



Научная статья

УДК 669.21:669.822:66.081

EDN: KDVAMS

DOI: 10.21285/1814-3520-2023-4-821-828

Кучное сернокислотно-тиоцианатное выщелачивание золота и урана

А.А. Шипнигов^{1✉}, А.В. Епифоров², Р.М. Собенников³,
Е.Д. Мусин⁴, С.В. Баликов⁵

¹⁻⁵Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов,
г. Иркутск, Россия

Резюме. Цель – определить основные показатели совместного (одновременного) кучного выщелачивания золота и урана из окисленной золотоурановой руды сернокислыми тиоцианатными растворами. Пилотные испытания по совместному кучному выщелачиванию золота и урана проводили на окисленной золотоурановой руде, дробленной до крупности -40+0 мм. Содержание золота в руде составило 0,80 г/т, урана – 266 г/т. Для исследований использовалась перколяционная колонна диаметром 300 и высотой 2000 мм. Масса руды в колонне составляла 180 кг. Температура в процессе испытаний находилась в пределах 17–25°C. Выщелачивание проводили при следующих условиях: концентрация H_2SO_4 – 5 г/дм³, концентрация SCN^- – 0,5 г/дм³, E_h – 490–510 мВ, концентрация ионов Fe^{3+} – 1,0–1,5 г/дм³. Источником ионов железа служили кислоторастворимые минералы, содержащиеся в руде. В качестве окислителя ионов Fe^{2+} использовалась перекись водорода. Пилотные испытания выполнялись в замкнутом цикле с отдельной сорбцией золота и урана. По результатам проведенных исследований по сернокислому тиоцианатному кучному выщелачиванию извлечение золота составило 90%, урана – 55%. Конечным продуктом выщелачивания золота и урана являлись насыщенные активированные угли и ионообменные смолы. Установлено, что содержание золота на активированных углях составило 0,5–0,6 мг/г, а содержание урана на ионообменных смолах – 30–35 мг/г. Расход реагентов составил: H_2SO_4 – 10,5 кг/т, KSCN – 0,94 кг/т, H_2O_2 – 0,65 кг/т. Показано, что технология совместного кучного выщелачивания золота и урана сернокислыми тиоцианатными растворами позволяет эффективно перерабатывать исследуемую руду. Показатели извлечения золота и урана сопоставимы с показателями, полученными в ходе пилотных испытаний по кучному выщелачиванию исследуемой руды по стандартной технологии отдельного извлечения данных металлов с использованием сернокислых и цианидных растворов в две стадии.

Ключевые слова: кучное выщелачивание, окисленная руда, сернокислотное выщелачивание, тиоцианат, золото, уран

Для цитирования: Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М., Мусин Е.Д., Баликов С.В. Кучное сернокислотно-тиоцианатное выщелачивание золота и урана // iPolytech Journal. 2023. Т. 27. № 4. С. 821–828. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2023-4-821-828>. EDN: KDVAMS.

METALLUGRY

Original article

Heap sulphuric-thiocyanate leaching of gold and uranium

Anton A. Shipnigov^{1✉}, Alexander V. Epiforov², Roman M. Sobennikov³,
Evgeniy D. Musin⁴, Stanislav V. Balikov⁵

¹⁻⁵Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and Diamonds, Irkutsk, Russia

Abstract. The article evaluates the main parameters of simultaneous heap leaching of gold and uranium from oxidised gold-uranium ore using sulphuric acid thiocyanate solutions. Pilot tests for the simultaneous heap leaching of gold and uranium were carried out using oxidised crushed gold-uranium ore with a size of -40+0 mm. The gold and uranium content in the ore was 0.80 and 266 g/t, respectively. Experiments were carried out using a percolation column with a diameter of 300 mm and a height of 2000 mm. The ore mass in the column was 180 kg. The temperature during the tests was in the

range of 17–25°C. Leaching was carried out under the following conditions: H_2SO_4 concentration – 5 g/dm³, SCN^- concentration – 0.5 g/dm³, Eh – 490–510 mV, Fe^{3+} ion concentration – 1.0–1.5 g/dm³. Acid-soluble minerals contained in the ore comprised the source of iron ions. Hydrogen peroxide was used to oxidise Fe^{2+} ions. Pilot tests were carried out in a closed cycle with separate sorption of gold and uranium. Based on the research results, gold recovery reached 90%, while uranium recovery was 55%. Following gold and uranium leaching, the loaded activated carbons and ion exchange resins were obtained. It was established that the gold content on activated carbons was 0.5–0.6 mg/g, while the uranium content on ion exchange resins amounted to 30–35 mg/g. The reagent consumption was as follows: H_2SO_4 – 10.5 kg/t, KSCN – 0.94 kg/t, H_2O_2 – 0.65 kg/t. It is shown that the technology for simultaneous heap leaching of gold and uranium with sulphuric acid thiocyanate solutions offers efficient processing of the ore. The recovery rates of gold and uranium are comparable to those obtained during pilot tests for heap leaching of the ore using conventional technology, involving the individual two-stage leaching of these metals using sulphuric acid and cyanide solutions.

