

УДК 661.897

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2023-3-27-37>

Научная статья

Research article



Получение концентрата родия из цементата золота

Я.Д. Зелях¹, Р.С. Воинков^{1,2}, К.Л. Тимофеев^{1,2}, Г.И. Мальцев¹

¹АО «Уралэлектромедь»

624091, Россия, Свердловская обл., г. Верхняя Пышма, Успенский пр-т, 1

²Технический университет Уральской горно-металлургической компании

624091, Россия, Свердловская обл., г. Верхняя Пышма, Успенский пр-т, 3

✉ Яков Дмитриевич Зелях (zyad@elem.ru)

Аннотация: Проведены исследования по совершенствованию технологии переработки цементата производства золота (ЦПЗ), образующегося в аффинажном отделении химико-металлургического цеха АО «Уралэлектромедь», с целью повышения степени извлечения целевых металлов в товарные продукты, диверсификации производства, получения экономического эффекта за счет увеличения содержания драгоценных металлов (ДМ) в индивидуальных концентратах. Оптимизация технологии переработки ЦПЗ предусматривает интенсификацию процессов выщелачивания исходного материала и фильтрации полученной пульпы для увеличения показателей извлечения в раствор золота, металлов платиновой группы (МППГ) и снижения находящихся в обороте ДМ, что позволит получить индивидуальные продукты (черновые ДМ) с минимальными материальными затратами и трудоемкостью. Повысить содержание родия в концентрате и сократить его количество в обороте при переработке цементата возможно путем предварительного окислительного обжига при температуре свыше 500 °С, при которой на поверхности родия образуется труднорастворимый триоксид Rh_2O_3 , не растворяющийся в «царской водке», что позволяет выделить его в виде индивидуального продукта. Установлено влияние температуры и состава газовой фазы при проведении окислительного обжига исходного сырья ($t = 500\text{--}750$ °С) на состав концентрата триоксида родия (15÷45 % Rh_2O_3). Разработана и опробована в промышленном варианте схема переработки цементата производства золота, которая позволяет селективно получить несколько продуктов: осажденное золото ($\text{Au} \geq 98$ %), осажденное серебро ($\text{Ag} \geq 98$ %), концентрат МППГ ($\text{Pt} \geq 45$ % и $\text{Pd} \geq 15$ %), концентрат родия ($\text{Rh} = 15\text{--}45$ %).

Ключевые слова: цементат производства золота, цементация, драгоценные металлы, обжиг, выщелачивание, родий, концентрат металлов платиновой группы.

Для цитирования: Зелях Я.Д., Воинков Р.С., Тимофеев К.Л., Мальцев Г.И. Получение концентрата родия из цементата золота. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2023;29(3):27–37. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2023-3-27-37>

Preparation of rhodium concentrate from gold cementate

Ya.D. Zelyakh¹, R.S. Voinkov^{1,2}, K.L. Timofeev^{1,2}, G.I. Maltsev¹

¹JSC Uralelectromed

1 Uspenskiy prosp., Verkhnyaya Pyshma, Sverdlovsk region, 624091, Russia

²Technical University of Ural Mining and Metallurgical Company

3 Uspenskiy prosp., Verkhnyaya Pyshma, Sverdlovsk region, 624091, Russia

✉ Yakov D. Zelyakh (zyad@elem.ru)

Abstract: This article describes studies on improving reprocessing technology gold production cementate (GPC) formed in refining section of chemical metallurgical shop at JSC Uralelectromed, in order to increase the extraction rate of targeted metals into marketable products, diversification of production, achievement of economic effect due to increasing content of precious metals (PM) in individual concentrates.

The optimization of GPC reprocessing technology includes intensification of leaching of initial material and filtration of produced pulp, in order to increase the extraction of gold and platinum group metals (PGM) into solution and decrease the circulated PM. This would allow individual products (crude PM) to be obtained with minimum material loss and labor consumption. It is possible to increase rhodium content in concentrate and to reduce its circulation by preliminary oxidizing annealing at the temperature above 500 °C. At this temperature hardly soluble trioxide Rh_2O_3 is formed on rhodium surface, insoluble in aqua regia, thus allowing it to deposit in the form of individual product. The influence of temperature and composition of gaseous phase was established upon oxidizing annealing of initial raw stuff ($t = 500\text{--}750$ °C) on the composition of rhodium trioxide concentrate (15+45 % Rh_2O_3). Reprocessing flowchart of gold production cementate was developed and tested on commercial scale, allowing for the simultaneous production of several products: deposited gold ($\text{Au} \geq 98$ %), deposited silver ($\text{Ag} \geq 98$ %), PGM concentrate ($\text{Pt} \geq 45$ % and $\text{Pd} \geq 15$ %), rhodium concentrate ($\text{Rh} = 15\text{+}45$ %).

Keywords: precipitate of gold recovery, precipitation, precious metals, annealing, leaching, rhodium, concentrate of platinum group metals.

For citation: Zelyakh Ya.D., Voinkov R.S., Timofeev K.L., Maltsev G.I. Preparation of rhodium concentrate from gold cementate. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2023;29(3):27–37. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2023-3-27-37>

Введение

В рудах Урала содержание платиновых металлов невелико, но при этом из исходного сырья в анодную медь, как правило, извлекается не менее 97 % платиноидов. В технологической цепочке производства меди в ОАО УГМК платиноиды в составе черновой меди поступают в АО «Уралэлектромедь» — головное предприятие компании, которое является одним из крупнейших в России медеаффинировочных производств, постоянно модернизирующим свою технологию. При электроаффинировании меди образуется шлам, содержащий драгоценные металлы (ДМ), %: 0,35–0,48 Au, 8,66–11,31 Ag, 0,002–0,004 Pt, 0,025–0,052 Pd, 0,0009–0,0025 Rh [1–3]. В последующем ДМ концентрируются в сплаве серебряно-золотом (ССЗ), который поступает на аффинирование [4–8]. На рис. 1 приведена принципиальная технологическая схема переработки ССЗ в АО «Уралэлектромедь». Продуктами аффинирования являются золото и серебро в слитках, а также концентраты металлов платиновой группы (КМПГ) в виде осадка катодного и порошка (КМПГ-ОК и КМПГ-П соответственно).

Растущее потребление металлов платиновой группы (МПГ) на фоне повышения их стоимости все больше увеличивает интерес к исследованиям селективного получения аффинированных платиновых металлов, включая рассмотрение возможности селективного выделения платиновых металлов из поликомпонентного сырья техногенного производства на примере цементата производства золота (ЦПЗ) [9–13].

