

УДК 669.822; 669.213.632

Пути решения проблемы совместного извлечения золота и урана из бедных комплексных руд

© А.В. Епифоров¹, Т.С. Минеева², Р.М. Собенников^{1,2}, А.А. Шипнигов^{1,2}¹ АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов»,

г. Иркутск, Российская Федерация

² Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск, Российская Федерация

Аннотация. В настоящей работе представлены результаты пилотных испытаний по кучному выщелачиванию золота и урана из окисленной руды одного из месторождений РФ. Основным ценным компонентом в рудах является золото с содержанием 0,8–1,5 г/т. Попутными компонентами в рудах являются серебро (2,8–12 г/т) и уран (30–360 г/т). Переработка окисленных руд планируется по технологии кучного выщелачивания поэтапно. На первом этапе планируется осуществлять извлечение золота щелочными цианистыми растворами при pH 10,5–11,5 с извлечением драгоценных металлов из продуктивных растворов по технологии CIC. Продолжительность первого этапа может составлять от одного до нескольких месяцев. На втором этапе хвосты кучного выщелачивания отмыывают от цианида и щёлочи и закисляют растворами серной кислоты до pH продуктивных растворов 1,7–1,9. Далее проводят сернокислотное выщелачивание урана с извлечением урана из продуктивных растворов по технологии RIC. Представленная схема по данным проведённых исследований позволяет извлекать до 80 % золота и до 40 % урана из окисленных руд.

Ключевые слова: окисленные руды, цианирование, кучное выщелачивание, извлечение золота, сернокислотное выщелачивание урана

Ways to solve the problem of joint extraction of gold and uranium from poor complex ores

© Alexander V. Epiforov¹, Tatiana S. Mineyeva², Roman M. Sobennikov^{1,2}, Anton A. Shipnigov^{1,2}¹ JSC «Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and Diamonds», Irkutsk, Russian Federation² Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russian Federation

Abstract. The article presents the results of pilot tests on heap leaching of gold and uranium from oxidized ore of one of the deposits in the Russian Federation. The main valuable component in ores is gold with a content of 0.8–1.5 g/t. The associated components in the ores are silver (2.8–12 g/t) and uranium (30–360 g/t). The processing of oxidized ores is planned using heap leaching technology in stages. At the first stage, it is planned to extract gold with alkaline cyanide solutions at pH 10.5–11.5 with the extraction of precious metals from productive solutions using the CIC technology. The duration of the first phase can range from one to several months. At the second stage, heap leaching tailings are washed from cyanide and alkali and acidified with sulfuric acid solutions to pH of productive solutions of 1.7–1.9. Further, sulfuric acid leaching of uranium is carried out with the extraction of uranium from productive solutions using the RIC technology. The presented scheme, according to the data of the research carried out, makes it possible to extract up to 80 % of gold and up to 40 % of uranium from oxidized ores.

Keywords: oxidized ores, cyanidation, heap leaching, gold recovery, sulfuric acid leaching of uranium

Введение

В России всё более широкое применение в золотодобывающей промышленности находит технология кучного выщелачивания золота [1, 2] из руд небольших месторождений, бедных и забалансовых руд. Это объясняется следующими факторами: в течение одного года с момента запуска техноло-

гии можно получить товарный металл; вложения и себестоимость добычи благородного металла при кучном выщелачивании значительно ниже, чем по фабричной технологии; технология кучного выщелачивания менее вредна для окружающей среды, чем фабричная. Эти факторы позволяют сделать её привлекательной для внедрения как

на вновь вводимые месторождения, так и на старые предприятия, дают возможность расширить рудную базу за счёт вовлечения в переработку забалансовых руд и хвостов.

Также технология кучного выщелачивания является одним из перспективных и мало затратных методов добычи урана из руд [3, 4]. Кроме того, кучное выщелачивание урана из бедных комплексных руд уменьшает их радиационную активность и сокращает эксплуатационные потери. Нередко уран встречается в качестве попутного компонента в золотосодержащих рудах, для переработки которых также рентабельно использование метода кучного выщелачивания.

