

УДК 622.772

**ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ ХИМИКО-ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

А. Л. Самусев, В. Г. Миненко

*Институт проблем комплексного освоения недр РАН,
E-mail: samusev_al@ipkonran.ru,
Крюковский тупик, 4, 111020, г. Москва, Россия*

Приведены результаты экспериментальных исследований химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья. Разработана лабораторная установка для изучения кинетики выщелачивания. Установлены рациональные параметры химико-электрохимического выщелачивания золотосодержащего концентрата (продолжительность процесса, плотность тока на электродах, концентрация соли NaCl). Проведен анализ изменения микроструктуры и фазового состава поверхности арсенопирита после выщелачивания, обоснованы методы повышения эффективности процесса.

Упорные золотосодержащие руды, арсенопирит, хлор, гипохлорит, электрохимическое выщелачивание, хлорид натрия

Истощение запасов рудного золота обуславливает вовлечение в отработку некондиционно-го и упорного минерального сырья, которое в настоящее время перерабатывается, как правило, методом выщелачивания в ограниченном количестве из-за отсутствия эффективной и экологически безопасной технологии. Золото в данном виде сырья находится в тесной ассоциации с сульфидами, входя в их структуру в виде тонковкрапленных или эмульсионных ассоциаций вплоть до наноразмеров. Данный факт не позволяет достигнуть высокого уровня извлечения ($\varepsilon < 30 \div 50 \%$) благородного металла без дополнительных энергетических методов воздействия на золотосодержащие продукты, обеспечивающих раскрытие тонковкрапленных минеральных комплексов [1, 2]. Высокая эффективность цианирования наблюдается только при выщелачивании окисленных вкрапленных руд, а также руд коренных месторождений и россыпей, содержащих свободные частицы золота.

Кроме того, процесс цианидного извлечения золота из минерального сырья характеризуется повышенным экологическим риском из-за высокой токсичности цианистых солей. В связи с этим развитие эффективных бесцианидных методов переработки упорного и некондиционно-го золотосодержащего минерального сырья представляет собой актуальную задачу.

Одним из альтернативных цианированию методов является выщелачивание водными растворами хлора (гидрохлорирование), характеризующимися высокой окислительной и растворяющей способностью по отношению к сульфидам и золоту. Начиная с середины XIX в. гид-

Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента РФ для государственной поддержки ведущих научных школ РФ: Научная школа акад. В. А. Чантурия НШ-748.2014.5 и Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 14-05-00007-а).

рохлорирование золотосодержащих продуктов с применением солей хлорноватистой кислоты — гипохлоритов — успешно испытано на многих рудах. Однако отсутствие в то время эффективных способов получения хлора (гипохлорита) и коррозионно-устойчивого оборудования не позволило внедрить гидрохлорирование в промышленных масштабах [3].

В настоящее время существует возможность промышленной реализации более эффективного, чем гидрохлорирование, химико-электрохимического метода выщелачивания золота из упорного сульфидного минерального сырья. Сущность предлагаемого метода заключается в растворении золотосодержащих сульфидов водным раствором хлорида натрия с высокой концентрацией гипохлорит-ионов, образующихся в процессе электрохимической обработки раствора, при одновременной электрохимической поляризации сульфидов на электродах, изменяющей структуру, состояние и фазовый состав их поверхности. При этом процессы электрохимического получения гипохлорита, поляризации сульфидов и непосредственно растворения золота совмещены в одном технологическом аппарате (электролизере) [4].

В последние годы проведены исследования по использованию данного метода [5] при выщелачивании упорного золотосодержащего сырья. Для устранения высоких энергозатрат, полученных авторами в работе [5], нами выполнены эксперименты по изучению основных параметров, ответственных за эффективность протекания процесса выщелачивания золота.

С целью исследования кинетики химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья создана лабораторная установка (рис. 1), включающая бездиафрагменный электролизер, встроенное в него перемешивающее устройство, источник постоянного тока и приборы контроля физико-химических параметров жидкой фазы. Корпус электролизера, являющийся катодом, изготовлен из стали марки 18ХН9Т, внутренняя часть электролизера, представляющая анод, выполнена в виде цилиндрической сетки из ОРТА (титановая основа с покрытием оксида рутения). Данная конструкция электролизера обеспечивает эффективное и стабильное получение растворов с высокой концентрацией гипохлорит-ионов, а также многократный контакт частиц минералов с поверхностью электродов в процессе выщелачивания.