Keywords: heap leaching, oxidised ore, sulfuric acid leaching, thiocyanate, gold, uranium

For citation: Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M., Musin E.D., Balikov S.V. Heap sulphuric-thiocyanate leaching of gold and uranium. *iPolytech Journal*. 2023;27(4):821-828. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2023-4-821-828>. EDN: KDVAMS.

ВВЕДЕНИЕ

Одним из перспективных и малозатратных методов добычи урана из руд является кучное выщелачивание (КВ), которое также позволяет рентабельно перерабатывать бедные и забалансовые руды. Нередко уран встречается в качестве попутного компонента в золотосодержащих рудах, для переработки которых также рентабельно использование метода КВ [1].

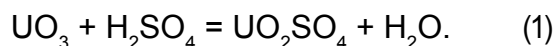
Традиционные схемы переработки золото-урановых руд заключаются в последовательном извлечении этих металлов [2, 3]. Причем для извлечения урана, как правило, используют растворы серной кислоты, а для извлечения золота – щелочные цианидные растворы. Выщелачивание золота и урана из руды можно осуществлять в наиболее удобной для недропользователя последовательности, однако существует ряд недостатков данной (традиционной) технологии переработки золотоурановых руд. Во-первых, переход из щелочной среды в кислую или наоборот увеличивает расход реагентов (кислоты или щелочи). Во-вторых, двухстадийная технология, включающая также промежуточные этапы отмывки штабеля, закисления/защелачивания имеет значительную продолжительность полного цикла переработки руды. Кроме того, совместное использование на предприятии кислотного и цианидного выщелачивания связано с высокими экологическими рисками и является серьезной угрозой здоровью для обслуживающего персонала. Ввиду вышесказанного возникает естественный интерес к поиску более оптимальных и безопасных методов комплексной переработки золотоурановых руд.

Для решения этой проблемы научными и

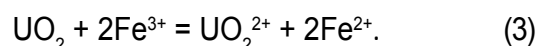
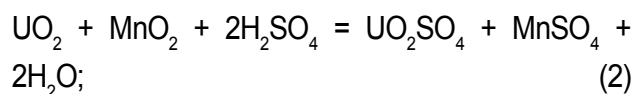
промышленными центрами во всем мире предлагаются альтернативные технологические схемы переработки золотоурановых руд с использованием реагентов-растворителей, способных работать в одной среде (кислой или щелочной). При этом выщелачивание золота и урана осуществляется одновременно либо последовательно без промежуточных стадий отмывки и нейтрализации [4–7].

Одним из перспективных направлений в решении данной задачи является совместное выщелачивание золота и урана в сернокислых средах с использованием нецианистых растворителей золота – тиоцианатов [8].

Уран в типичных урановых минералах встречается в четырех- (UO_2) и шестивалентной (UO_3) форме [9]. Выщелачивание шестивалентного урана серной кислотой происходит согласно реакции (1) с образованием уранил-сульфата:

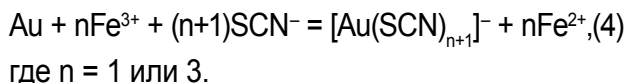


Четырехвалентный уран плохо растворяется в присутствии серной кислоты. Для увеличения скорости выщелачивания четырехвалентного урана применяют различные окислители [9–11]. Чаще всего в качестве окислителя используют пиролюзит (MnO_2) и ионы Fe^{3+} . В этом случае выщелачивание U^{4+} протекает согласно реакций (2) и (3):

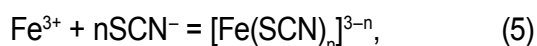


Оптимальные условия сернокислотно-тиоцианатного выщелачивания золота сопоставимы с сернокислотным выщелачиванием урана: pH = 1–3, Eh = 450–550 мВ [12].

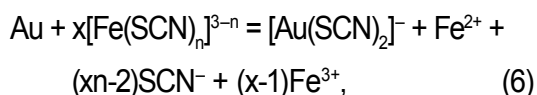
Окислителем золота, как и четырехвалентного урана, в данном случае являются ионы трехвалентного железа. Растворение золота тиоцианатом протекает с образованием дитиоцианоаурат (I)-иона $[\text{Au}(\text{SCN})_2]^-$ или тетратитиоцианоаурат (III)-иона $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$ по реакции (4).



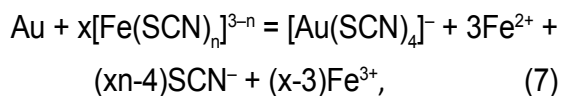
При тиоцианатном выщелачивании золота железо (3+) может образовывать тиоцианатные комплексы с координационным числом (n) от 1 до 5 в соответствии с уравнением (5), которые одновременно могут являться и окислителем, и растворителем золота [12] в соответствии с реакциями (6) и (7).



где $n = \text{от } 1 \text{ до } 5$.