Цементат производства золота образуется в аффинажном отделении (АФО) химико-металлургического цеха (ХМЦ) при восстановлении ДМ железосодержащими материалами из отработанных растворов осаждения золота оборотного и

КМПГ-порошка, а также промывных вод системы пылегазоулавливания плавильного передела. Содержание основных компонентов ЦПЗ следующее, %: 12–30 Au, 2–6 Ag, 14–32 Pt, 5–15 Pd, 2–8 Rh, 25–35 примеси. Примеси в ЦПЗ представлены Cu, Se, Te, Fe и S в количестве до 10 % каждой, а также другими элементами [14–17].

Для повышения извлечения ценных компонентов и комплексности использования образующихся промпродуктов осуществляют переработку ЦПЗ как с коллективным извлечением примесей, так и с селективным выделением драгоценных металлов [18; 19]. Состав полученных продуктов и эффективность их извлечения зависят, в частности, от природы и свойств растворителя [20–22]. Получение индивидуальных продуктов высокой чистоты сопровождается обилием стадий перечистки и сложностью аппаратного оформления процесса [23]. В АО «Уралэлектромедь» в настоящее время реализована схема переработки ЦПЗ (рис. 2).

Необходимо отметить повышенную продолжительность (от 4 до 6 ч) стадии растворения цементатов, которая прямо пропорциональна содержанию недрагоценных металлов, — это сопровождается снижением показателей прямого извлечения металлов в целевые продукты (до 50 % Au, 40 % Pt, 60 % Pd) и сопряжено с длительным временем фильтрации пульпы после растворения ЦПЗ в растворе «царской водки» (от 0,5 до 2 ч) из-за аморфной структуры материала.

Качественный фазовый анализ исходного цементата представлен на рис. 3. При изучении фазовой структуры исследуемого материала была установлена возможность наличия аморфных фаз (гало с центральной точкой $2\theta \sim 46,89^\circ$) — до 36 %, обусловленного рассеянием от неупорядоченных

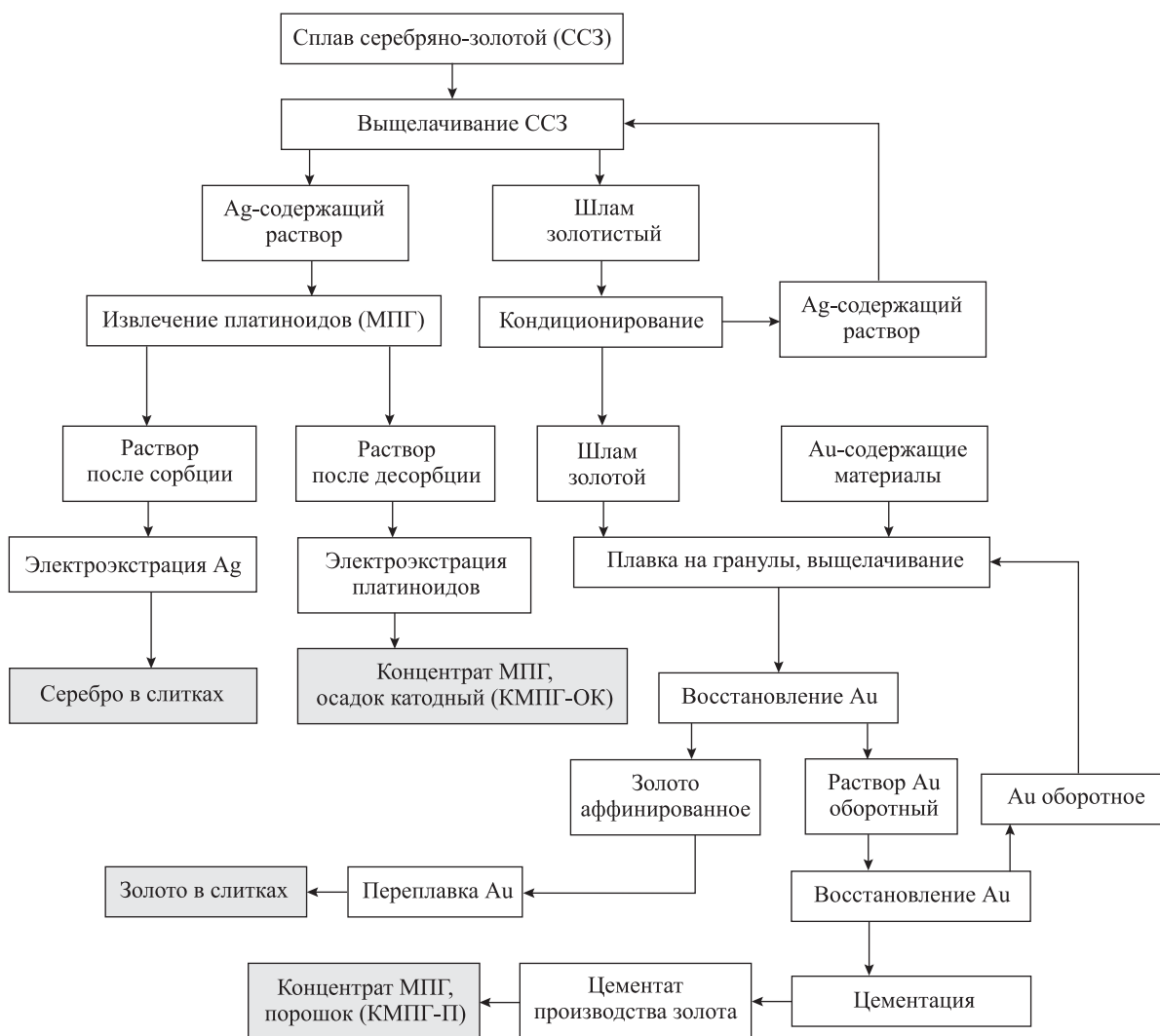


Рис. 1. Принципиальная схема аффинажа ДМ в АО «Уралэлектромедь»

Fig. 1. Flowchart of PM refining at AO Uralektromed

фаз. Выраженные линии на дифрактограмме, возможно, принадлежат AgAu.

Оптимизация технологии переработки ЦПЗ предусматривает окислительный обжиг, ведущий к интенсификации процессов выщелачивания исходного материала и фильтрации полученной пульпы с целью повышения показателей извлечения в раствор золота и МПП и снижения находящихся в обороте драгоценных металлов, что позволит получить индивидуальные продукты (черновые ДМ), а также диверсифицировать производство (получение концентрата родия).

По существующей технологии родий распределяется между нерастворимым остатком после выщелачивания ЦПЗ (извлекается ~40 % Rh) и кон-

центратом платиноидов в виде порошка (КМПП-П, ~60 % Rh), получаемым цементацией. Содержание родия в концентрате составляет 2–8 %. Повысить содержание родия в КМПП-порошке и сократить его количество в обороте при переработке ЦПЗ возможно путем предварительного окислительного обжига при температуре свыше 500 °С, при которой на поверхности родия образуется малорастворимый триоксид Rh_2O_3 , не растворяющийся в «царской водке», что позволяет выделить его в виде индивидуального продукта [24–29].