Химический состав пробы руды

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	63,8	Fe _{общ.}	4,59
Al ₂ O ₃	16,9	Fe _{окисл.}	4,57
TiO ₂	0,59	S _{общ.}	<0,05
CaO	3,29	S _{общ.}	0,1
Na ₂ O	2,97	S _{орг.}	<0,1
K ₂ O	5,64	S _{карб.}	0,09
MgO	1,11	U, г/т	54,4
MnO	0,08	Ag, г/т	5,8
P ₂ O ₅	0,45	Au, г/т	0,99

Содержание редких и рассеянных элементов в пробе руды не превышает сотые и тысячные доли процента, практического значения они не имеют. Степень окисления руды, рассчитанная по железу, составляет 96 %. Руда относится к окисленному типу. Основным ценным компонентом в пробе является золото, попутными – серебро и уран.

Проба руды на 95,6 % состоит из породообразующих минералов с преобладанием плагиоклазов (34,0 %) и калиевого полевого шпата (33,0 %).

Рудные минералы в пробе представлены в основном вторичными образованиями железа (3,4 %) и магнетитом (1,0 %). Сульфиды в руде присутствуют в редких и единичных зёрнах. По содержанию сульфидов проба относится к убогосульфидному типу руд [5].

Основная масса урана сконцентрирована в первичных минералах – в браннерите (U⁴⁺·Ca,Y,Ce)(Ti,Fe)₂O₆·nH₂O и частично в коффините – U[SiO₄(OH)₄], что указывает на упорность данной руды относительно выщелачивания урана.

Установлено, что золото в пробе самородное, свободное. Поверхность частиц золота в основном чистая. Определённая доля частиц находится в сростках с кварцем. Доля мелкого, тонкого и тонкодисперсного

Объект исследований

Исследования проведены на пробе окисленной золотоурановой руды одного из месторождения РФ. Проба на 94 % состоит из литофильных компонентов с преобладанием оксида кремния. Рудные компоненты представлены главным образом железом, которое практически полностью находится в оксидной форме. Массовые доли цинка, свинца, меди, мышьяка и сурьмы составляют тысячные доли процента. Доля серы составляет менее 0,05 %. Химический состав пробы руды представлен в таблице.

золота в пробе составляет 92,6 % (класс крупности минус 0,071 мм). Пробность золота составляет от 848 до 869. Основной примесью золота является серебро.

Изучение фильтрационных свойств руды показало, что на пробе руды, дроблённой до 40 мм, скорость фильтрации достаточно высокая и её окомкование с цементом не требуется [6].

Методики экспериментов

Выщелачивание золота. Пилотные испытания по кучному выщелачиванию [7] руды крупностью минус 40 мм и массой 170 кг проводили в перколяционных колоннах диаметром 200 мм и высотой 2000 мм.

Выщелачивание золота проводили цианидным раствором с концентрацией 0,5 г/дм³ NaCN и плотностью орошения 10 дм³/м² в час. NaOH добавляли до достижения pH выщелачивающего раствора не ниже 10,5. Ежедневно осуществляли отбор жидкой фазы с определением концентрации золота и серебра в растворе атомно-абсорбционным методом. Также в продуктивном растворе определяли концентрацию цианида и величину pH.

Выщелачивание золота проводили с оборотом растворов в замкнутом цикле с сорбцией золота на активированный уголь

[8, 9] марки «Hay Carb Gold 2000», который загружали в две сорбционные колонки по 80–100 г в каждую.

После достижения устойчивой концентрации золота в продуктивных растворах менее $0,01 \text{ мг/дм}^3$ цианидное выщелачивание останавливали.