где $x = 1$ при $n = \text{от } 2 \text{ до } 5$; $x = 2$ при $n = 1$.



где $x = 3$ при $n = \text{от } 2 \text{ до } 5$; $x = 4$ при $n = 1$.

Проведенные ранее исследования по совместному выщелачиванию золота и урана из окисленной золотоурановой руды в агитационном режиме [13–16] показали, что оптимальными условиями для выщелачивания золота из исследуемой руды являются следующие: температура 65°C ; начальная концентрация серной кислоты – $10\text{--}15 \text{ г/дм}^3$; концентрация тиоцианата – $0,5 \text{ г/дм}^3$; концентрация ионов железа (III) в растворе будет $1\text{--}3 \text{ г/дм}^3$. При данных условиях продолжительность выщелачивания золота составляет $15\text{--}30$ мин, урана – до $4\text{--}6$ ч. Извлечение золота и урана составляет около 85 и 50% соответственно и сопоставимо с их извлечением по стандартной двухстадиальной схеме выщелачивания с использованием цианида и серной кислоты [2, 3]. В данном случае продуктом выщелачивания являются сернокислые растворы, содержащие золото и уран. Для извлечения данных металлов из растворов можно использовать ионообменные смолы и активированные угли [17, 18].

Цель настоящей работы – определить

основные показатели совместного (одновременного) КВ золота и урана из окисленной золотоурановой руды сернокислыми тиоцианатными растворами.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ

Исследования по совместному КВ золота и урана проводили на окисленной золотоурановой руде одного из месторождений РФ. Химический и минеральный состав пробы руды идентичен пробам, использованным в ранее проводимых исследованиях по раздельному выщелачиванию [3]. Проба на 98% состоит из литофильных компонентов со значительным преобладанием оксида кремния – $79,5\%$. Основными минералами, обладающими кристаллическим строением, являются плагиоклазы, калиевый полевой шпат, кварц и амфиболы. Содержание золота в пробе $0,8 \text{ г/т}$, урана – 266 г/т , что характеризует исследуемую пробу как бедную по урану. Из рудных компонентов в количестве $3,01\%$ присутствует железо, в основном в окисленной форме. Проба относится к убогосульфидному типу руд.

Пилотные испытания по совместному КВ золота и урана проводили на руде, дробленной до крупности минус $40+0 \text{ мм}$ и загруженной в полипропиленовую перколяционную колонну диаметром 300 и высотой 2000 мм . Масса руды в колонне составляла 180 кг . Температура в процессе испытаний находилась в пределах $17\text{--}25^\circ\text{C}$.

Перед выщелачиванием проводили закисление руды в колонне сернокислыми растворами с концентрацией 10 г/дм^3 и плотностью орошения $10 \text{ дм}^3/\text{м}^2\cdot\text{ч}$. Закисление выполняли до появления кислой реакции в маточных растворах. После этого в раствор подавали тиоцианат калия (KSCN марки ХЧ). Этот момент был принят за начало выщелачивания золота и урана. Выщелачивание осуществляли при следующих условиях: концентрация H_2SO_4 – 5 г/дм^3 , концентрация SCN^- – $0,5 \text{ г/дм}^3$, E_h – $490\text{--}510 \text{ мВ}$, концентрация ионов Fe^{3+} – $1,0\text{--}1,5 \text{ г/дм}^3$. Источником ионов железа служили кислоторастворимые минералы, содержащиеся в руде. В качестве окислителя ионов Fe^{2+} использовали пероксид водорода (35%).

Пилотные испытания выполнялись в замкнутом цикле с раздельной сорбцией золота и урана [18]. Сначала из раствора проводили селективную сорбцию золота на экстрадиро

ванный активированный уголь марки Norit RO 3515, загруженный в сорбционные колонки. Так как уранил-сульфат в кислых средах инертен к активированным углям, урансодержащие растворы после сорбции золота поступали в колонки с сильноосновным макропористым анионитом «D201» для сорбции урана. Растворы после сорбции подкрепляли серной кислотой, тиоцианатом, а также осуществлялась корректировка ОВП, после чего раствор подавали в колонку на орошение.

Пилотные испытания выполняли до установления устойчивой концентрации золота в продуктивных растворах менее 0,01 мг/дм³.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ОБСУЖДЕНИЯ

Выщелачивание золота. На рис. 1 представлены результаты кучного выщелачивания золота сернокислыми тиоцианатными растворами.