Цель настоящей работы заключалась в совершенствовании технологии переработки цементата производства золота с дополнительным получением черновых металлов (серебро — $Ag \geq 98\%$, концентрат родия — $Rh = 15 \div 45\%$) и сохранением

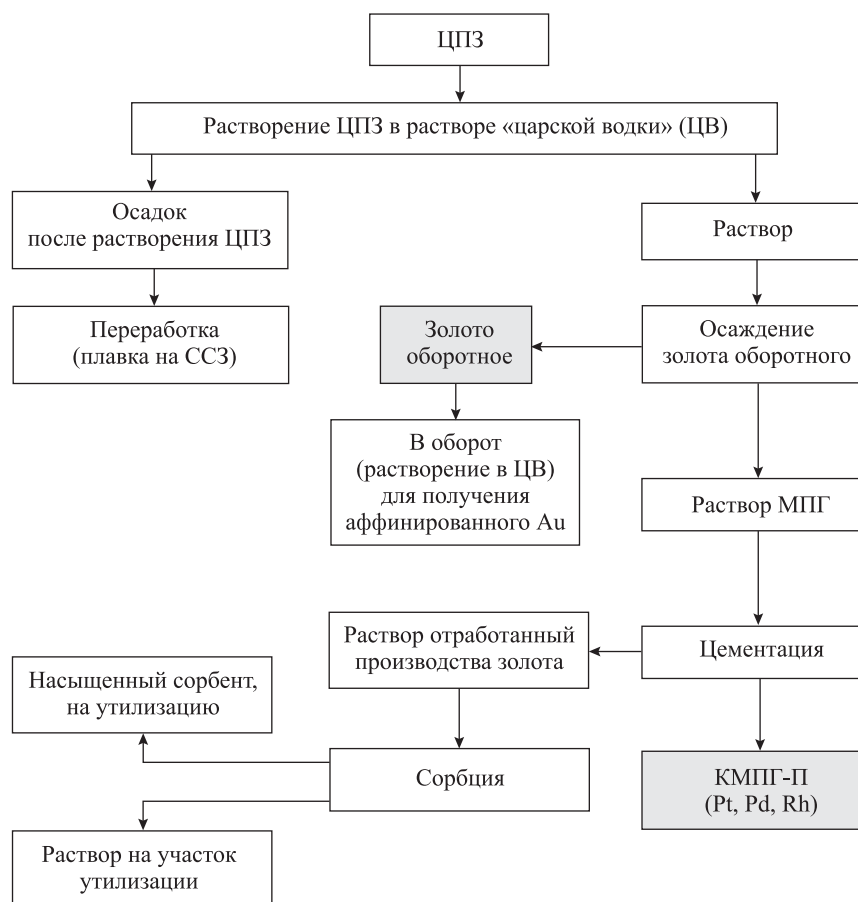


Рис. 2. Принципиальная существующая схема переработки ЦПЗ

Fig. 2. Existing flowchart of GPC reprocessing

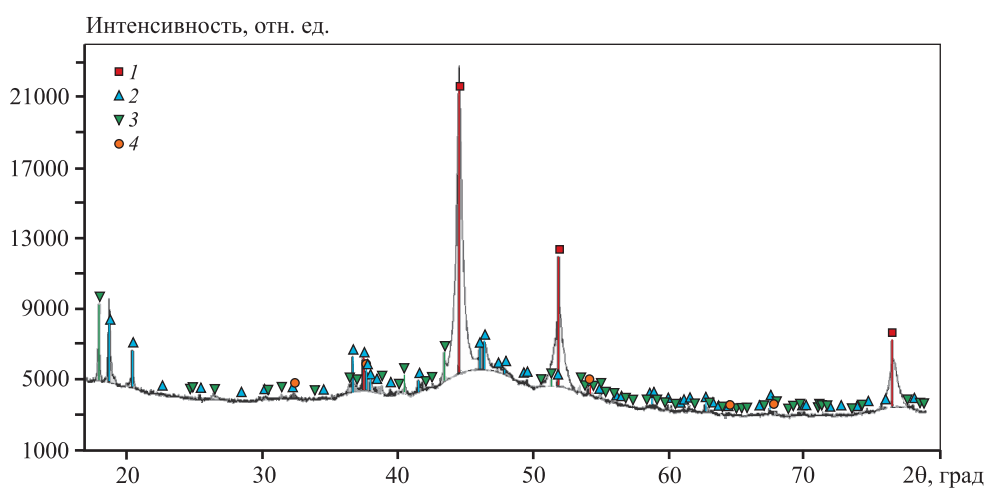


Рис. 3. Качественный фазовый анализ пробы «ЦПЗ исходный» (DiffracSuite EVA v6.0; ICDD PDF-2 2019, фрагмент дифрактограммы)

1 – AuAg; 2 – атаканит $\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$; 3 – боталлакит $\text{Cu}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$; 4 – хлораргирит AgCl

Fig. 3. Qualitative phase analysis of initial GPC

(DiffracSuite EVA v6.0; ICDD PDF-2 2019, diffraction pattern fragment)

1 – AuAg; 2 – atacamite $\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$; 3 – botallackite $\text{Cu}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$; 4 – chlorargyrite AgCl

качества золота ($\text{Au} \geq 98\%$) и концентрата МПГ ($\text{Pt} \geq 45\%$ и $\text{Pd} \geq 15\%$).

Методика исследований

Для оценки возможности получения концентрата с повышенным содержанием родия была проведена серия экспериментов согласно доработанной технологической схеме, представленной на рис. 4.

Эксперименты отличались условиями проведения окислительного обжига (табл. 1): обжиг в опыте 1 выполняли в лабораторной муфельной печи и сравнивали его результаты с данными при переработке исходного материала (опыт 1.1, см. табл. 2); опыты 2, 3 проводили в промышленных условиях — электропечь косвенного нагрева; высота слоя материала не более 2 см. Параметры других технологических операций были идентичны.

Выщелачивание ЦПЗ после обжига осуществляли в лабораторных и промышленных реакторах при температуре $85\text{--}95\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $\text{Ж} : \text{Т} = 5$ смесью кислот состава, об.%: $85\text{--}95\text{ HCl}$, $5\text{--}15\text{ HNO}_3$.

