

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПУТЕМ ИХ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ОБРАБОТКИ И ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ

А. М. Амдур¹, С. А. Федоров^{1,2}, А. Н. Матушкина³

¹ Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия, office@ursmu.ru;

² Институт металлургии Уральское отделение Российской академии наук,
Екатеринбург, Россия;

³ ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия

Аннотация: Одна из основных проблем извлечения золота из труднообогатимых минеральных материалов (руд и техногенных отходов) сводится к тому, что значительная доля его частиц имеет размеры менее 10 мкм. Такие микродисперсные металлические частицы можно извлечь только после их укрупнения. Это возможно путем плавления минерального материала: капельки Au флотируются пузырьками газа. В процессе флотации идет коагуляция капелек. Укрупненные капельки извлекаются традиционными методами обогащения. Изучена возможность применения высокотемпературной обработки с последующей продувкой расплава для повышения извлечения золота из труднообогатимых руд и техногенных отходов центробежной сепарацией. Для исследований было выбрано два материала: хвосты обогащения (содержание Au 1 г/т) и карбонатно-силикатная руда (содержание Au 2.7 г/т). Пробы руды и хвостов плавилась при температурах 1300 °С и 1400–1450 °С соответственно, образующиеся расплавы продувались атмосферным воздухом в течение 10 мин. Полученный продукт подвергался центробежной сепарации и цианированию. По результатам исследований установлено, что высокотемпературная обработка хвостов обогащения, включающая в себя плавление материала и его продувку, повышает извлечение золота в концентрат центробежной сепарации на 51.4%, для карбонатно-силикатной руды извлечение повысилось на 20%. Содержания Au в полученных концентратах достаточно, чтобы его можно было использовать для последующего извлечения металла на предприятиях цветной металлургии.

Ключевые слова: золото, серебро, медь, хвосты обогащения, карбонатно-силикатная руда, плавление, продувка расплава, флотация, извлечение, концентрат, промежуточный продукт, шламы, центробежная сепарация.

Благодарности: Исследование подготовлено в рамках выполнения государственного задания № 075-03-2022-401 от 12.01.2022 «Разработка и эколого-экономическое обоснование технологии рекультивации нарушенных горно-металлургическим комплексом земель на основе мелиорантов и удобрений нового типа» для ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет».

Для цитирования: Амдур А. М., Федоров С. А., Матушкина А. Н. Извлечение золота из труднообогатимых руд и техногенных отходов путем их высокотемпературной обработки и последующей центробежной сепарации // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 11-1. – С. 95–106. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_95.

Extraction of gold from definitely processing ores and technogenic waste by their high-temperature treatment and subsequent centrifugal separation

A. M. Amdur¹, S. A. Fedorov^{1, 2}, A. N. Matushkina³

¹ Ural State Mining University, Yekaterinburg, Russia;

² Institute of Metallurgy of Ural Branch of Russian Academy of Science, Ekaterinburg, Russia;

³ JSC "Uralmekhanobr", Ekaterinburg, Russia

Abstract: One of the main problems of extracting gold from refractory mineral materials (ores and technogenic wastes) is that a significant proportion of its particles are less than 10 microns in size. Such microdispersed metal particles can be extracted only after they have been enlarged. This is possible by melting the mineral material: Au droplets are floated by gas bubbles. During the flotation process, the droplets are coagulated. Enlarged droplets are recovered by traditional enrichment methods. Purpose of the work is to study the possibility of using high-temperature treatment followed by blowing the melt to increase the extraction of gold from refractory ores and industrial waste by centrifugal separation. Two materials were chosen for research: enrichment tailings (Au content 1 g/t) and carbonate-silicate ore (Au content 2.7 g/t). Samples of ore and tailings were melted at temperatures of 1300 °C and 1400–1450 °C, respectively, and the resulting melts were purged with atmospheric air for 10 minutes. The resulting product was subjected to centrifugal separation and cyanidation. According to the results of the research, it was found that high-temperature processing of enrichment tailings, including melting of the material and its blowing, increases the extraction of gold into the concentrate of centrifugal separation by 51.4%, for carbonate-silicate ore, the extraction increased by 20%. The content of Au in the resulting concentrates is sufficient to be used for subsequent extraction of the metal at non-ferrous metallurgy enterprises.

Key words: old, silver, copper, enrichment tailings, carbonate-silicate ore, melting, melt blowing, flotation, recovery, concentrate, intermediate product, sludge, centrifugal separation.

Acknowledgements: The research was funded in accordance with the state assignment on science for Ural State Mining University №075-03-2022-401 dated 12.01.2022 'Development and environmental and economic substantiation of the technology for reclamation of land disturbed by the mining and metallurgical complex based on reclamation materials and fertilizers of a new type'.