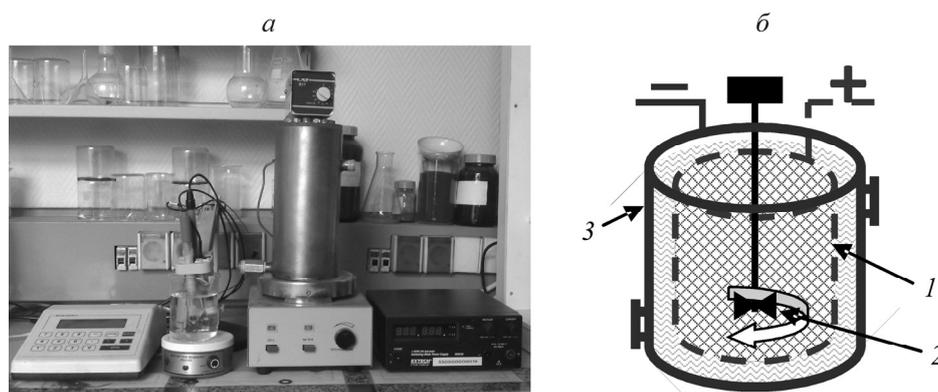


Рис. 1. Внешний вид (а) и принципиальная схема (б) лабораторной установки: 1 — анодная сетка; 2 — мешалка; 3 — катод

В качестве исследуемого золотосодержащего продукта использован флотационный золотосодержащий концентрат (Васильковское месторождение, Республика Казахстан) крупностью –74 мкм, содержащий 60–65 % арсенопирита и 52.5 г/т золота (таблица). Золото в данном концентрате находится в тесной ассоциации с арсенопиритом, входя в его структуру в виде тонковкрапленных или эмульсионных ассоциаций.

Химический состав флотоконцентрата Васильковского месторождения

Элемент	Au	Ag	Al ₂ O ₃	SiO ₂	As	Fe	S _{общ.}	S _{сульфат.}	Mg	др.
Содержание, % (г/т)	(52.5)	(6.6)	3.4	26.3	28.3	24.3	15.1	0.18	0.17	2.25

Известно, что при контакте с хлором золото окисляется и растворяется с образованием хлоридных комплексов [AuCl₄]⁻. В работе [6] показано, что для повышения устойчивости хлоридного комплекса золота в продуктивном растворе необходимо иметь избыточную концентрацию ионов хлора, достаточную для подавления процессов его гидролиза, распада и диспропорционирования. В связи с этим первоначальные исследования были направлены на определение рациональной концентрации соли NaCl в растворе при химико-электрохимическом выщелачивании золотосодержащего концентрата.

Выщелачивание концентрата проводили в течение 10 ч при соотношении Т : Ж = 1 : 10 и плотности тока на электродах 50 А/м². Данная плотность тока, обеспечивающая энергосберегающее образование хлора на электродах, выбрана на основе ранее проведенных исследований [7]. Экспериментально определено, что рациональная концентрация соли NaCl в растворе составляет 250 г/дм³ (рис. 2), так как последующее увеличение ее концентрации до 300 г/дм³ приводит к незначительному (на 1.1 %) повышению извлечения золота с 34.6 до 35.7 % в процессе химико-электрохимического выщелачивания.

В результате анализа кислотно-основных и окислительно-восстановительных свойств раствора в процессе выщелачивания установлено снижение pH с 7.4 до 2.7, обусловленное образованием соляной кислоты при окислении сульфидов, а также резкое увеличение значений Eh с 230 до 1000 мВ (относительно хлорсеребряного электрода) после 3.3 – 4.0 ч (рис. 3).

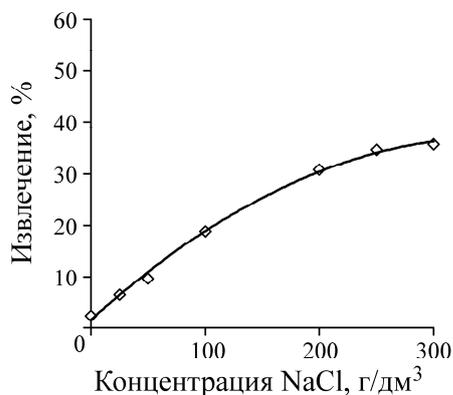


Рис. 2. Зависимость извлечения Au от концентрации NaCl

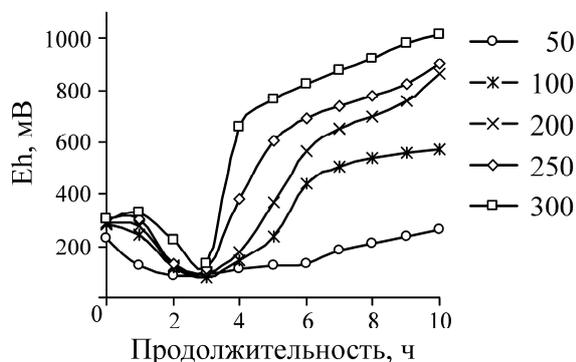
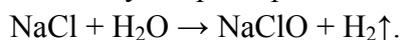


