых кеков // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2009. № 2. С.19-25.
2. Тошкодирова Р.Э., Абдурахмонов С. Переработка клинкера – техногенного отхода цинкового производства // Universum: технические науки. 2020. №11-1. С. 78-81. DOI: 10.32743/UniTech.2020.80.11-1.78-81
3. Абдурахмонов С., Тошкодирова Р.Э. Технология переработки клинкера цинкового производства. Навои: Изд-во А. Навои, 2020. 96 с.
4. Способ переработки клинкера цинкового производства: пат. 2278174 РФ: МПК С22В7/00 / Скопов Г.В., Харитиди Г.П., Кривонос Ю.С., Щербачев В.В., Рыбников А.П. опублик. 20.06.2006.
5. Особенности присутствия благородных металлов в клинкере цинкового производства / Лобанов В.Г., Колмачихина О.Б., Польшгалов С.Э., Хабибулина Р.Э., Соколов Л.В. // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2022. № 5. С. 19-25. doi.org/10.3103/S1067821222060104
6. Салихов В.А. Перспективы извлечения ценных цветных и редких металлов из золошлаковых отходов энергетических предприятий Кемеровской области // Экономика. 2009. №6. С. 163-168.
7. Исследование распределения золота в материале золошлаковых отходов / Рассказова А.В., Лаврик Н.А., Литвинова Н.М. и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. № 12. С. 282-296.
8. Леонов С.Б. Обогащение руд: сб. науч. тр. / Иркутск: ИПИ, 1986. 143 с.
9. Dinghua L., Weidong W., Yanan T., Guanlin R., Shunlong Y., Haiyan L., Hao H. Flotation specificity

- of coal gasification fine slag based on release analysis. *Journal of Cleaner Production*. 2022, № 363, 132426. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2022.132426>
- Дементьева Н.А., Муллов В.М., Бывальцев В.В. Испытания инновационной технологии переработки углистой золотосодержащей руды: сб. тр. АО «Иргиредмет». Иркутск, 2022.
 - Перспектива использования реагента-депрессора отечественного производства при флотации углистых золотосодержащих руд / Сосипаторов А.И., Панченко Г.М., Высотин В.В., Винокурова М.А., Чикин А.Ю. // *Металлургия и материаловедение*. 2018. Т. 22. №9. С. 184-193.
 - Саидакмедов А.А. К вопросу о депрессии органического углерода при флотации углистых золотосодержащих руд // *Metallurgy and mineral processing*. 2022. № 2. С. 4-8.
 - Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2-х т. Иркутск: Иргиредмет, 1999. 788 с.
 - Худояров С.Р., Ильхомов Ж.А., Бозоров А.Б. Технология извлечения золота из упорных углистых золотосодержащих руд // *Результаты современных научных исследований и разработок: сб. ст. VI Междунар. науч.-практ. конф.* Пенза, 2019. С. 70-73.
 - Сабанова М.Н., Орехова Н.Н., Горлова О.Е. Технологические исследования обогатимости клинкера вельцевания цинковых кеков с разделением техногенных фаз // *Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIV Международной научно-технической конференции*. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2019. С. 98-103.
 - Salikhov V.A. Prospects for recovery of valuable non-ferrous and rare metals from ash and slag dumps of energy enterprises of the Kemerovo Region. *Ekonomika [Economics]*. 2009;(6):163-168. (In Russ.)
 - Rasskazova A.V., Lavrik N.A., Litvinova N.M. et al. Study on the distribution of gold in the material of ash and slag waste. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten [Mining Informational and Analytical Bulletin]*. 2016;(12):282-296. (In Russ.)
 - Leonov S.B. *Obogashchenie rud: sb. nauch. tr. [Enrichment of ores: collection of research papers]*. Irkutsk: Irkutsk Polytechnic Institute, 1986, 143 p. (In Russ.)
 - Dinghua L., Weidong W., Yanan T., Guanlin R., Shunlong Y., Haiyan L., Hao H. Flotation specificity of coal gasification fine slag based on release analysis. *Journal of Cleaner Production*. 2022;(363):132426. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2022.132426>
 - Dementieva N.A., Mullov V.M., Byvaltsev V.V. *Ispytaniya innovatsionnoy tekhnologii pererabotki uglitoy zolotosoderzhashchey rudy: sb. tr. [Testing of innovative technology for processing carbonaceous gold-bearing ore: collection of papers]*. Irkutsk: JSC Irgiredmet, 2022. (In Russ.)
 - Sosipatorov A.I., Panchenko G.M., Vysotin V.V., Vinokurova M.A., Chikin A.Yu. et al. Application prospects of domestic depressor reagent under carbonaceous gold-bearing ore flotation. *Metallurgiya i materialovedenie [Metallurgy and Materials Science]*. 2018;22(9):184-193. (In Russ.)
 - Saidakhmedov A.A. On the issue of depression of organic carbon during the flotation of carbonaceous gold-bearing ores. *Metallurgy and Mineral Processing*. 2022;(2):4-8. (In Russ.)
 - Lodeishchikov V.V. *Tekhnologiya izvlecheniya zolota i serebra iz upornykh rud. V 2 t. [Technology of recovery of gold and silver from refractory ores. In 2 volumes]*. Irkutsk: Irgiredmet, 1999, 788 p. (In Russ.)
 - Khudoyarov S.R., Ilkhomov Zh.A., Bozorov A.B. Technology of recovering gold from refractory carbonaceous gold-bearing ores. *Rezultaty sovremennykh nauchnykh issledovaniy i razrabotok: sb. st. VI Mezhdunar. nauch.-prakt. konf. [Results of current studies and development: Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference]*. Penza, 2019, pp. 70-73. (In Russ.)
 - Sabanova M.N., Orekhova N.N., Gorlova O.E. Technological studies on enrichment of clinker by the Waelz process of zinc cakes with separation of industry-related phases. *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogennoogo syr'ya: materialy XXIV Mezhdunarodnoi nauchno-tekhnicheskoi konferentsii [Scientific framework and practice of processing ores and industry-related raw materials: Proceedings of the 24th International Scientific and Technical Conference]*. Yekaterinburg: Fort Dialog-Iset Publishing House, 2019, p.98-103. (In Russ.)