For citation: Amdur A. M., Fedorov S. A., Matushkina A. N. Extraction of gold from definitely processing ores and technogenic waste by their high-temperature treatment and subsequent centrifugal separation. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(11-1):95–106. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_95.

Введение

В производство активно вовлекаются золотосодержащие бедные труднообогатимые руды и техногенные отходы горно-металлургического комплекса [1–2] за счет все большего сокращения легкообогатимых и богатых природных запасов золота. Одна из основных проблем извлечения золота из труднообогатимых минеральных материалов (руд и техногенных отходов) сводится к тому, что значительная доля его частиц имеет размеры менее 10 мкм. Такие микродисперсные металлические частицы при измельче-

нии вскрываются незначительно [3–5]. Ультратонкое измельчение минерального сырья с помощью бисерных мельниц способно лишь на незначительный процент повысить извлечение Au [6–8]. При гравитационном и флотационном обогащении золото извлекается с минералом-носителем. Цианированием микродисперсные металлические частицы извлекается после разложения сульфидов [9–10]. Показатель извлечения Au перечисленными методами обогащения для труднообогатимого минерального материала редко превышает 75% и зачастую падает до 20%

и ниже [11–12]. В открытых источниках информации практически нет сведений о технологиях извлечения микродисперсного золота из бедных труднообогатимых руд и техногенных отходов. Известны исследования по укрупнению таких металлических частиц путем лазерного нагрева минерального сырья [13–14]. Однако, исследования проведены на эмпирическом уровне, что сужает ценность результатов, полученных в опытных условиях.

Повысить извлечение микродисперсных частиц золота общеизвестными способами обогащения можно только после их укрупнения. Это возможно только при плавлении золотосодержащего сырья. При температурах выше температур плавления золота и вмещающего его минерального сырья, на поверхностях оксидного расплава после его продувки обнаружены сферические капельки Au диаметром до 50 мкм и более [15]. Механизм этого процесса — флотация капелек золота пузырьками газов [16]. Угол смачивания θ с оксидным расплавом при этом значительно больше 90 градусов. Согласно нашему патенту [17], флотация осуществляется в устройстве для обогащения золотосодержащего минерального материала пузырьками воздуха при продувке расплава. Численная оценка показала, что условие флотации выполняется для капелек золота радиусом до 1700 мкм [18]. При флотации идет процесс коагуляции металлических капелек. Укрупненные капельки (рис. 1) извлекаются традиционными методами обогащения. При применении такого способа стоит учитывать количество сульфидов в материале и температуру его плавления. При большом содержании сульфидов (свыше 10–15%) будет образовываться два расплава (штейн и шлак). Высокая температура плавления приведет к значительным энергетическим затратам.

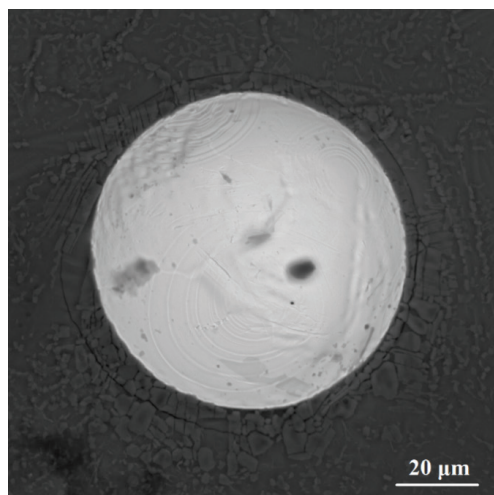


Рис. 1. Укрупненная капля золота на поверхности оксидного расплава, полученного после плавления конвертерного шлака при температуре 1300 °С

Fig. 1. An enlarged gold drop on the surface of an oxide melt obtained after melting converter slag at a temperature of 1300 °С

Цель настоящей работы: изучить возможность применения высокотемпературной обработки с последующей продувкой расплава для повышения извлечения золота центробежной сепарацией из труднообогатимых руд и техногенных отходов.

Материалы

Для исследования выбрано два минеральных материала: хвосты обогащения с содержанием золота 1 г/т и карбонатно-силикатная руда с содержанием металла 2.7 г/т. Данные минеральные материалы удовлетворяют описанным во введении требованиям (содержание сульфидов менее 4 масс.%, температуры плавления 1300 и 1340–1370 °С). Химический и минеральный составы материалов приведены в табл. 1 и 2 соответственно. Химический состав материалов определялся на атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно связанной плазмой Spectroflame Modula S. Прибор

Таблица 1

Химический состав исследуемых золотосодержащих минеральных материалов, масс. %
Chemical composition of the investigated gold-bearing mineral materials, wt. %