Выщелачивание урана. Пилотные испытания по кучному выщелачиванию урана в колонне проводили из хвостов кучного цианидного выщелачивания золота, отмытых от остаточных цианидов и щёлочи. Отмывку проводили водой до концентрации цианида в промывных растворах менее 150 мг/дм^3 . После отмывки осуществляли закисление хвостов в колонне сернокислыми растворами с концентрацией 10 г/дм^3 и плотностью орошения $10 \text{ дм}^3/\text{м}^2$ в час. Закисление проводили до появления кислой реакции в растворах, вытекающих из колонны.

Момент, когда pH раствора, выходящего из колонны, достигал значения 2,5–3,0, был принят началом процесса выщелачивания урана. Выщелачивание урана проводилось растворами серной кислоты с концентрацией 5 г/дм^3 и плотностью орошения $10 \text{ дм}^3/\text{м}^2$ в час.

Выщелачивание урана осуществляли в замкнутом цикле с сорбцией урана на ионообменную смолу [10] марки «АМ-п».

Сорбцию урана на смолу выполняли в трёх последовательно установленных колонках. В каждую колонку загружали по 150 мл смолы. Периодически, когда концентрация урана в обезметалленном растворе вырастала более 1 мг/дм^3 , проводили передвижку смолы. Движение смолы (передвижку) осуществляли в режиме противотока.

Ежедневно производился отбор продуктивных растворов из колонны до и после сорбции урана с определением концентрации урана в растворе методом ICP-MS. Также определяли остаточную концентрацию серной кислоты в продуктивном растворе и величину pH. Растворы после сорбции подкрепляли серной кислотой до заданной концентрации и подавали в колонну на орошение.

После достижения устойчивой концентрации урана в продуктивных растворах менее $0,5 \text{ мг/дм}^3$ выщелачивание останавливали.

В хвостах выщелачивания и в насыщенных углях и смоле определяли содержание золота и урана и рассчитывали их извлечение.

Результаты и обсуждения

Выщелачивание золота. Результаты пилотных испытаний по кучному выщелачиванию золота представлены на рисунке 1.

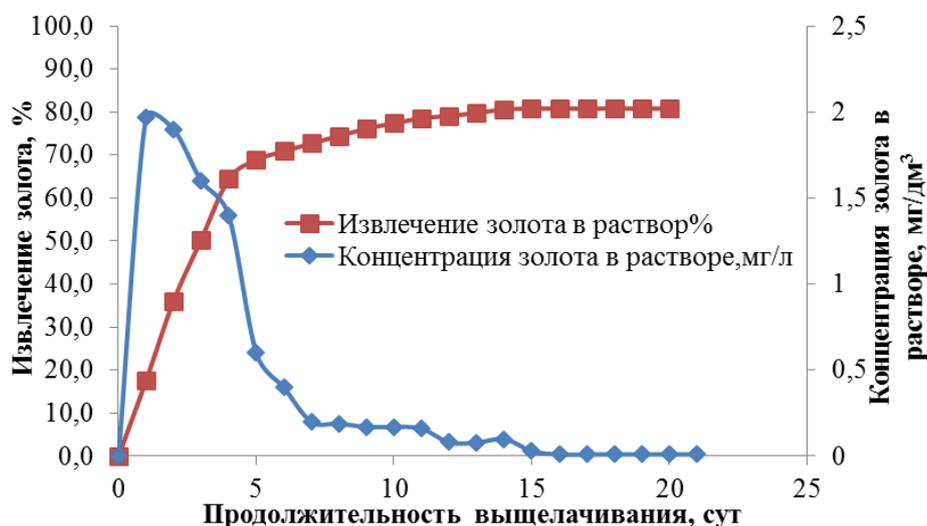


Рис. 1. Зависимость извлечения и концентрации золота в продуктивном растворе от продолжительности выщелачивания

Результаты пилотных испытаний по кучному выщелачиванию показали, что извлечение золота составляет 80,8 % при остаточном содержании золота в хвостах $0,19 \text{ г/т}$. Расход реагентов составляет NaCN

– $0,71 \text{ кг/т}$, а NaOH – $0,3 \text{ кг/т}$. Попутное извлечение серебра составило 22,5 %.