Химический анализ промпродуктов выполняли атомно-эмиссионным спектральным методом с индуктивно-связанной плазмой с использованием оптико-эмиссионного спектрометра «Spectroblue» (Spectro Analytical Instruments, Германия), готовую продукцию изучали атомно-эмиссионным спектральным методом с искровым источником возбуждения спектра на эмиссионном спектрометре «Spectrolab M12» (Германия).

Образцы цементата и продукты его обжига также исследовали рентгенофазовым анализом (РФА) на дифрактометре «Bruker D8 Advance» (Bruker Corp., США) в диапазоне углов дифракции $2\theta = 15\text{--}80^{\circ}$ в CoK_{α} -излучении с шагом $0,025^{\circ}$ с использованием позиционно-чувствительного детектора

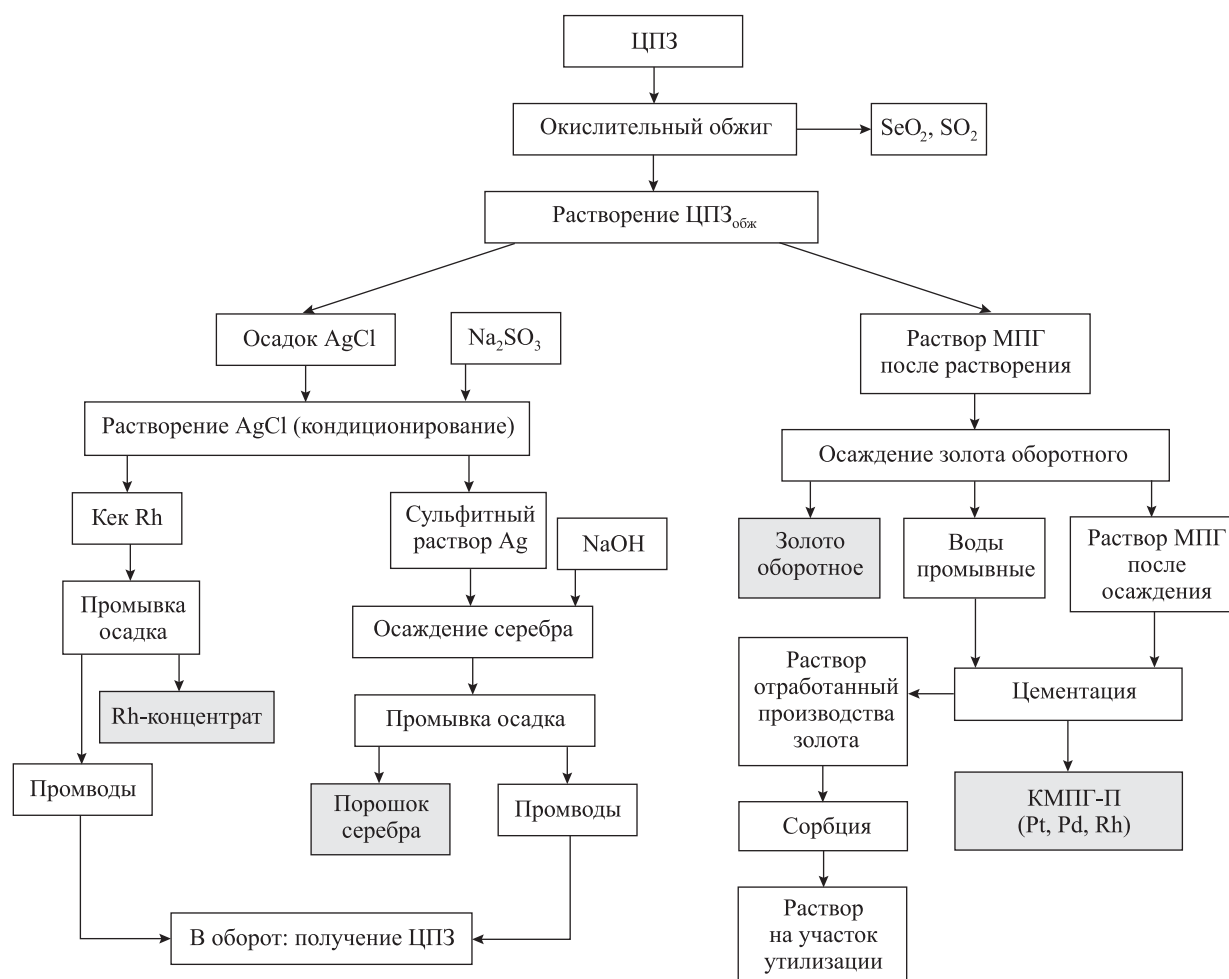


Рис. 4. Предлагаемая технологическая схема переработки ЦПЗ

Fig. 4. Proposed flowchart of GPC reprocessing

Таблица 1. Технологические параметры обжига ЦПЗ

Table 1. Technological parameters of GPC annealing

№ опыта	<i>t</i> , °С	Продолжительность, ч	Масса ЦПЗ, кг	Условия проведения обжига
1.1	—	—	0,2	Лабораторные, без операции предварительного обжига
1	750	10–12	0,2	Лабораторные, периодическая подача воздуха (0,05 н.м ³ /ч)
2	500	8–10	28,1	Промышленные, подача чистого кислорода (20 н.м ³ /ч)
3	620	24–30	20,7	Промышленные, периодическая подача воздуха (5 н.м ³ /ч)
4	720	8–10	25,6	Промышленные, подача чистого кислорода (20 н.м ³ /ч)
5	720	12–14	21,5	Промышленные, периодическая подача воздуха (5 н.м ³ /ч)

«LynxEye»; общее время записи дифрактограммы составляло 7,5 ч, эквивалентное время на шаг — 1860 с. Качественный фазовый анализ осуществляли с помощью пакета «Bruker DiffracSuite EVA v6.0» и базы данных эталонных дифракционных спектров ICDD PDF-2 (v. 2019). Количественный фазовый анализ проводили в пакете полнопрофильного анализа «Bruker TOPAS 5.0» по методу Ритвельда; кристаллические структуры взяты из открытой базы данных «Crystallography Open Database» (Кембриджский университет, Великобритания). Микрофотографии образцов получены на электронном микроскопе «Tescan Vega» (Tescan, Чехия) с увеличением 60× и 400×.

Результаты и их обсуждение

При выщелачивании обожженных материалов отмечается сокращение на 50–70 % и продолжительности самого растворения материалов, и времени фильтрации полученных пульп (рис. 5), что связано с изменением структуры осадка (рис. 6 — лабораторные эксперименты). Несмотря на дополнительную операцию обжига длительностью 8–16 ч, технология не приводит к увеличению незавершенного производства, позволяет сократить количество повторных растворов и вывести до 5 % родия из оборота. В табл. 2 приведены степени выщелачивания металлов в раствор в каждом из экспериментов.