Компонент	Хвосты обогащения	Карбонатно-силикатная руда
SiO ₂	46.77	12.10
Al ₂ O ₃	24.43	4.17
Fe ₂ O ₃	-	3.07
FeO	1.20	1.63
Fe _{общ}	5.96	3.43
MgO	1.32	7.45
CaO	3.66	31.80
K ₂ O	3.90	0.79
Na ₂ O	1.13	0.22
S	0.08	1.76
Cu	0.021	0.03
Au	1.0·10 ⁻⁴	2.7·10 ⁻⁴
Ag	0.95·10 ⁻⁴	—

Таблица 2

Минеральный состав исследуемых золотосодержащих минеральных материалов, масс. %
Mineral composition of the investigated gold-bearing mineral materials, wt. %

Хвосты обогащения		Карбонатно-силикатная руда	
Минерал	Содержание	Минерал	Содержание
Кварц SiO ₂	48.2	Кальцит CaCO ₃	45.8
Доломит CaMgCO ₃	10.4	Кварц SiO ₂	18.5
Серицит KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	5.2	Доломит CaMgCO ₃	12.5
Калиевый полевой шпат KAlSi ₃ O ₈	5.2	Плагиоклаз NaAlSi ₃ O ₈ – CaAl ₂ Si ₂ O ₈	9.2
Гиббсит Al(OH) ₃	3.7	Мусковит KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	5.9
Плагиоклаз NaAlSi ₃ O ₈ – CaAl ₂ Si ₂ O ₈	22.1	Пирит FeS ₂ + халькопирит CuFeS ₂ + арсенопирит FeAsS	3.6
Гематит Fe ₂ O ₃ и гетит FeO(OH)	7.5	Гематит Fe ₂ O ₃ и гетит FeO(OH)	4.5
Пирит FeS ₂	< 0.2		

определяет содержания золота с точностью до 0.1 г/т и погрешностью анализа 0.1 г/т. Минеральный состав определяли на рентгеновском дифрактометре XRD 7000C. Использовали обновляемую базу данных ICDD PDF 2.

Методы исследования

Пробы хвостов обогащения и руды предварительно истирали, а затем пла-

вили в графитовых тиглях (для руды — в корундовых) внутренним диаметром 55 мм и высотой 140 мм в печи сопротивления с графитовым нагревателем при температуре 1300 °С (для руды) и 1400–1450 °С (для хвостов обогащения). После расплавления минеральной массы образовавшийся оксидный расплав продувался атмосферным воздухом с расходом 0.5 м³/мин в течение

10 мин. Далее, охлажденный расплав подвергался дроблению и истиранию. Золото извлекалось в концентрат из истертого материала путем центробежной сепарации.

Хвосты обогащения после высокотемпературной обработки содержали в себе магнитную фракцию, которая представляла собой сферические и каплевидные частицы металлического железа. Этот металл образовался за счет взаимодействия графитового тигля с оксидами железа, которые содержались в исходной пробе. В этом случае железо удаляли из продуктов плавления магнитной сепарацией.

Центробежная сепарация хвостов обогащения до и после высокотемпературной обработки осуществлялась в лабораторном турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ с частотой вращения конуса 1100 об/мин, давлением турбулизационного агента 5.5 атмосфер и скорости подачи пульпы 32 л/мин. Схема, по которой происходит обогащение минерального материала, приведена в источнике [19]. Перед центробежной сепарацией хвосты обогащения подвергались обесшламливанию.

Карбонатно-силикатную руду обогащали на центробежном концентраторе KNELSON при расходе воды 3–3.5 л/мин и ускорении — 60 g. При этом проба руды после расплавления была разделена на узкие классы крупности: +0.045 мм и -0.045+0 мм.

По результатам химического анализа выполнен расчет извлечения Au, Ag и Cu в продукты гравитационного обогащения — концентрат, промежуточный продукт и шламы.

Извлечение золота и других металлов (Ag и Cu) рассчитывалось по следующей общеизвестной формуле:

$$\varepsilon_{\kappa} = \frac{\gamma_{\kappa}\beta}{\alpha}, \quad (1)$$

где γ_{κ} — выход концентрата, масс.%; β — содержание металла в концентрате, г/т; α — содержание металла в исходном материале, г/т.

Для цианирования, как и в случае с центробежной сепарацией, минеральные материалы предварительно истирались. Условия проведения цианирования были следующими: соотношение жидкого к твердому 2:1, время выщелачивания 24 часа при температуре 20–25 °С, начальная концентрация цианида натрия в растворе 2.0 г/л. Раствор цианида натрия изначально подщелачивался едким натром для обеспечения начального значения pH = 11.7–11.9. После окончания процесса выщелачивания кеке отфильтровывался, промывался водой и определялось остаточное содержание золота, серебра и меди в кеке выщелачивания. Так же содержание этих металлов определялось и в растворе.