В процессе испытаний получены насыщенные драгоценными металлами угли. Содержание золота и серебра в угле из первой колонки составляло $0,6$ и $2,1 \text{ мг/г}$ соответ-

ственно, в угле второй колонки – 0,28 и 0,5 мг/г соответственно.

На основании проведённых исследований можно сделать вывод о том, что проба руды месторождения является легкоцианируемой. Извлечение золота можно осуществлять по технологии кучного выщелачивания

дроблённой до крупности минус 40 мм руды.

Выщелачивание урана. Результаты пилотных испытаний по кучному выщелачиванию урана из хвостов кучного выщелачивания золота представлены на рисунке 2.

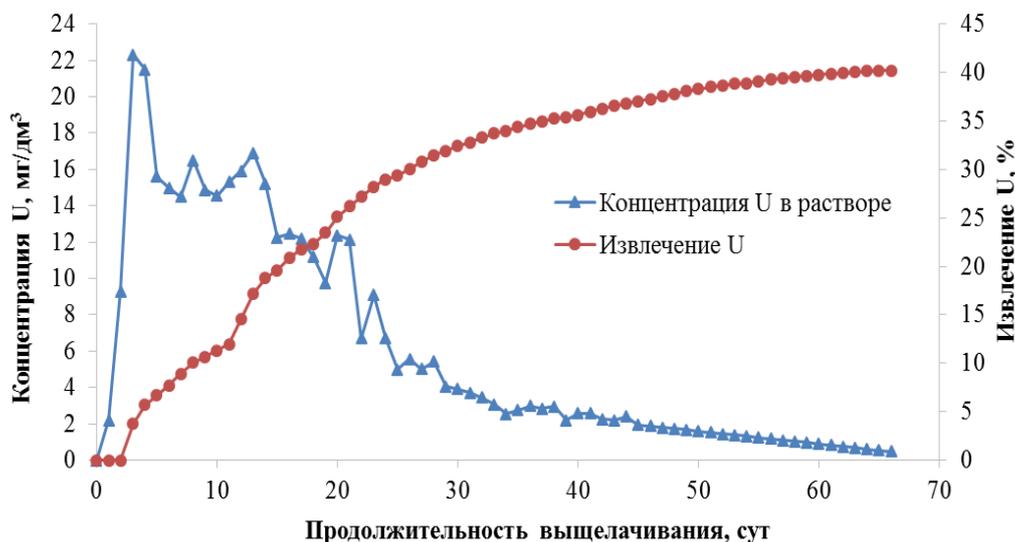


Рис. 2. Зависимость извлечения и концентрации урана в продуктивном растворе от продолжительности выщелачивания в колонне

Результаты пилотных испытаний по серноокислотному кучному выщелачиванию урана из хвостов кучного цианидного выщелачивания золота показали, что извлечение урана составляет 39,6 % при исходном содержании 54,4 г/т.

В процессе испытаний было выполнено четыре передвижки смолы. Получены насыщенные смолы с максимальным содержанием урана 15,3 мг/г (первая передвижка) и с минимальным содержанием урана (конечная смола в третьей колонке) 2,9 мг/г.

Расход серной кислоты на закисление и выщелачивание составил 8,2 и 10 кг/т соответственно (общий расход – 18,2 кг/т). Об-

щая продолжительность испытаний составила 87 суток, в том числе 13 суток отмывка хвостов кучного выщелачивания золота от цианидов, 8 суток закисление и 66 суток выщелачивание урана.

Выводы

Результаты пилотных испытаний по комплексному извлечению золота и урана из бедных окисленных руд методом кучного выщелачивания показали, что данная технология является перспективным и мало затратным методом, позволяющим перерабатывать некондиционное сырьё с высокими показателями извлечения ценных компонентов.