Качественный фазовый анализ ЦПЗ после обжига представлен на рис. 6. Наблюдается изменение структуры осадка, о чем свидетельствуют данные РФА. Согласно дифрактограмме, идентифицировано образование кристаллов, существенно сократилась доля аморфных фаз. Результаты

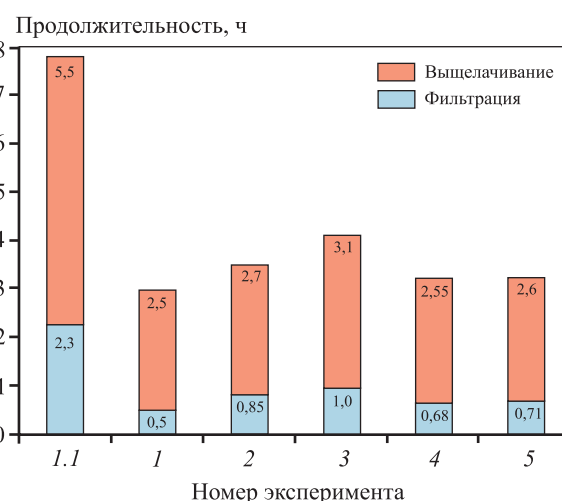


Рис. 5. Зависимость продолжительности стадий выщелачивания и фильтрации от условий предварительного обжига

Fig. 5. Duration of leaching and filtration stages as a function of conditions of preliminary annealing

Таблица 2. Степень выщелачивания металлов в раствор, %

Table 2. Degree of metal leaching into solution, %

№ опыта	Au	Ag	Pt	Pd	Rh
1.1	80	9	77	74	62
1	99,99	4	86	82	30
2	99,99	3	99,99	99,99	50
3	99,99	1,5	88	72	34
4	99,99	2,6	95,7	86,2	32
5	99,99	1,8	96,4	90,1	33

микрорентгеноспектрального анализа также подтверждают сделанные заключения: в сравнении с исходным цементатом (рис. 7, а) в продукте после обжига (рис. 7, б) идентифицируются четко различимые кристаллы макалпинита Cu_3TeO_6 , образующегося в результате окислительного обжига. Возможность формирования этих кристаллов показана в работе [30]. Дополнительным под-

тверждением приведенных выводов об изменении структуры осадка являются практические результаты по скорости фильтрации цементата до и после обжига.

Ни состав газовой фазы (кислород, воздух или кислородно-воздушная смесь (КВС)), ни режим подачи газа (0,05–20 н.м³/ч) не оказали заметного воздействия на эффективность окисления родия

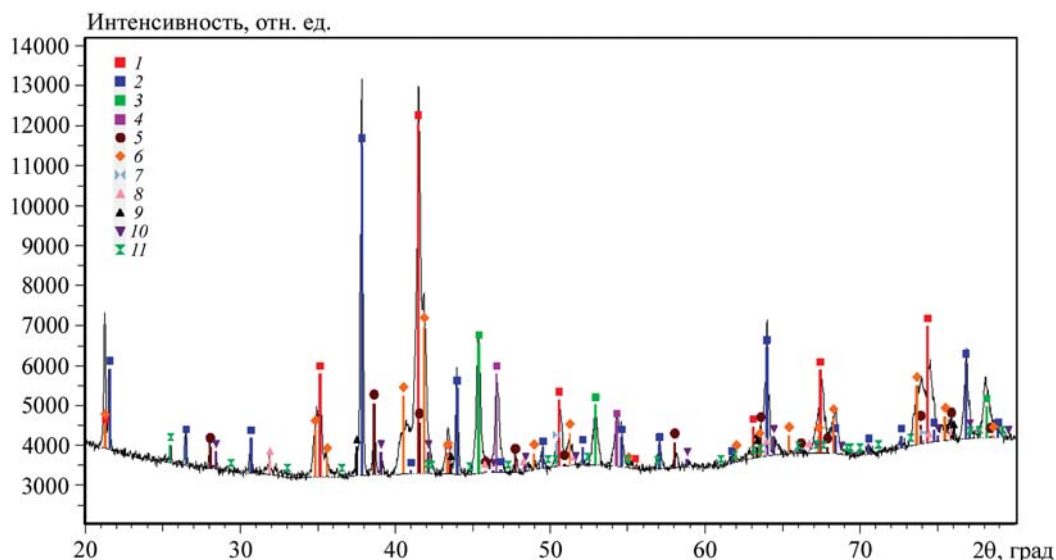


Рис. 6. Качественный фазовый анализ пробы «ЦПЗ после обжига» (DiffracSuite EVA v6.0; ICDD PDF-2 2019, фрагмент дифрактограммы)

Фазы: 1 – манганат железа Fe_2MnO_4 ; 2 – медно-никелевый оксид теллура $\text{Cu}_2\text{Ni}(\text{TeO}_6)$; 3 – $\text{Au}_{0.8}\text{Cu}_{0.2}$; 4 – платина Pt; 5 – гематит Fe_2O_3 ; 6 – феррит меди CuFe_2O_4 ; 7 – ферроплатина $\text{Fe}_{0.75}\text{Pt}_{0.25}$; 8 – рутил TiO_2 ; 9 – AgO ; 10 – $(\text{Cr}_{0.88}\text{Ti}_{0.12})_2\text{O}_3$; 11 – кристобалит SiO_2

Fig. 6. Qualitative phase analysis of GPC after annealing (DiffracSuite EVA v6.0; ICDD PDF-2 2019, diffraction pattern fragment)

Phases: 1 – iron manganate Fe_2MnO_4 ; 2 – copper nickel tellurium oxide $\text{Cu}_2\text{Ni}(\text{TeO}_6)$; 3 – $\text{Au}_{0.8}\text{Cu}_{0.2}$; 4 – platinum Pt; 5 – hematite Fe_2O_3 ; 6 – copper ferrite CuFe_2O_4 ; 7 – propatagium $\text{Fe}_{0.75}\text{Pt}_{0.25}$; 8 – rutile TiO_2 ; 9 – AgO ; 10 – $(\text{Cr}_{0.88}\text{Ti}_{0.12})_2\text{O}_3$; 11 – cristobalite SiO_2