Извлечение золота и других металлов в цианистый раствор вычислялось по следующей формуле:

$$\varepsilon = 100 - \frac{M_{\kappa} \cdot 100}{M_{\text{исх}}}, \quad (2)$$

где M_{κ} — массовая доля металла в кеке выщелачивания, г/т; $M_{\text{исх}}$ — массовая доля металла в исходном материале, г/т.

Результаты и их обсуждение

Выходы продуктов центробежной сепарации до и после высокотемпературной обработки исследуемых минеральных материалов приведены в табл. 3.

Установлено, что извлечение золота из хвостов обогащения в концентрат путем центробежной сепарации достаточно низкое и составляет 4.7% (содержание Au 2.77 г/т, табл. 4). После высокотемпературной обработки хвостов обогащения, включавшей плавление материала и продувку образующегося расплава воздухом, извлечение золота

Таблица 3

Выход продуктов центробежной сепарации, масс. %
Yield of products of centrifugal separation, wt. %

Минеральный материал	Концентрат	Магнитная фракция	Промежуточный продукт	Шламы
Исходные хвосты обогащения, класс крупности –0.071 мм	1.7	–	29.8	68.5
Хвосты обогащения после плавления, класс крупности –0.071 мм	1.7	3.1	41.7	53.5
Исходная карбонатно-силикатная руда, класс крупности –0.071 мм	2.1	–	Пром. Продукт + шламы 97.9	
Карбонатно-силикатная руда после плавления, класс крупности –0.071 мм	2.0	–	Пром. Продукт + шламы 98.0	
Карбонатно-силикатная руда после плавления, класс крупности +0.045 мм	5.2	–	Пром. Продукт + шламы 94.8	

Примечание: из концентрата, полученного при обогащении хвостов после их плавления, удалили магнитную фракцию.

Таблица 4

Содержание Au, Ag, Cu в продуктах центробежной сепарации минеральных материалов, г/т
The content of Au, Ag, Cu in the products of centrifugal separation of mineral materials, g/t

Металл	Концентрат	Промежуточный продукт	Шламы
Исходные хвосты обогащения			
Au	2.77	0.87	0.97
Ag	1.33	0.95	0.93
Cu	0.019	0.011	0.022
Хвосты обогащения после плавления			
Au	43.60	0.76	0.49
Ag	1.00	0.35	0.86
Cu	0.22	0.006	0.004
Исходная карбонатно-силикатная руда			
Au	16.28	2.36	
Карбонатно-силикатная руда после плавления, класс крупности -0.071 мм			
Au	23.45	1.83	
Карбонатно-силикатная руда после плавления, класс крупности +0.045 мм			
Au	13.10	1.43	

повысилось до 56.1% (рис. 2), а содержанием металла в концентрате увеличилось на один порядок — 43.6 г/т (табл. 4). Медь в процессе нагрева и плавления за счет графитового тигля восстановилась до металлической формы. Данный металл формирует с золотом сплавы. В результате основная доля золота будет находиться в каплях меди, которые также могут флотироваться газовыми пузырьками и укрупняться. Извлечение меди в концентрат после высокотемпературной обработки повысилось с 1.8 до 45.0%, серебра с 2.3% до 2.7%.

Извлечение золота из карбонатно-силикатной руды на гравитационном сепараторе составило 13.15% (при содержании металла в концентрате

16.3 г/т, табл. 4), что почти в 3 раза выше в сравнении с показателем извлечения из хвостов обогащения. После высокотемпературной обработки извлечение Au увеличилось и достигло 33.14% в классе крупности +0.045 мм (при содержании металла в концентрате 13.1 г/т, табл. 4). Это более, чем в 1.5 раза ниже в сравнении с показателями извлечения Au из хвостов обогащения. Содержание металла в концентрате после обогащения руды меньше в 3.3 раза, несмотря на то, что золота в руде в 2.7 раза больше, чем в хвостах обогащения. Отличия связаны с разными физико-химическими свойствами образующихся расплавов, которые влияют на кинетику укрупнения капель золота. Таким образом, температурные