Библиографический список

1. Manning T.J., Kappes D.W. Heap Leaching of Gold and silver Ores // Gold Ore Processing. 2016. P. 413–428.
2. Санакулов К.С., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. Ташкент: Изд-во «Фан» АН РУз, 2011. 151 с.
3. Ivanova I., Fraser K., Thomas K., Mackenzie M. Uranium Hydrometallurgy – an Overview // ALTA 2009: Nickel-Cobalt, Copper and Uranium Conference (Perth, May 25–30, 2009). 2009.
4. Merritt R.C. The Extractive Metallurgy of

- Uranium. Golden, CO: Colorado School of Mines, 1971. P. 196–199.
5. Лодейщиков В.В., Васильева А.В. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1997. 163 с.
6. Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. М.: Недра, 1989. 302 с.
7. Фазлуллин М.И. Кучное выщелачивание благородных металлов: монография. М.: Изд-во

Академии горных наук, 2001. 647 с.

8. Кононова О.Н., Холмогоров А.Г., Кононов Ю.С. Сорбционное извлечение золота из растворов и пульпы: химизм процесса, селективность, технология: монография. Красноярск: СФУ, 2011. 198 с.

9. Меретуков М.А. Активные угли и циани-

стый процесс. М.: ИД «Руда и Металлы», 2007. 288 с.

10. Нестеров Ю.В. Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. М., 2007. 480 с.

Сведения об авторах / Information about the Authors

Епифоров Александр Владимирович,

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник,
АО «Иргиредмет»,
664074, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Рос-
сийская Федерация,
e-mail: epiforov@irgiredmet.ru

Alexander V. Epiforov,

Cand. Sci. (Technics),
Senior Researcher,
JSC «Irgiredmet»,
38 Gagarin Boulevard, Irkutsk, 664074, Russian
Federation,
e-mail: epiforov@irgiredmet.ru

Минеева Татьяна Султановна,

кандидат технических наук,
доцент кафедры металлургии цветных ме-
таллов,
Институт высоких технологий,
Иркутский национальный исследовательский
технический университет,
664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83, Рос-
сийская Федерация,
e-mail: _ksu_@inbox.ru

Tatiana S. Mineyeva,

Cand. Sci. (Technics),
Associate Professor of Metallurgy of Non-
Ferrous Metals Department,
Institute of High Technologies,
Irkutsk National Research Technical University,
83 Lermontov Str., Irkutsk, 664074, Russian
Federation,
e-mail: _ksu_@inbox.ru

Собенников Роман Михайлович,

магистрант,
Институт высоких технологий,
Иркутский национальный исследовательский
технический университет,
664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83, Рос-
сийская Федерация;
инженер,
АО «Иргиредмет»,
664074, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Рос-
сийская Федерация,
e-mail: SobennikovRM@irgiredmet.ru

Roman M. Sobennikov,

Postgraduate,
Institute of High Technologies,
Irkutsk National Research Technical University;
Engineer,
JSC «Irgiredmet»,
38 Gagarin Boulevard, Irkutsk, 664074, Russian
Federation,
e-mail: SobennikovRM@irgiredmet.ru

Шипнигов Антон Андреевич,

магистрант,
Институт высоких технологий,
Иркутский национальный исследовательский
технический университет,
664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83, Рос-
сийская Федерация;
инженер,
АО «Иргиредмет»,
664074, г. Иркутск, бульвар Гагарина, 38, Рос-
сийская Федерация,
e-mail: shipn.anton@yandex.ru

Anton A. Shipnigov,

Postgraduate,
Institute of High Technologies,
Irkutsk National Research Technical University;
Engineer,
JSC «Irgiredmet»,
38 Gagarin Boulevard, Irkutsk, 664074, Russian
Federation,
e-mail: shipn.anton@yandex.ru