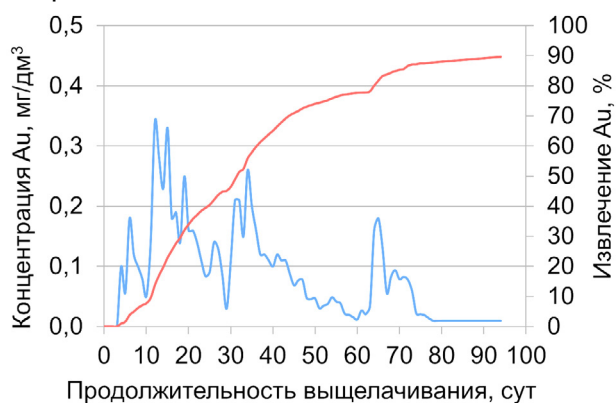


Рис. 1. Динамика кучного выщелачивания золота сернокислыми тиоцианатными растворами

Fig. 1. Dynamics of heap sulfate-thiocyanate leaching of gold

Показано, что кучное выщелачивание золота тиоцианатом при температурах ниже 45°C проходит с меньшей интенсивностью, чем цианидом, и в целом составляет около

трех месяцев.

На 67 сутки концентрация золота в маточном растворе КВ опустилась до 0,02–0,03 мг/дм³, что соответствовало извлечению около 78%. Известно, что снижение кинетики растворения золота в процессе тиоцианатного выщелачивания золота может быть вызвано образованием на поверхности золотин пленок нерастворимого тиоцианата золота (I) – AuSCN, которые блокируют поверхность металла от контакта с растворителем [19]. При используемом в пилотных испытаниях соотношении $\text{Fe}^{3+}/\text{CNS}^- = 2-3$ (0,4–0,5 г/дм³ SCN и 1–1,5 г/дм³ Fe^{3+}) основное количество тиоцианата в растворе находится в виде комплексов $[\text{Fe}(\text{SCN})_n]^{3-n}$, которые собственно и являются растворителями золота в данных условиях. Процесс растворения золота тиоцианатными комплексами железа (III) сопровождается их восстановлением до комплексов железа (II) и снижением потенциала системы, что может приводить к образованию пассивирующей пленки простого тиоцианата золота (I) и снижать скорость растворения золота вплоть до полной остановки процесса.

Образовавшийся тиоцианат золота (I) растворяется при избытке свободных тиоцианионов в растворе. Основываясь на данной теории, на 67 сутки испытаний, когда концентрация золота в продуктивных растворах снизилась до критических значений, было принято решение повысить концентрацию тиоцианата в выщелачивающем растворе до значений 2,5–3,0 г/дм³, что соответствовало соотношению $\text{Fe}^{3+}/\text{CNS}^-$ менее 0,5. Даная корректировка режима позволила увеличить концентрацию свободного тиоцианата, который способен растворять AuSCN.

При увеличении концентрации тиоцианата

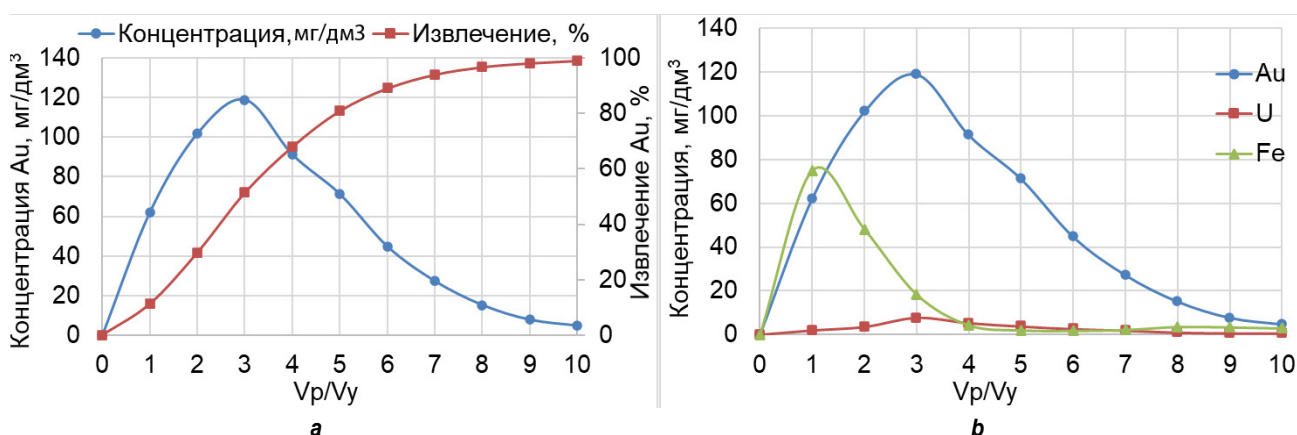


Рис. 2. Результаты десорбции золота (а) и кривые элюирования золота, урана и железа (b) из угля, насыщенного при кучном тиоцианатном выщелачивании (Vp/Vy – отношение объема раствора к объему угля)

Fig. 2. Results of gold stripping (a) and elution curves of gold, uranium and iron (b) from the loaded carbon under heap thiocyanate leaching (Vp/Vy – solution volume-to-carbon volume ratio)

в растворе растворение золота возобновилось. Концентрация благородного металла резко выросла с 0,02 до 0,18 мг/дм³. Изменение реагентного режима позволило дополнительно извлечь из руды около 12% золота (см. рис. 1). Конечное извлечение золота по завершении процесса КВ составило 90,1% при остаточном содержании в хвостах 0,073 г/т.