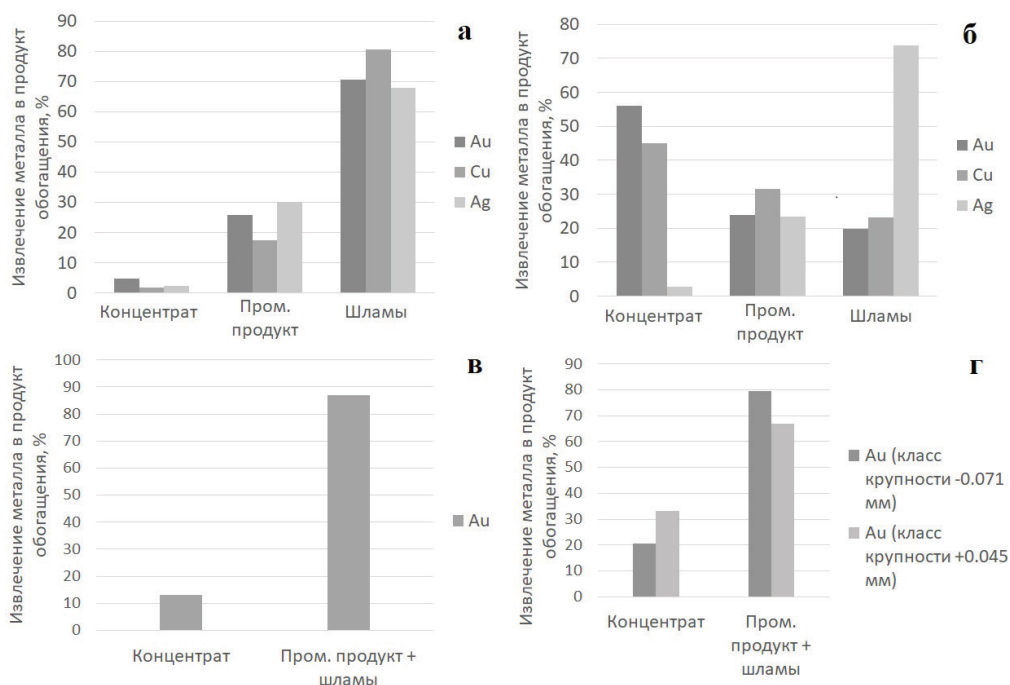


Рис. 2. Извлечения золота, меди и серебра в продукты центробежной сепарации из хвостов обогащения (а — до плавления, б — после плавления) и карбонатно-силикатной руды (в — до плавления, г — после плавления)

Fig. 2. Extraction of gold, copper and silver into products of centrifugal separation from enrichment tailings (a — before melting, б — after melting) and carbonate-silicate ore (в — before melting, г — after melting)

режимы, время продувки и состав расплава должны корректироваться для каждого типа сырья.

Методом цианирования извлечение золота из хвостов обогащения в раствор после высокотемпературной обработки повысилось с 65% до 77%, серебра с 61% до 65%. В отличие от гравитационного обогащения извлечение золота цианированием повысилось только на 12%. При цианировании карбонатно-силикатной руды после высокотемпературной обработки извлечение золота достигло 99.9%. Несмотря на высокие показатели извлечения, следует отметить, что ряд стран (Германия, Венгрия, Чехия, Словакия, Аргентина) запретили использование цианида при извлечении золота из руд [20] из-за разрушительного воздействия на окружающую среду.

АО «Механобр Инжиниринг» провела технико-экономическую оценку предлагаемого способа извлечения золота из труднообогатимого сырья на примере золотосодержащей карбонатно-силикатной руды. Она показала его конкурентноспособность за счет существенного повышения извлечения золота.

Заключение

Проведены испытания по обогащению золотосодержащего техногенного сырья после высокотемпературной обработки на лабораторном турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ,

определены показатели обогащения: содержание Au в концентрате составило 43.6 г/т при выходе 1.7% и извлечении 56.1%. Испытания по обогащению карбонатно-силикатной руды после высокотемпературной обработки проводились на концентраторе KNELSON, где получены концентраты с содержанием Au 13.1 и 23.45 г/т при выходах 2.0 и 5.2% и извлечениях 20 и 33%.

Сравнение данных после высокотемпературной обработки с показателями обогащения только на центробежном сепараторе показало, что извлечение Au повысилось на 51.4% из хвостов обогащения (из руды на 20%) — с 4.7 до 56.1%, а содержание золота в концентрате увеличилось более, чем на один порядок — с 2.77 до 43.6 г/т. Определены показатели извлечения золота путем цианирования: извлечение Au из хвостов повысилось с 65 до 77% после высокотемпературной обработки, а для руды извлечение достигло 99.9%.

Таким образом в работе показано, что предлагаемый способ, включающий плавление минерального материала, продувку образующегося расплава и последующую центробежную сепарацию, значительно повышает извлечение золота как из труднообогатимых руд, так и из техногенных отходов. Содержание золота в полученных концентратах достаточно [21–22], чтобы их можно было использовать для извлечения металла на предприятиях цветной металлургии [23].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Талалай А. Г., Макаров А. Б., Зобнин Б. Б.* Техногенные месторождения Урала, методы их исследования и перспективы их переработки // Горный журнал. — 1997. — №11–12. — С. 20–36.
2. *Завьялов С. С., Мамонов Р. С.* Комбинированная технология сухого предварительного обогащения золотосодержащей руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — №11–1. — С. 338–345. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_111_0_338.
3. *Lee W., Jung M., Han S., Park S., Park J.* Simulation of layout rearrangement in the grinding/classification process for increasing throughput of industrial gold ore plant // Minerals Engineering. — 2020. — Vol. 157. — pp. 1–13. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106545.