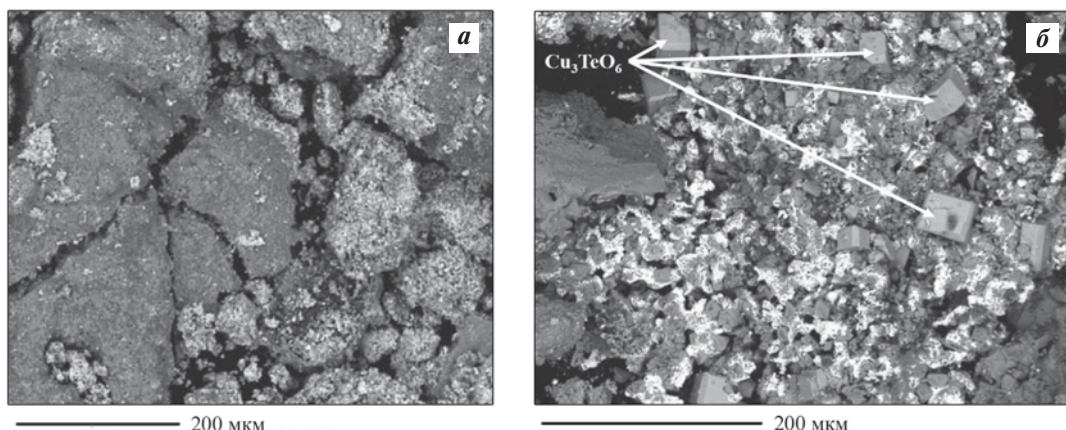


Рис. 7. Микрофотографии ЦПЗ до (а) и после (б) обжига

Fig. 7. GPC micro images before (a) and after (b) annealing

Таблица 3. Содержание ДМ (%) в золоте оборотном и КМПГ

Table 3. PM content (%) in recirculated gold and PGM

№ опыта	Au	Ag	Pt	Pd	Rh
1.1	99,6/0,46	0,022/1,01	0,017/32,53	0,029/11,5	0,045/9,12
1	99,3/—	0,020/0,005	0,178/46,15	0,199/22,70	0,001/2,10
2	98,9/0,012	0,257/0,720	0,234/38,80	0,010/15,12	0,010/3,10
3	99,4/0,056	0,015/0,329	0,045/48,13	0,105/19,79	0,000/2,52
4	98,6/0,021	0,153/0,56	0,184/45,7	0,095/20,1	0,011/2,15
5	99,01/0,015	0,104/0,43	0,078/44,5	0,102/19,97	0,009/2,42

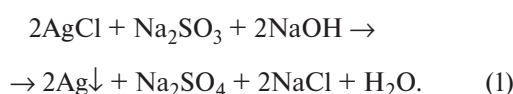
Примечание: числитель — золото оборотное, знаменатель — КМПГ.

ввиду избытка окислителя. Состав газа в промышленных экспериментах был обусловлен технологическими особенностями и параметрами используемых печей обжига. На эффективность окисления родия в наибольшей степени влияла температура, при $t = 750$ °C растворяется лишь 30 % Rh. Существенное различие степеней извлечения ДМ в раствор обусловлено не только температурой обжига, но и различным содержанием металлов-примесей (Cu, Te, Fe, Sb) в разных партиях ЦПЗ, влияние которых будет оценено в дальнейших исследованиях.

Из растворов выщелачивания проведено удаление избытка азотной кислоты путем добавления раствора этилового спирта при нагревании. В табл. 3 приведены составы золота оборотного и КМПГ. Извлечение ДМ (Au, Pt, Pd, Rh) из раствора выщелачивания в конечные продукты составило более 99 %.

Нерастворимый остаток операции растворения ЦПЗ после обжига в «царской водке» состоит, в основном, из хлорида серебра (AgCl) и оксида родия (Rh₂O₃). Увеличение содержания родия в твердой фазе было достигнуто за счет выщелачивания нерастворимого остатка раствором сульфата натрия. В раствор при этом переходит серебро в опытах 1/2/3 с концентрациями, г/дм³: 9,18/9,2/7,9; извлечение серебра составляет, %: 99,99/99,99/75. Конечный твердый остаток является родиевым концентратом (табл. 4), пригодным для последующей переработки с получением металлического родия.

Из полученных сульфитных растворов кондиционирования серебро восстанавливали до металлического добавлением едкого натра:



Результаты анализа осадка серебра представлены в табл. 5.

Условия обжига и данные по содержанию родия в продуктах различных стадий приведены на рис. 8 и в табл. 6.

Видно, что эффективность окисления родия напрямую зависит от температурного режима обжига: увеличение температуры обжига от 500 до 750 °C повышает содержание родия в концентрате от 15 до 45 %.

Таблица 4. Содержание ДМ в концентрате родия, %

Table 4. PM content in rhodium concentrate, %

№ опыта	Rh	Au	Ag	Pt	Pd
1.1	8,4	0,1	0,15	3,5	2,8
1	45,00	0,15	0,250	1,17	0,58
2	20,08	1,07	0,543	3,96	6,16
3	15,10	0,54	5,200	1,600	11,7
4	40,25	0,96	1,2	1,512	8,92
5	37,89	0,85	1,08	2,08	9,07

Таблица 5. Содержание ДМ в осадке серебра, %

Table 5. PM content in silver residue, %

№ опыта	Au	Ag	Pt	Pd	Rh
1.1	0,05	85,1	2,3	1,58	0,45
1	—	99,59	0,00	0,00	0,00
2	0,18	94,61	0,77	0,15	0,30
3	2,34	86,80	1,70	0,68	0,39
4	0,26	92,48	0,89	0,57	0,05
5	0,34	93,26	1,04	0,39	0,12

Таблица 6. Концентрация родия в исходном цементате и продуктах его переработки, %

Table 6. Rhodium concentration in initial cementate and products of its reprocessing, %

Номер опыта	Условия обжига ЦПЗ		Цементат исходный	Цементат после обжига	Остаток ЦВ-растворения*	Концентрат родия**
	t , °C	Газ				
1.1	Без обжига		7,00	7,00	10,29	8,40
1	750	KBC	7,00	9,30	31,95	45,00
2	500	O ₂	2,33	2,95	11,00	15,00
3	620	KBC	4,40	5,20	14,00	20,00
4	720	O ₂	5,07	10,27	26,83	40,25
5	720	KBC	6,52	8,68	23,72	37,89

* Остаток материала после царско-водочного растворения.
 ** Полученный концентрат родия после проведения операций согласно схеме на рис. 4.