Конечным продуктом исследований по выщелачиванию золота являлись насыщенные активированные угли с содержанием золота 0,5–0,6 мг/г. Содержание железа в насыщенных углях составляло 2,1–2,5 мг/г, урана 0,9 мг/г. Данные угли могут быть переработаны по ранее предложенной схеме десорбции золота из углей, насыщенных в тиоцианатных растворах [20, 21], что подтверждается экспериментами. На рис. 2 представлены кривые десорбции Au, Fe и U из насыщенного угля.

Выщелачивание урана. На рис. 3 представлены результаты кучного выщелачивания урана сернокислыми тиоцианатными растворами.

Извлечение урана за период пилотных испытаний составило около 55%. Данный показатель был сопоставим с результатом стандартного КВ урана серной кислотой по двухстадиальной схеме [3].

Конечным продуктом исследований по выщелачиванию урана являлись насыщенные ионообменные смолы с содержанием урана 30–35 мг/г и железа 12–13 мг/г. Содержание золота в смолах составляло менее 0,05 кг/т, что является пределом обнаружения для используемого метода анализа. Отмечена высокая емкость ионита по тиоцианату. Для десорбции урана и примесей из ионита рекомендован элюент, содержащий серную и азотную кислоты. Данный элюент является распространенным в металлургии урана [22] и при его использовании происходит разруше-

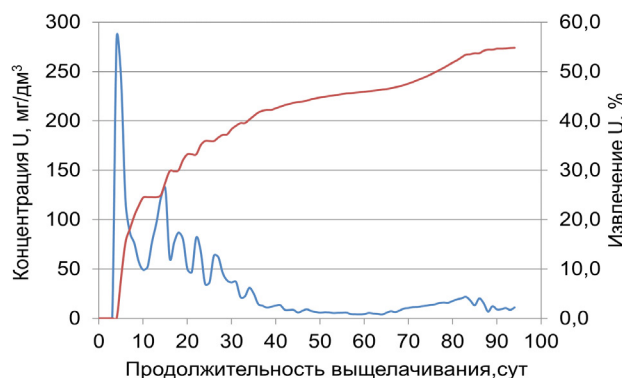


Рис. 3. Динамика кучного выщелачивания урана сернокислыми тиоцианатными растворами
Fig. 3. Dynamics of heap sulfate-thiocyanate leaching of uranium

ние (окисление) сорбированного тиоцианата как в жидкой фазе элюата, так и в фазе ионита.

Показано, что технология совместного кучного выщелачивания золота и урана сернокислыми тиоцианатными растворами позволяет эффективно перерабатывать исследуемую руду. Показатели извлечения золота и урана сопоставимы с показателями, полученными в ходе пилотных испытаний по кучному выщелачиванию исследуемой руды по стандартной технологии раздельного извлечения данных металлов с использованием сернокислых и цианидных растворов в две стадии [3].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Из результатов исследований по совместному (одновременному) кучному выщелачиванию золота и урана сернокислыми-тиоцианатными растворами можно сделать вывод, что извлечение золота и урана находится на уровне 90 и 55% соответственно. Суммарная продолжительность процесса составила 95 сут. Следует отметить, что тиоцианат является более безопасным веществом, чем цианид, и во многих странах его предельно допустимая концентрация в хвостах переработки руд не регламентируется.

Список источников

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов. М.: Руда и Металлы, 2005. 432 с.
2. Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Епифоров А.В., Мусин Е.Д. Кучное выщелачивание окисленных золотоурановых руд // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVII Междунар. науч.-техн. конф. (г. Екатеринбург, 7–8 апреля 2022 г.). Екатеринбург: УГТУ, 2022. С. 190–194.
3. Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Епифоров А.В., Мусин Е.Д., Григорьев С.Г. Кучное выщелачивание золота и урана из окисленной золотоурановой руды // Рациональное освоение недр. 2022. № 2. С. 66–71. <https://doi.org/10.26121/RON.2022.73.14.009>. EDN: BDRHMA.
4. Robinson R.E. Status report from South Africa // Processing of low-grade uranium ores (Vienna, 27 June – 1 July 1966). Vienna: International Atomic Energy Agency, 1967. P. 33–37.
5. Fleming C.A. A process for simultaneous recovery of gold and uranium from South African ores // Gold 100-Proceeding of the International Conference on Gold. Extractive Metallurgy of Gold, South African Institution of Mining and Metallurgy.

Johannesburg, 1986. Vol. 2. P. 301–309.