4. *Li Q., Zhang Y., Liu X., Xu B., Yang Y., Jiang T.* Improvement of Gold Leaching from a Refractory Gold Concentrate Calcine by Separate Pretreatment of Coarse and Fine Size Fractions // *Minerals*. — 2017. — no. 7(5). — pp. 1–12. DOI: 10.3390/min7050080.

5. *Коннова Н. И.* Технологическая оценка обогатимости руды золото-кварц-карбонатного убого-сульфидного типа // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2015. — №9. — С. 74–76.

6. *Аксенов А. В., Васильев А. А., Швец А. А., Охотин В. Н.* Применение ультратонкого измельчения при переработке минерального сырья // *Известия ВУЗов. Цветная металлургия*. — 2014. — № 2. — С. 20–25.

7. *Бондарь В. В.* Оборудование для переработки упорных золотосодержащих и техногенных руд // *Золото и технологии*. — 2018. — № 2 (40). — С. 74–75.

8. *Celep O., Yazici E. Y., Kuzu M., Devenci H.* Effect of ultra-fine grinding on extraction of gold and silver from a refractory flotation tailings by cyanide leaching // *26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET 2019)*. — Turkey: TMMOB Maden Muhendisleri Odasi, 2019. — pp. 826–833.

9. *Rabieh A., Eksteen J. J., Albijanic B.* The effect of grinding chemistry on cyanide leaching of gold in the presence of pyrrhotite // *Hydrometallurgy*. — 2017. — Vol. 173. — pp. 115–124. DOI: 10.1016/j.hydromet.2017.08.013.

10. *Syed S.* Recovery of gold from secondary sources A review // *Hydrometallurgy*. — 2012. — № 115–116. — pp. 30–51.

11. *Шамрай Е. И., Юдаков А. А., Ксеник Т. В., Цыбульская О. Н., Медков М. А., Братская С. Ю., Иванников С. И.* Сравнительная оценка возможных решений по разработке технологии малообъёмного кучного выщелачивания тонкодисперсного золота из техногенных отходов // *Вопросы геологии и комплексного освоения природных ресурсов Восточной Азии: Пятая Всероссийская научная конференция с международным участием, 02–04 октября 2018 г.: сборник докладов*. — Благовещенск: ИГиП ДВО РАН, 2018. — Т. 2. — С. 31–34.

12. *Александрова Т. Н., Литвинова Н. М., Богомяков Р. В.* К вопросу извлечения мелкодисперсного золота из песков россыпных месторождений // *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. — 2011. — № 2. — С. 505–512.

13. *Капустина Г. Г., Леоненко Н. А., Крамарь Е. И.* Агломерирование золота в алюмосиликатных матрицах // *Вестник Национального исследовательского ядерного университета МИФИ*. — 2021. — Т. 10, №2. — С. 124–128. DOI: 10.1134/S2304487X2102005X.

14. *Капустина Г. Г., Леоненко Н. А., Швец Н. Л.* Агломерация ультрадисперсного золота при лазерном воздействии на минеральные золотосодержащие среды. — Хабаровск: Тихоокеанский государственный университет, 2017. — 94 с.

15. *Vatolin N. A., Amdur A. M., Fedorov S. A., Matushkina A. N.* Motion of Dispersed Gold Droplets in Porous Bodies and Oxide Melts during Heating // *Doklady Chemistry*. — 2015. — Vol. 465, Part 1. — pp. 265–267. DOI: 10.1134/S0012500815110051.

16. *Амдур А. М., Павлов В. В., Федоров С. А.* Флотация дисперсных капель золота и штейна в расплавах // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2020. — № 3–1. — С. 399–409. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-399-409.

17. Патент № 161572 Российская Федерация, МПК C22B 11/02, C22B 9/05. Устройство для обогащения золотосодержащего минерального материала / А. М. Амдур, Р. А. Апакашев, С. Я. Давыдов, А. Н. Матушкина; заявитель и патентообладатель ФГБОУ ВО УГГУ. — № 2015131439/02; заявл. 28.07.2015; опубл. 27.04.2016, бюл. № 12.

18. *Vatolin N. A., Amdur A. M., Pavlov V. V., Fedorov S. A.* Mechanism of Flotation of Metallic Droplets in Oxide Melts // *Russian Metallurgy (Metally)*. — 2019. — Vol. 2019. — no. 2. — pp. 97–100. DOI: 10.1134/S0036029519020289.