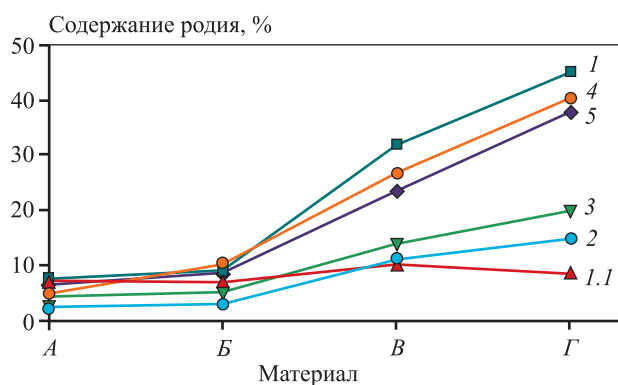


Рис. 8. Зависимость содержания родия в продуктах переработки ЦПЗ, обожженного при различных условиях

Материал: *A* – ЦПЗ исходный; *B* – ЦПЗ после обжига; *B* – нерастворимый остаток выщелачивания ЦПЗ; *G* – концентрат родия
 t , °C: *1.1* – без обжига; *1* – 750, KBC; *2* – 500, O₂; *3* – 620, KBC; *4* – 720, O₂; *5* – 720, KBC

Fig. 8. Rhodium content in GPC reprocessing products annealed under various conditions

Material: *A* – initial GPC; *B* – GPC after annealing; *B* – insoluble residue of GPC leaching; *G* – rhodium concentrate
 t , °C: *1.1* – w/o annealing; *1* – 750, OAM; *2* – 500, O₂; *3* – 620, OAM; *4* – 720, O₂; *5* – 720, OAM

Заключение

Разработана и опробована технологическая схема переработки коллективного цементата производства золота, содержащего драгоценные металлы, получаемого в АО «Уралэлектромедь». Выявлена зависимость степени окисления родия от температуры предварительного обжига цементата: ее повышение от 500 до 750 °C увеличивает содер-

жание целевого металла в товарном продукте (концентрате) с 15 до 45 % Rh. Оптимальные параметры проведения предварительного окислительного обжига – температура 750 °C, продолжительность 2 ч.

Предложенная технологическая схема переработки ЦПЗ позволяет выделить в индивидуальные продукты серебро ($\text{Ag} \geq 98\%$) и концентрат родия ($\text{Rh} = 15\div 45\%$) с сохранением качества золота ($\text{Au} \geq 98\%$) и концентрата МПГ ($\text{Pt} \geq 45\%$, $\text{Pd} \geq 15\%$).

В качестве дальнейшего направления развития этой темы предполагаются проведение исследований по аффинажу концентрата родия, уточнение оптимальных условий его переработки и реализация технологии в промышленном масштабе.

Список литературы/References

- Nagai H., Shibata E., Nakamura T. Development of methods for concentration and dissolution of Rh and Ru from copper slime. *Hydrometallurgy*. 2017;169:282–289. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2017.01.004>
- Crundwell F.K., Moats M.S., Ramachandran V., Robinson T.G., Davenport W.G. Extractive metallurgy of nickel, cobalt and platinum group metals. Chapter 37. Refining of the platinum-group metals. Elsevier Ltd., 2011. P. 489–534. <https://doi.org/10.1016/C2009-0-63541-8>
- Nakhjiri A.T., Sanaeepur H., Amooghin A.E., Shirazi M.M.A. Recovery of precious metals from industrial wastewater towards resource recovery and environmental sustainability: A critical review. *Desalination*. 2022;527:115510. <https://doi.org/10.1016/j.desal.2021.115510>

4. Hayashibe Y. Reference module in chemistry, molecular sciences and chemical engineering. In: *Precious Metals*. Elsevier Ltd., 2005. P. 277–287.
5. Мастюгин С.А., Волкова Н.А., Набойченко С.С., Ласточкина М.А. Шламы электролитического рафинирования меди и никеля. Екатеринбург: УрФУ, 2013. 256 с.
6. Mulwanda J., Dorfling C. Recovery of dissolved platinum group metals from copper leach solutions by precipitation. *Minerals Engineering*. 2015;80:50–56. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.07.002>
7. Boduen A.Y., Fokina S.B., Polezhaev S.Yu. The hydrometallurgical pretreatment of a refractory gold sulfide concentrate. In: *Innovation-based development of the mineral resources sector: challenges and prospects: Proceedings of the 11th Russian-German raw materials conference (Potsdam, Germany, 7–8 Nov. 2018)*. London: CRC Press, 2018. P. 331–340. <https://doi.org/10.1201/9780429022388>
8. Королев А.А., Краюхин С.А., Мастюгин С.А., Гибадуллин Т.З., Лебедь А.Б. Способ получения серебра и металлов платиновой группы: Пат. 2680552 (РФ). 2018.
9. Zotova I.E., Fokina S.B., Boduen A.Ya., Petrov G.V. Sorption concentration of ruthenium from sulfuric solutions. *Non-Ferrous Metals*. 2019;(1):12–15. <https://doi.org/10.17580/nfm.2019.01.02>
10. Aghaei E., Alorro R.D., Encila A.N., Yoo K. Magnetic adsorbents for the recovery of precious metals from leach solutions and wastewater. *Metals*. 2017;7(12):529. <https://doi.org/10.3390/met7120529>
11. Александрова Т.Н., О'Коннор С. Переработка платинометаллических руд в России и Южной Африке: состояние и перспективы. *Записки Горного института*. 2020;244:462–473. <https://doi.org/10.31897/PMI.2020.4.9>
Aleksandrova T.N., O'Connor C. Processing of platinum group metal ores in Russia and South Africa: current state and prospects. *Journal of Mining Institute*. 2020;244:462–473. (In Russ.). <https://doi.org/10.31897/PMI.2020.4.9>
12. Jacek Sitko. Analysis of selected technologies of precious metal recovery processes. *Multidisciplinary Aspects of Production Engineering* 2019;2(1):72–80. <https://doi.org/10.2478/mape-2019-0007>
13. Kobylanski A., Zhukova V., Petrov G., Boduen A. Challenges in processing copper ores containing sulfosalts. In: *Scientific and practical studies of raw material issues: Proceedings of the Russian-German raw materials dialogue: A collection of young scientists papers and discussion (19 Nov. 2019)*. London: CRC Press, 2020. P. 120–126. <https://doi.org/10.1201/9781003017226-18>
14. Лебедь А.Б., Мальцев Г.И., Мамяченков С.В. Аффинаж золотосеребряных сплавов на ОАО «Уралэлектромедь». Екатеринбург: УрФУ, 2015. 159 с.
15. Лебедь А.Б., Скороходов В.И., Кремко Е.Г., Волкова Н.А., Мастюгин С.А., Горяева О.Ю., Рычков Д.М. Способ выделения платиновых металлов: Пат. 2111272 (РФ). 1998.
16. Polvanov S., Ergashev N., Khodzhiev M., Tashmurotov A. Study of obtaining accompanying elements in the processing of gold-bearing ores of the muruntau deposit. *Universum: Engineering Sciences*. 2022;7(100):20–24. <https://doi.org/10.32743/UniTech.2022.100.7.14079>
17. Кононова О.Н., Мельников А.М., Борисова Т.В. Способ разделения платины (II, IV), родия (III) и никеля (II) в хлоридных растворах: Пат. 2527830 (РФ). 2010.
18. Гинзбург С.И., Езерская Н.А., Прокофьева И.В., Федоренко Н.В., Шленская В.И., Бельский Н.К. Аналитическая химия платиновых металлов. М.: Наука, 1972. 616 с.
19. Плеханов К.А., Ашихин В.В., Шевелева Л.Д., Лебедь А.Б., Краюхин С.А., Скопин Д.Ю. Способ выделения платиновых металлов: Пат. 2238244 (РФ). 2002.
20. Huang Z.S., Yang T.Z. Comparative study on refractory gold concentrate kinetics and mechanisms by pilot scale batch and continuous bio-oxidation. *Minerals*. 2021;11(12):1343. <https://doi.org/10.3390/min11121343>
21. Rinne M., Elomaa H., Seisko S., Lundstrom M. Direct cupric chloride leaching of gold from refractory sulfide ore: process simulation and life cycle assessment. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2021;43(5):598–609. <https://doi.org/10.1080/08827508.2021.1910510>
22. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. М.: Металлургия, 1987. 432 с.
23. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт. М.: Металлургия, 1991. 416 с.
24. Kepp K.P. Chemical causes of metal nobleness. *ChemPhysChem*. 2020;21(5):360–369. <https://doi.org/10.1002/cphc.202000013>
25. Федоров И.А. Родий. М.: Наука, 1966. 276 с.
26. Бимиш Ф. Аналитическая химия благородных металлов. Пер. с англ. под ред. С.И. Гинзбург. М.: Мир, 1969. 592 с.
27. Kunitomori K., Oyanagi H., Shindo H., Ishigaki T., Uchijima T. Structural transformation and catalytic behaviors of rhodium ternary oxides during calcination and reduction treatments. *Studies in Surface Science and Catalysis*. 1993;75:2039–2042. [https://doi.org/10.1016/S0167-2991\(08\)64220-2](https://doi.org/10.1016/S0167-2991(08)64220-2)