6. Молоков П.Б., Буйновский А.С., Макашеев Ю.Н., Арутюнян Д.Р. Разработка технологии совместного извлечения урана, золота и редкоземельных металлов из комплексных руд // Ядерная энергетика: технология, безопасность, экология, экономика, управление: сб. науч. тр. I Всерос. науч.-практ. конф. молодых атомщиков Сибири (г. Томск, 19–25 сентября 2010 г.). Томск: Томский политехнический университет, 2010. С. 47–48.
7. Ширяева В.В. Разработка комплексной технологии извлечения золота из комплексных золотоурановых руд с использованием комплексных роданидных растворов методом кучного выщелачивания // ГИАБ. 2012. С. 403–412.
8. Aylmore M.G. Alternative lixivants to cyanide for leaching gold ores // Gold Ore Processing. Project Development and Operations. 2016. Chapt. 27. P. 447–484. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00027-X>.
9. Venter R., Boylett M. The evaluation of various oxidants used in acid leaching of uranium // Hydrometallurgy Conference 2009 (Gauteng, 24–26 February 2009). Gauteng: The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2009. P. 445–455.
10. Ahmed S.H., Sheta M.E., Saleh G.M., Mahfouz M.G., Mohammed S.A., Abdel Aal M.M. Sulphuric acid leaching of uranium ore using MnO₂ as an oxidizing agent // Chemical Technology an Indian Journal. 2015. Vol. 10. Iss. 2. P. 60–68.
11. Литвиненко В.Г., Шелудченко В.Г., Филоненко В.С. Совершенствование процесса агитационного выщелачивания урановых руд // Горный журнал. 2018. № 7. P. 69–72. <https://doi.org/10.17580/gzh.2018.07.13>.
12. Кононова О.Н., Холмогоров А.Г., Кононов Ю.С. Сорбционное извлечение золота из растворов и пульп. Химизм процесса, селективность, технология. Красноярск: СФУ, 2011. 200 с.
13. Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М. Определение оптимальных параметров извлечения золота из золотоурановой руды серноокислыми тиоцианатными растворами // Металлургия цветных, редких и благородных металлов: сб. докл. XV Междунар. конф. им. члена-корреспондента РАН Геннадия Леонидовича Пашкова (г. Красноярск, 6–8 сентября 2022 г.). Красноярск: Научно-инновационный центр, 2022. С. 223–230. EDN: KDPLDC.
14. Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М. Исследование динамики выщелачивания золота и урана серноокислыми тиоцианатными растворами // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022): матер. Междунар. конф. (г. Владивосток 4–7 октября 2022 г.). Владивосток: Дальневосточный федеральный университет, 2022. С. 329–332. <https://doi.org/10.24866/7444-5340-4>.
15. Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M. Combined recovery of gold and uranium from gold-uranium ores // World Gold (Shenyang, 4–7 September 2023). Shenyang, 2023. P. 783–791.
16. Пат. № 2791169, Российская Федерация, C22B 60/02, C22B 11/00, C22B 3/06. Способ извлечения золота и урана из золотоурановых руд / А.А. Шипнигов, Е.Д. Мусин, А.В. Епифоров; заявитель и патентообладатель АО «Иргиредмет». Заявл. 28.06.2021; опубл. 03.03.2023. Бюл. № 7.
17. Собенников Р.М., Епифоров А.В., Шипнигов А.А. Исследования по сорбции золота и урана из серноокислых растворов, содержащих тиоцианат-ион // Современные технологии производства цветных металлов: матер. Междунар. науч. конф., посвящ. 80-летию С.С. Набойченко (г. Екатеринбург, 24–25 марта 2022 г.). Екатеринбург: УРФУ им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, 2022. С. 98–104.
18. Пат. № 2791113, Российская Федерация, C22B 11/00, C22B 60/02, C22B 3/24, C22B 15/04. Способ извлечения золота и урана из серноокислых растворов / А.А. Шипнигов, Е.Д. Мусин, А.В. Епифоров; заявитель и патентообладатель АО «Иргиредмет». Заявл. 28.06.2021; опубл. 02.03.2023. Бюл. № 7.
19. Azizitorghabeh A., Wang J., Ramsay J.A., Ghahreman A. A review of thiocyanate gold leaching – chemistry, thermodynamics, kinetics and processing // Minerals Engineering. 2021. Vol. 160. P. 106689. <https://doi.org/10.1016/j.mining.2020.106689>.
20. Епифоров А.В., Козлов А.А., Набиулин Р.Н., Немчинова Н.В. Извлечение золота из упорных сульфидных концентратов с использованием автоклавного окисления и тиоцианатного выщелачивания // Цветные металлы. 2021. № 11. С. 9–16. <https://doi.org/10.17580/tsm.2021.11.01>.
21. Kozlov A.A., Epiforov A.V., Nemchinova N.V. The carbon adsorption technology of gold-thiocyanate complexes from sulfuric acid solutions containing copper and iron // Proceedings of XXX International Mineral Processing Congress (Cape Town, 18–20 October 2020). Cape Town, 2021. P. 2180–2191.
22. Нестеров Ю.В. Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. М.: ОАО «Атомредметзолото», 2007. 480 с.

