© Т.А. Харламова, А.Ф. Алафердов, В.М. Бахир, 2015

УДК 622.7(075.80)

Т.А. Харламова, А.Ф. Алафердов, В.М. Бахир

ОБОГАЩЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕТОДОМ ГИДРОХЛОРИРОВАНИЯ

Проведены исследования по кинетике гидрохлоридного выщелачивания руд с использованием специально разработанного и изготовленного лабораторного комплекса, моделирующего основные стадии процесса: активирование раствора соляной кислоты (насыщение ее смесью оксидантов – хлором, пероксидом водорода, диоксидом хлора, озоном, и увеличение ее окислительно-восстановительного потенциала), выщелачивание руды в реакторе при перемешивании, отбор лишнего количества хлора и возвращение его в процесс. Получение активированного раствора соляной проводили с помощью установки ОКСИТРОН-М, сконструированной и изготовленной специалистами ООО «Делфин Аква». Основной рабочей частью установки являются проточные электрохимические модульные элементы, которые состоят из цилиндрического внешнего титанового катода, оксидноциркониевой микрофильтрационной диафрагмы и трубчатого титанового анода. Объектом исследования была окисленная руда, основными рудными минералами которой являются малахит и азурит, а нерудным материалом – кварц, содержание которого в руде более 70%. Содержание металлов в обрабатываемой руде составляло: Cu 1,27%; Mo 0,002%; и в г/т Au 1,1 г/т и Ag 5,5 г/т. Результаты показали, что метод, основанный на использовании влажной смеси оксидантов эффективен для проведения процесса выщелачивания металлов из окисленной руды. Впервые исследована кинетика извлечения меди, золота, серебра и молибдена от степени измельчения руды при обработке ее влажной смесью оксидантов, синтезированной на установке ОКСИТРОН-М при оптимальных параметрах процесса.

Ключевые слова: обогащение, кинетика выщелачивания, окисленная руда, влажная смесь оксидантов.

В настоящее время весьма актуально применение обогатительных технологий, предполагающих сочетание флотационных и гидрометаллургических методов [1, 2]. Существенным недостатком наиболее часто применяемых методов сернокислотного выщелачивания является низкая скорость вскрытия минеральных комплексов, и, как следствие, высокая себестоимость переработки.

В основе химического метода обогащения руд – выщелачивания лежит их вскрытие и перевод полезных элементов или их соединений из нерастворимой в растворимую форму [3].

Первые успешные опыты с применением хлора по извлечению драгметалла – золота выполнил в 1862 г. шведский подданный Нордстрем в химической лаборатории Екатеринбурга из песков, содержащих до 1,32 г/т золота и его работа положила начало распространению химических методов извлечения золота в Росси в начале XIX в. [4].

В 1886 г. инженер Е.П. Зеленков построил на Урале первый завод химического извлечения золота с помощью хлора методом Платнера. Метод включал следующие операции: обжиг руды, хлорирование в специальных чанах, выщелачивание хлорного золота и осаждение его из растворов. Позже на Урале были построено аналогичные заводы практически во всех

районах, где имелось большое количество отвалов, добытых, как правило, подземным способом. Отмечается, что активность хлора как химического реагента проявляется в раскрытии части минералов, блокирующих дисперсное золото [5]. Процесс хлорирования производился в деревянных чанах, просмоленных внутри и имеющих двойное дно с отверстиями. Хлор получали на месте химическим способом из смеси пероксида марганца, хлорида натрия и серной кислоты. Чаны заполняли предварительно обожженной рудой и подавали в них хлор. Хлорирование продолжалось до 6-ти дней, затем в чан закачивали воду для растворения образовавшегося хлорного золота, которое затем выделяли из раствора методом вытеснения.