References

- Evdokimov S.I., Panshin A.M. Selecting the concentration technology of clinker using the Waelz process on zinc cakes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Tsvetnaya metallurgiya [Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy]*. 2009;(2):19-25. (In Russ.)
- Toshkodiroya R.E., Abdurakhmonov S. Clinker processing – zinc industrial waste. *Universum: tekhnicheskoe nauki [Universum: Engineering Sciences]*. 2020;(11-1):78-81. DOI: 10.32743/UniTech.2020.80.11-1.78-81
- Abdurakhmonov S., Toshkodiroya R.E. *Tekhnologiya pererabotki klinkera tsinkovogo proizvodstva [Processing technology for zinc clinker production]*. Navoi: Navoi Publishing House, 2020, 96 p. (In Russ.)
- Skopov G.V., Kharitidi G.P., Krivonosov Yu.S., Shcherbakov V.V., Rybnikov A.P. *Sposob pererabotki klinkera cinkovogo proizvodstva [Method for processing zinc clinker]*. Patent RU, no. 2278174, 2006.
- Lobanov V.G., Kolmachikhina O.B., Polygalov S.E., Khabibulina R.E., Sokolov L.V. Features of the presence of noble metals in zinc production clinker. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Tsvetnaya metallurgiya [Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy]*. 2022;(5):19-25. doi.org/10.3103/S1067821222060104

Поступила 13.03.2023; принята к публикации 14.04.2023; опубликована 27.06.2023
Submitted 13/03/2023; revised 14/04/2023; published 27/06/2023

Лобанов Владимир Геннадьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургии цветных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия. Email: v.g.lobanov@urfu.ru. ORCID 0000-0001-6450-8434

Колмачихина Ольга Борисовна – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургии цветных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия. Email: o.b.kolmachikhina@urfu.ru. ORCID 0000-0002-7879-8791

Полыгалов Сергей Эдуардович – старший преподаватель кафедры металлургии цветных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия. Email: sergey.polygalov@urfu.ru.

Савельев Сергей Михайлович – аспирант кафедры металлургии цветных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия. Email: uvmholding@gmail.com.

Хабibuлина Раиса Энверовна – ассистент кафедры металлургии цветных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия. Email: raisa.khabibulina@urfu.ru. ORCID 0000-0002-2764-4434

Соколов Лев Викторович – аспирант кафедры металлургии цветных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Россия. Email: lev.sokolov@urfu.ru.

Vladimir G. Lobanov – PhD (Eng.), Associate Professor of the Department of Metallurgy of Non-Ferrous Metals, Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia. Email: v.g.lobanov@urfu.ru. ORCID 0000-0001-6450-8434

Olga B. Kolmachikhina – PhD (Eng.), Associate Professor of the Department of Metallurgy of Non-Ferrous Metals, Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia. Email: o.b.kolmachikhina@urfu.ru. ORCID 0000-0002-7879-8791

Sergey E. Polygalov – Senior Lecturer, Department of Metallurgy of Non-Ferrous Metals, Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia. Email: sergey.polygalov@urfu.ru.

Sergey M. Saveliev – postgraduate student of the Department of Metallurgy of Non-Ferrous Metals, Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia. Email: uvmholding@gmail.com.

Raisa E. Khabibulina – Teaching Assistant of the Department of Metallurgy of Non-Ferrous Metals, Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia. Email: raisa.khabibulina@urfu.ru. ORCID 0000-0002-2764-4434

Lev V. Sokolov – postgraduate student of the Department of Metallurgy of Non-Ferrous Metals, Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russia. Email: lev.sokolov@urfu.ru.