Рис. 3. Зависимость Eh от продолжительности и концентрации NaCl (г/дм³)

Повышение окислительно-восстановительного потенциала, вероятно, свидетельствует о прекращении растворения (окисления) сульфидов через 3.3–4.0 ч и преимущественном протекании процесса электролитического разложения хлорида натрия с выделением молекулярного хлора на аноде, при растворении которого в воде образуются соляная и хлорноватистая кислота. При этом из-за образования на катоде гидроксид-ионов и водорода процесс электролиза натрий-хлоридных растворов протекает по суммарной реакции



В связи с этим дальнейшие исследования направлены на выявление рациональной продолжительности химико-электрохимического выщелачивания. На рис. 4а показано, что повышенные времена электрохимического выщелачивания в 3 раза с 3.3 до 10 ч приводит к повышению

извлечения золота всего на 10.6 % — с 34.6 до 45.2 %. Однако при этом пропорционально увеличиваются энергетические затраты. Таким образом, рациональная продолжительность выщелачивания составила 3.3 ч, что и было использовано в исследованиях по определению зависимости извлечения золота в процессе химико-электрохимического выщелачивания от плотности тока на электродах (рис. 4б). По-видимому, данный факт также обусловлен прекращением процесса окисления сульфидов после времени обработки 3.3 ч (см. рис. 3).

Установлено, что повышение плотности тока с 50 до 150, 300, 600 и 900 А/м² позволило увеличить извлечение золота с 34.6 до 46.5, 55.1, 57.4 и 58.9 %, соответственно. Повышение плотности тока на электродах более 150 А/м² приводит к резкому увеличению энергетических затрат на переработку 1 т концентрата, что экономически нецелесообразно.

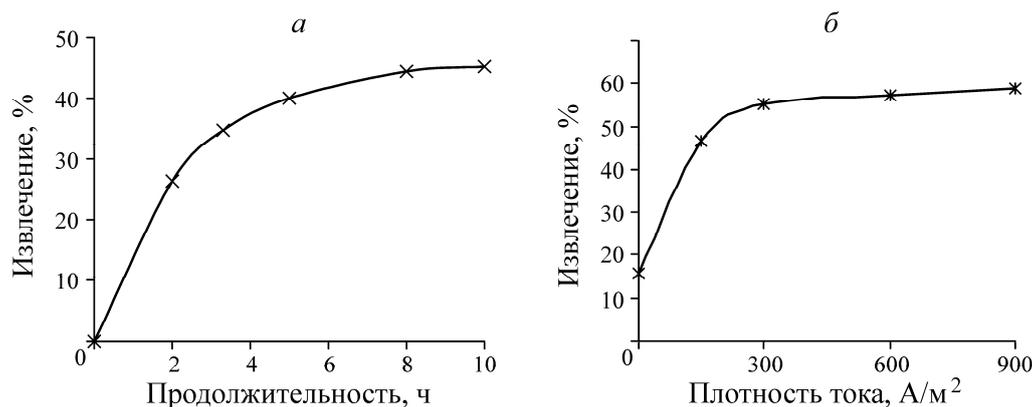


Рис. 4. Зависимость извлечения Au от продолжительности электрохимического выщелачивания (а) и от плотности тока на электродах (б)

Изучение золотосодержащих концентратов до и после химико-электрохимического выщелачивания на растровом электронном микроскопе выявило изменение микроструктуры и фазового состава поверхности арсенипирита (рис. 5).