References

1. Kotlyar Yu. A., Meretukov M.A., Strizhko L.S. *Metallurgy of precious metals*. Moscow: Ore and Metals; 2005, 432 p. (In Russ.).
2. Shipnigov A.A., Sobennikov R.M., Epiforov A.V., Musin E.D. Heap leaching of oxidized gold-uranium ores. In: *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogennogo syr'ya: materialy XXVII Mezhdunarodnoj nauchno-tekhnicheskoy konferencii = Scientific foundations and processing practice of ores and technogenic raw materials: materials of the 27th International scientific and technical conference*. 7–8 April, 2022, Yekaterinburg, Yekaterinburg: Ural State Mining University; 2022, p. 190-194. (In Russ.).
3. Shipnigov A.A., Sobennikov R.M., Epiforov A.V., Musin E.D., Grigoriev S.G. Heap leaching of gold and uranium from oxidized gold-uranium ore. *Ratsionalnoe osvoenie nedr*. 2022;2:66-71. (In Russ.).

<https://doi.org/10.26121/RON.2022.73.14.009>. EDN: BDRHMA.

4. Robinson R.E. Status report from South Africa. In: *Processing of low-grade uranium ores*. 27 June – 1 July 1966, Vienna. Vienna: International Atomic Energy Agency; 1967, p. 33-37.
5. Fleming C.A. A process for simultaneous recovery of gold and uranium from South African ores. In: *Gold 100-Proceeding of the International Conference on Gold. Extractive Metallurgy of Gold, South African Institution of Mining and Metallurgy*. Johannesburg; 1986, vol. 2, p. 301-309.
6. Molokov P.B., Bujnovskij A.S., Makaseev Yu.N., Arutyunyan D.R. Developing technology for the joint recovery of uranium, gold and rare earth metals from complex ores. In: *Yadernaya energetika: tekhnologiya, bezopasnost', ekologiya, ekonomika, upravlenie: sbornik nauchnykh trudov I Vserossijskoj nauchno-prakticheskoy konferencii molodykh atomshchikov Sibiri = Nuclear energy: technology, safety, ecology, economics, management: collection of scientific works of the 1st All-Russian scientific and practical conference of young nuclear workers of Siberia*. 19–25 September 2010, Tomsk. Tomsk: Tomsk Polytechnic University; 2010; p. 47-48. (In Russ.).
7. Shiryayeva V.V. Development of an integrated technology for gold extraction from complex gold-uranium ores using heap thiocyanate leaching. In: *GIAB*. 2012;403-412.
8. Aylmore M.G. Alternative lixiviants to cyanide for leaching gold ores. In: *Gold Ore Processing. Project Development and Operations*. 2016;27:447-484. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00027-X>.
9. Venter R., Boylett M. The evaluation of various oxidants used in acid leaching of uranium. In: *Hydrometallurgy Conference 2009*. 24–26 February 2009, Gauteng. Gauteng: The Southern African Institute of Mining and Metallurgy; 2009. P. 445–455.
10. Ahmed S.H., Sheta M.E., Saleh G.M., Mahfouz M.G., Mohammed S.A., Abdel Aal M.M. Sulphuric acid leaching of uranium ore using MnO_2 as an oxidizing agent. *Chemical Technology an Indian Journal*. 2015;10(2):60-68.
11. Litvinenko V.G., Sheludchenko V.G., Filonenko V.S. Improvement of agitation leaching of uranium ore. *Gornyj zhurnal*. 2018;7:69-72. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2018.07.13>.
12. Kononova O.N., Holmogorov A.G., Kononov Yu.S. *Sorption extraction of gold from solutions and pulps*. Krasnoyarsk: Siberian Federal University, 2011; 200 p. (In Russ.).
13. Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M. Finding the optimum conditions for recovery of gold from gold-uranium ore using sulfuric acid solutions of thiocyanate. In: *Metallurgiya cvetnykh, redkih i blagorodnykh metallov: sbornik dokladov XV Mezhdunarodnoj konferencii imeni chlena-korrespondenta RAN Gennadiya Leonidovicha Pashkova = Metallurgy of non-ferrous, rare and noble metals: collection of reports of 15th International conference named after the Corresponding Member of the RAS Gennady L. Pashkov*. 6–8 September 2022, Krasnoyarsk. Krasnoyarsk: Nauchno-innovacionnyj centr; 2022, p. 223-230. (In Russ.). EDN: KDPLDC.
14. Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M. Investigation of gold and uranium sulfate-thiocyanate leaching dynamics. In: *Sovremennyye problemy kompleksnoy i glubokoy pererabotki syr'ya prirodnogo i tekhnogennogo proiskhozhdeniya (Plaksinskiye chteniya – 2022) = Modern problems of integrated and deep processing of natural and technogenic mineral raw materials (Plaksinsky Readings - 2022): materials of the international conference*. 4–7 October 2022, Vladivostok. Vladivostok: Far Eastern Federal University; 2022, p. 329-332. (In Russ.). <https://doi.org/10.24866/7444-5340-4>.
15. Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M. Combined recovery of gold and uranium from gold-uranium ores. In: *World Gold*. 4–7 September 2023, Shenyang. Shenyang; 2023, p. 783-791.
16. Shipnigov A.A., Musin E.D., Epiforov A.V. *Method of gold and uranium recovery from gold-uranium ores*. Patent RF, no. 2791169; 2023. (In Russ.).
17. Sobennikov R.M., Epiforov A.V., Shipnigov A.A. Research on gold and uranium sorption from sulfuric acid solutions containing thiocyanate ion. In: *Sovremennyye tekhnologii proizvodstva cvetnykh metallov: materialy Mezhdunarodnoj nauchnoj konferencii, posvyashchennoj 80-letiyu S. S. Naboichenko = Modern technologies of non-ferrous metal production: materials of the International scientific conference dedicated to the 80th anniversary of S. S. Naboichenko*. 24–25 March 2022, Ekaterinburg. Ekaterinburg: Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin; 2022, p. 98-104. (In Russ.).
18. Shipnigov A.A., Musin E.D., Epiforov A.V. *Method of gold and uranium recovery from sulfuric acid solutions*. Patent RF, no. 2791113; 2023. (In Russ.).
19. Azizitorgahabeh A., Wang J., Ramsay J.A., Ghahreman A. A review of thiocyanate gold leaching – chemistry, thermodynamics, kinetics and processing. *Minerals Engineering*. 2021;160:106689. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106689>.
20. Epiforov A.V., Kozlov A.A., Nabiulin R.N., Nemchinova N.V. Recovery of gold from refractory sulphide concentrates by means of pressure oxidation and thiocyanate leaching. *Tsvetnye Metally*. 2021;11:9-16. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/tsm.2021.11.01>.
21. Kozlov A.A., Epiforov A.V., Nemchinova N.V. The carbon adsorption technology of gold-thiocyanate complexes from sulfuric acid solutions containing copper and iron. In: *Proceedings of 30th International Mineral Processing Congress*. 18–20 October 2020, Cape Town. Cape Town; 2021, p. 2180-2191.
22. Nesterov Yu.V. *Ionites and ion exchange. Sorption technology for the extraction of uranium and other metals using the underground leaching method*. Moscow: OAO "Atomredmetzoloto"; 2007, 480 p. (In Russ.).