19. Патент № 2690590 Российская Федерация, МПК B03B 7/00, B03B 5/34. Способ центробежной сепарации / Ю. П. Морозов, В. З. Козин, П. М. Пеньков, Е. А. Бекчурина,

И. Х. Хамидулин; заявитель и патентообладатель ООО «Таил КО». — № 2018129278; заявл. 09.08.2018; опубл. 04.06.2019, бюл. № 16.

20. Никитина Т. Ю., Петров Г. В. Современное состояние и технологические перспективы применения малотоксичных растворителей золота для переработки техногенного сырья // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. — 2021. — Т.19, № 1. — С. 17–28.

21. Суримбаев Б. Н., Каналы Е. С., Болотова Л. С., Шалгымбаев С. Т. Оценка гравитационной обогатимости золотосодержащей руды — GRG // Горные науки и технологии. — 2020. — № 5 (2). — С. 92–103. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-92–103.

22. Александрова Т. Н., Гурман М. А., Кондратьев С. А. Проблемы извлечения золота из упорных руд Юга Дальневосточного региона России и некоторые пути их решения // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2011. — № 5. — С. 125–136.

23. Wang X., Qin W., Jiao F., Yang C., Cui Y., Li W., Zhang Z., Song H. Mineralogy and Pretreatment of a Refractory Gold Deposit in Zambia // Minerals. — 2019. no. 9. — pp. 1–16. DOI: 10.3390/min9070406. **MIAB**

REFERENCES

1. Talalay A. G., Makarov A. B., Zobnin B. B. Technogenic deposits of the Urals, methods of their research and prospects for their processing. Mining Journal. 1997. no. 11–12. pp. 20–36.

2. Zavyalov S. S., Mamonov R. S. Mixed-type dry pretreatment technology for gold-bearing ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(11–1);338–345. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_111_0_338.

3. Lee W., Jung M., Han S., Park S., Park J. Simulation of layout rearrangement in the grinding/classification process for increasing throughput of industrial gold ore plant. Minerals Engineering. 2020. Vol. 157. pp. 1–13. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106545.

4. Li Q., Zhang Y., Liu X., Xu B., Yang Y., Jiang T. Improvement of Gold Leaching from a Refractory Gold Concentrate Calcine by Separate Pretreatment of Coarse and Fine Size Fractions. Minerals. 2017. no. 7(5). pp. 1–12. DOI: 10.3390/min7050080.

5. Konnova N. I. Technological assessment of the dressability of ore of gold-quartz-carbonate low-sulfide type. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2015. no. 9. pp. 74–76. [In Russ].

6. Aksenov A. V., Vasiliev A. A., Shvets A. A., Okhotin V. N. The use of ultrafine grinding in the processing of mineral raw materials. Izvestiya VUZov. Non-ferrous metallurgy. 2014. no. 2. pp. 20–25. [In Russ].

7. Bondar V. V. Equipment for processing refractory gold-bearing and technogenic ores. Zoloto i tekhnologii. 2018. no. 2 (40). pp. 74–75. [In Rus].

8. Celep O., Yazici EY, Kuzu M., Devci H. Effect of ultra-fine grinding on extraction of gold and silver from a refractory flotation tailings by cyanide leaching. 26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET 2019). Turkey: TMMOB Maden Muhendisleri Odasi, 2019. pp. 826–833.

9. Rabieh A., Eksteen J. J., Albijan B. The effect of grinding chemistry on cyanide leaching of gold in the presence of pyrrhotite. Hydrometallurgy. 2017. Vol. 173. pp. 115–124. DOI: 10.1016/j.hydromet.2017.08.013.

10. Syed S. Recovery of gold from secondary sources A review. Hydrometallurgy. 2012. no. 115–116. pp. 30–51.

11. Shamrai E. I., Yudakov A. A., Ksenik T. V., Tsybulskaya O. N., Medkov M. A., Bratskaya S. Yu., Ivannikov S. I. Comparative evaluation of possible solutions for the development of technology for low-volume heap leaching of finely dispersed gold from industrial waste. Issues of geology and integrated development of natural resources of East Asia: Fifth All-Russian scientific conference with international participation, October 02–04,

2018: collection of reports. Blagoveshchensk: IGiP FEB RAS, 2018. Vol. 2. pp. 31–34. [In Russ].

12. Aleksandrova T. N., Litvinova N. M., Bogomyakov R. V. On the issue of extracting finely dispersed gold from the sands of alluvial deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2011;(2);505–512. [In Russ].

13. Kapustina G. G., Leonenko N. A., Kramar E. I. Agglomeration of gold in aluminosilicate matrices. *Bulletin of the National Research Nuclear University MEPhI.* 2021. V. 10, no. 2. pp. 124–128. DOI: 10.1134/S2304487X2102005X. [In Russ].

14. Kapustina G. G., Leonenko N. A., Shvets N. L. Agglomeration of ultrafine gold under laser action on mineral gold-bearing media. Khabarovsk: Pacific State University, 2017. 94 p. [In Russ].