28. Šarić A., Popović S., Trojko R., Music S. The thermal behavior of amorphous rhodium hydrous oxide. *Journal of Alloys and Compounds*. 2001;320(1):140–148. [https://doi.org/10.1016/S0925-8388\(01\)00938-0](https://doi.org/10.1016/S0925-8388(01)00938-0)
29. Barclay G.A., Broadbent R.F., Kingston J.V., Scollary G.R. The thermal behaviour of some rhodium complexes. *Thermochimica Acta*. 1974;10(1):73–83. [https://doi.org/10.1016/0040-6031\(74\)85025-2](https://doi.org/10.1016/0040-6031(74)85025-2)
30. Ниценко А.В., Володин В.Н., Линник К.А., Тулеу-
тай Ф.Х., Бурабаева Н.М. Дистилляционное извле-
чение теллура из теллурида меди в оксидных фор-
мах. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2022;28(4):
45–54. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2022-4-45-54>
Nitsenko A.V., Volodin V.N., Linnik K.A., Tuleutay F.K.,
Burabaeva N.M. Distillation recovery of tellurium from
copper telluride in oxide forms. *Izvestiya. Non-Ferrous
Metallurgy*. 2022;28(4):45–54. (In Russ.).
<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2022-4-45-54>

Информация об авторах

Яков Дмитриевич Зелях — вед. инженер-технолог
Исследовательского центра АО «Уралэлектромедь».
<https://orcid.org/0000-0003-0486-9363>
E-mail: zyad@elem.ru

Роман Сергеевич Воинков — к.т.н., начальник Исследо-
вательского центра АО «Уралэлектромедь»; доцент
кафедры металлургии Технического университета
Уральской горно-металлургической компании (УГМК).
<https://orcid.org/0000-0001-6697-1596>
E-mail: r.voinkov@elem.ru

Константин Леонидович Тимофеев — д.т.н., начальник тех-
нического отдела АО «Уралэлектромедь»; доцент кафе-
дры металлургии Технического университета УГМК.
<https://orcid.org/0000-0002-9525-6476>
E-mail: K.Timofeev@elem.ru

Геннадий Иванович Мальцев — д.т.н., ст. науч. сотрудник,
гл. специалист Исследовательского центра АО «Урал-
электромедь».
<https://orcid.org/0000-0002-0750-0070>
E-mail: mgi@elem.ru

Information about the authors

Yakov D. Zelyakh — Leading Process Engineer of the Research
Center of JSC «Uralelectromed».
<https://orcid.org/0000-0003-0486-9363>
E-mail: zyad@elem.ru

Roman S. Voinkov — Cand. Sci. (Eng.), Head of the Research
Center of JSC «Uralelectromed»; Associate Professor
of the Department of Metallurgy of the Technical University
of the Ural Mining and Metallurgical Company (UMMC).
<https://orcid.org/0000-0001-6697-1596>
E-mail: r.voinkov@elem.ru

Konstantin L. Timofeev — Dr. Sci. (Eng.), Head of the Techni-
cal Department of JSC «Uralelectromed»; Associate Profes-
sor of the Department of Metallurgy of the Technical Univer-
sity of the UMMC.
<https://orcid.org/0000-0002-9525-6476>
E-mail: K.Timofeev@elem.ru

Gennady I. Maltsev — Dr. Sci. (Eng.), Senior Scientific Offi-
cer, Chief Specialist of the Research Center of JSC «Ural-
electromed».
<https://orcid.org/0000-0002-0750-0070>
E-mail: mgi@elem.ru

Вклад авторов

Я.Д. Зелях — формирование основной концепции, под-
готовка экспериментов, проведение экспериментов,
проведение расчетов, анализ результатов исследований,
подготовка текста статьи, формулировка выводов.

Р.С. Воинков — обеспечение ресурсами, формирование
основной концепции, постановка цели и задачи исследо-
вания, подготовка текста, формулировка выводов.

К.Л. Тимофеев — научное руководство, корректировка
текста, корректировка выводов.

Г.И. Мальцев — научное руководство, проведение расче-
тов, подготовка текста статьи.

Contribution of the authors

Ya.D. Zelyakh — formulated the main concept, prepared
the experiments, calculations, analysis of research results,
wrote the manuscript, formulated conclusions.

R.S. Voinkov — provided resources, formulated the main con-
cept, formulated the target and objective of the study, wrote
the manuscript, formulated conclusions.

K.L. Timofeev — scientific advising, revised the manuscript,
revised the conclusions.

G.I. Mal'tsev — scientific advising, calculations, wrote the ma-
nuscript.

Статья поступила в редакцию 27.12.2022, доработана 05.04.2023, подписана в печать 10.04.2023

The article was submitted 27.12.2022, revised 05.04.2023, accepted for publication 10.04.2023