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ**Шипнигов Антон Андреевич,**

мл. науч. сотр. лаборатории металлургии,
Иркутский научно-исследовательский институт
благородных и редких металлов и алмазов,
664025, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Россия
✉ shipn.anton@yandex.ru

Епифоров Александр Владимирович,

к.т.н.,
ст. науч. сотр. лаборатории металлургии,
Иркутский научно-исследовательский институт
благородных и редких металлов и алмазов,
664025, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Россия
epiforov@irgiredmet.ru

Собенников Роман Михайлович,

мл. науч. сотр. лаборатории металлургии,
Иркутский научно-исследовательский институт
благородных и редких металлов и алмазов,
664025, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Россия
rsobenn@gmail.com

Мусин Евгений Дмитриевич,

к.т.н.,
заместитель генерального директора
по научной работе,
Иркутский научно-исследовательский институт
благородных и редких металлов и алмазов,
664025, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Россия
MusinE@irgiredmet.ru

Баликов Станислав Васильевич,

д.т.н.,
директор бизнес-центра,
Иркутский научно-исследовательский институт
благородных и редких металлов и алмазов,
664025, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Россия
balikov@irgiredmet.ru

Вклад авторов

Все авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации.

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Информация о статье

Статья поступила в редакцию 02.09.2023 г.;
одобрена после рецензирования 16.11.2023 г.;
принята к публикации 21.11.2023 г.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS**Anton A. Shipnigov,**

Junior Researcher of the Laboratory of Metallurgy,
Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and
Diamonds, 38, Gagarin Boulevard, Irkutsk 664025, Russia
✉ shipn.anton@yandex.ru

Alexander V. Epiforov,

Cand. Sci. (Eng.),
Senior Researcher of the Laboratory of Metallurgy,
Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and
Diamonds, 38, Gagarin Boulevard, Irkutsk 664025, Russia
epiforov@irgiredmet.ru

Roman M. Sobennikov,

Junior Researcher of the Laboratory of Metallurgy,
Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and
Diamonds, 38, Gagarin Boulevard, Irkutsk 664025, Russia
rsobenn@gmail.com

Evgeniy D. Musin,

Cand. Sci. (Eng.),
Deputy Director General for Research,
Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and
Diamonds, 38, Gagarin Boulevard, Irkutsk 664025, Russia
MusinE@irgiredmet.ru

Stanislav V. Balikov,

Dr. Sci. (Eng.),
Director of the Business Center,
Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and
Diamonds, 38, Gagarin Boulevard, Irkutsk 664025, Russia
balikov@irgiredmet.ru

Contribution of the authors

The authors contributed equally to this article.

Conflict of interests

The authors declare no conflicts of interests.

The final manuscript has been read and approved by all the co-authors.

Information about the article

The article was submitted 02.09.2023;
approved after reviewing 16.11.2023;
accepted for publication 21.11.2023.