15. Vatolin N. A., Amdur A. M., Fedorov S. A., Matushkina A. N. Motion of Dispersed Gold Droplets in Porous Bodies and Oxide Melts during Heating. *Doklady Chemistry.* 2015. Vol. 465, Part 1. pp. 265–267. DOI: 10.1134/S0012500815110051.

16. Amdur A. M., Pavlov V. V., Fedorov S. A. Flotation of dispersed gold drops in melts as an element of technological scheme of enrichment. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020;(31):399–409. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-399-409.

17. Patent no. 161572 Russian Federation, IPC S22V 11/02, S22V 9/05. Device for enrichment of gold-bearing mineral material. A. M. Amdur, R. A. Apakashev, S. Ya. Davydov, A. N. Matushkin; applicant and patent holder FGBOU VO USGU. no. 2015131439/02; dec. 07/28/2015; publ. 04/27/2016, bul. no. 12. [In Russ].

18. Vatolin N. A., Amdur A. M., Pavlov V. V., Fedorov S. A. Mechanism of Flotation of Metallic Droplets in Oxide Melts. *Russian Metallurgy (Metally).* 2019. Vol. 2019. no. 2. pp. 97–100. DOI: 10.1134/S0036029519020289.

19. Patent no. 2690590 Russian Federation, IPC B03B 7/00, B03B 5/34. The method of centrifugal separation. Yu. P. Morozov, V. Z. Kozin, P. M. Penkov, E. A. Bekchurin, I. Kh. Khamidulin; applicant and patent holder Tail KO LLC. no. 2018129278; dec. 08/09/2018; publ. 06/04/2019, bul. no. 16. [In Russ].

20. Nikitina T. Yu., Petrov G. V. Current state and technological prospects for the use of low-toxic gold solvents for the processing of technogenic raw materials. *Bulletin of the Magnitogorsk State Technical University of name G. I. Nosova.* 2021. Vol. 19, no. 1. pp. 17–28. [In Russ].

21. Surimbaev B. N., Channels E. S., Bolotova L. S., Shalgymbaev S. T. Estimation of gravitational concentration of gold-bearing ore GRG. *Mining sciences and technologies.* 2020. no. 5 (2). pp. 92–103. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-92-103. [In Russ].

22. Aleksandrova T. N., Gurman M. A., Kondratiev S. A. Problems of extracting gold from refractory ores in the South of the Far East region of Russia and some ways to solve them. *Physico-technical problems of mineral development.* 2011. no. 5. pp. 125–136. [In Russ].

23. Wang X., Qin W., Jiao F., Yang C., Cui Y., Li W., Zhang Z., Song H. Mineralogy and Pretreatment of a Refractory Gold Deposit in Zambia. *Minerals.* 2019. no. 9. pp. 1–16. DOI: 10.3390/min9070406.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Амдур Алексей Миронович — заведующий кафедрой химии, Уральский государственный горный университет, 620144, Российская Федерация, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, e-mail: engineer-ektb@rambler.ru;

Федоров Сергей Андреевич — младший научный сотрудник научно-исследовательской лаборатории рекультивации нарушенных земель и техногенных образований,

Уральский государственный горный университет,
620144, Российская Федерация, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30,
младший научный сотрудник,
Институт металлургии УрО РАН, 620016, Россия, г. Екатеринбург, ул. Амундсена, 101,
e-mail: saf13d@mail.ru.

Матушкина Анна Николаевна – старший научный сотрудник,
ОАО «Уралмеханобр», 620014, Россия, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87,
e-mail: annamat87@mail.ru.

Контактное лицо: *Федоров С. А.*, saf13d@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Amdur A. M., Head of the Department of Chemistry,
Ural State Mining University,

620144, Russian Federation, Ekaterinburg, Kuibysheva str., 30,
e-mail: engineer-ektb@rambler.ru;

Fedorov S. A., Junior Researcher of the Research Laboratory of Disturbed Lands` and
Technogenic Objects` Reclamation,

Ural State Mining University, 620144, Russia, Ekaterinburg, Kuibysheva str., 30,

Junior Researcher of Institute of Metallurgy,

Ural Branch of the Russian Academy of Sciences,

620016, Russian Federation, Ekaterinburg, Amundsena str., 101,

e-mail: saf13d@mail.ru;

Matushkina A. N., Senior Researcher,

JSC “Uralmekhanobr”,

620014, Russia, Ekaterinburg, Khokhryakova str., 87,

e-mail: annamat87@mail.ru.

Получена редакцией 16.06.2022; получена после рецензии 14.09.2022; принята к печати 10.10.2022.

Received by the editors 16.06.2022; received after the review 14.09.2022; accepted for printing 10.10.2022.