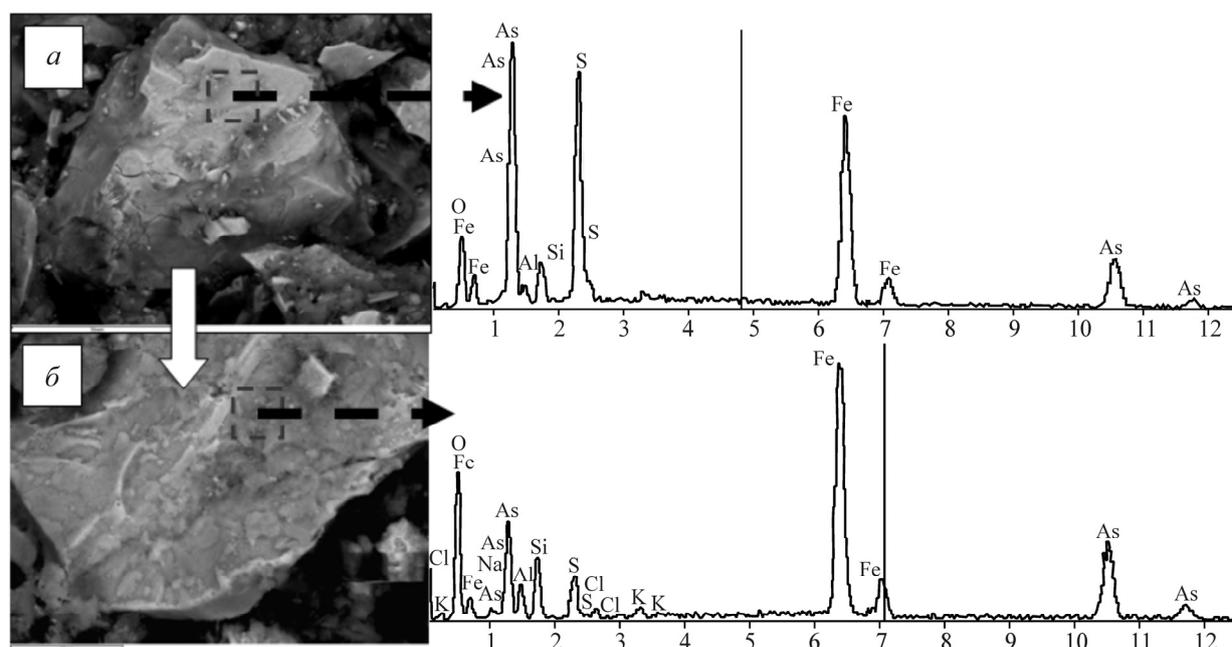


Рис. 5. Внешний вид, микроструктура поверхности и рентгеновские спектры золотосодержащего концентрата до (а) и после (б) электрохимического выщелачивания

Обнаружено, что поверхность арсенопирита после выщелачивания характеризуется большим количеством дефектов; при этом сравнение ее рентгеновского спектра с исходным показало снижение соотношения железа и кислорода при повышении соотношения железа и серы, что свидетельствует об окислении и растворении поверхности с образованием сульфатов.

ВЫВОДЫ

В результате поисковых исследований процесса химико-электрохимического выщелачивания упорного золотосодержащего продукта установлено, что максимальное извлечение золота при рациональных условиях химико-электрохимического выщелачивания (продолжительность процесса 3.3 ч, плотность тока на электродах 150 А/м^2 , концентрация соли NaCl 250 г/дм^3) составило 46.5 %, что примерно идентично цианированию.

Для более эффективного вскрытия сульфидов, в частности арсенопирита, и достижения высокого уровня извлечения золота химико-электрохимическим методом необходимы:

— усиление эффекта поляризации минералов, обеспечиваемого увеличением соотношения площади анодной поверхности к катодной (развитая анодная поверхность), что обеспечит большие фазовые и структурные изменения поверхности золотосодержащих сульфидов;

— предварительная подготовка упорных золотосодержащих продуктов (воздействие мощных наносекундных электромагнитных импульсов, термическая обработка, кондиционирование в натрий-хлоридных растворах и др.) перед химико-электрохимическим выщелачиванием.

Для увеличения скорости окисления сульфидов необходимо создать условия для эффективного растворения вновь образовавшихся поверхностных соединений за счет использования ионов катализаторов, инициирующих процесс перехода серосодержащих соединений с поверхности в раствор.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Лунин В. Д., Седельникова Г. В., Крылова Г. С. Нетрадиционные методы вскрытия упорных золотосодержащих руд и продуктов обогащения // Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов / под ред. М. И. Фазлулина. — М.: Руда и металлы, 2005. — Т. 2: Золото.
2. Чекушина Т. В. Кучное электрохимическое выщелачивание золота // Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов / под ред. М. И. Фазлулина. — М.: Руда и металлы, 2005. — Т. 2: Золото.
3. Зырянов М. Н., Леонов С. Б. Хлоридная металлургия золота. — М.: Интермет Инжиниринг, 1997.
4. Чантурия В. А. Электрохимическая технология в обогатительно-гидрометаллургических процессах // Физико-технические проблемы разработки месторождений твердых полезных ископаемых. — М.: ИПКОН АН СССР, 1983.
5. Теут А. О., Куимов Д. В., Косьянов Э. А. Извлечение золота из упорных сульфидных руд методом электрохлоринации // Материалы междунар. совещ. “Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения-2011)”. — Верхняя Пышма, 2011.
6. Белеванцев В. И., Пещевский Б. И. Исследование сложных равновесий в растворе. — Новосибирск: Наука, 1978.
7. Двойченкова Г. П., Миненко В. Г., Письменный А. В., Зырянов И. В., Островская Г. Х. Экологически безопасный метод переработки и утилизации минерализованных оборотных вод хвостохранилищ обогатительных фабрик АК “АЛРОСА” // Горн. журн. — 2011. — № 1.