С целью интенсификации процесса выщелачивания эффективно применение высоких температур и повышенных давлений. Известно, что при действии газообразного хлора при высокой температуре (800–900 °С) большинство минералов вскрывается и переходит в хлоридную форму[6]. После изобретения автоклавов хлоридное выщелачивание стали проводить в автоклавах под давлением. При хлоридном автоклавном выщелачивании упорной золотосодержащей арсенопиритной руды из разрушенной кристаллической решетки золото выводится в составе хлорсодержащего комплексного соединения [5]. Применение автоклавного выщелачивания позволяет снижать расход реагентов и время процесса в целом. Например [6], при выщелачивании урановых руд под давлением кислорода 7 атм и температуре до 150 °С достигается уменьшение расхода серной кислоты втрое (до 150 кг/т) и сокращение продолжительности процесса до 6-ти часов при сохранении степени выщелачивания урана более 90%. Однако, процесс сложен, стоимость автоклавного оборудования высока, а также необходимо соблюдать высокие требования по технике безопасности при работе с аппаратами высокого давления.

Перспективным в наши дни химическим способом для переработки руд является метод щелочного окислительного выщелачивания. Институтом ВНИИцветмет проведены эксперименты по извлечению золота этим методом на упорных золотосодержащих рудах месторождений Казахстана с применением гипохлорита натрия или газообразного кислорода [7]. Эксперименты проводились при концентрации щелочи от 4 до 40 г/л, отношении Ж:Т = (5–10):1, продолжительности до 20–24 часов и аэрации пульпы кислородом. При такой обработке происходит вскрытие золотосодержащих сульфидов (аресенопирита и пирита) и растворение всего высвобождающегося золота с дальнейшим выделением его из хлоридных растворав осаждением или сорбцией. Имеется сообщение, что щелочное окислительное выщелачивание как метод предобра-

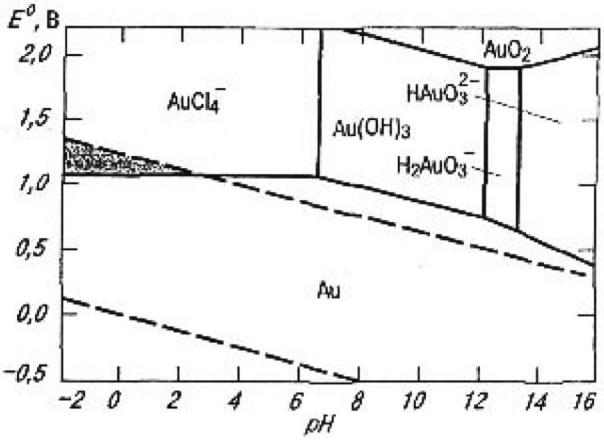

Рис. 1. Диаграмма Пурбе для системы золото-хлорид при [Au] = 10^{-5} моль/л и [Cl⁻] = 10^{-2} моль/л

ботки золотосодержащих руд Тохтаровского месторождения перед цианидным выщелачиванием позволяет повысить степень извлечения золота с 10% до 70–77%. Однако, образование устойчивых растворимых соединений золота в щелочных растворах наблюдается, согласно потенциалам золота и диаграмме Пурбе (рис. 1), в очень узком диапазоне pH и потенциалов, поэтому процесс нестабилен и до 15% всего золота может оставаться в кеках выщелачивания.

Для сульфидных минералов [7] эффективен метод электрохимического окислительного разложения в щелочной среде, который состоит в том, что кислород в систему не подается извне, а нарабатывается при анодном окислении гидроксидных ионов: $4OH^- = O_2 + 2H_2O$.

Скорость выщелачивания минералов в конкретных условиях определяется конструкцией электролизера, выходом по току молекулярного кислорода, плотностью тока на аноде, гранулометрической характеристикой рудного материала и плотностью суспензии. В оптимальных условиях электрохимического вскрытия разложилось 72–87% арсенопирита и 45–53% пирита.

Более поздними работами было показано, что молекулярный хлор в момент выделения при непосредственном контакте с хлорируемым веществом более активен, чем газообразный хлор, подаваемый извне [6]. Поэтому наиболее эффективно процесс должен проходить при непосредственном получении хлора в емкости, в которой находится рудный концентрат. Такой процесс возможно реализовать при электрохимическом получении хлора из хлорида натрия в электролизерах, причем электролизер одновременно выполняет роль аппарата хлорирования. Хлор выделяется на аноде согласно реакции: $2Cl^- - 2e \rightarrow Cl_2$. Предварительно руду дробили до 79%-ного содержания класса 0,074 мм, в качестве электролита использовали 150 г/л NaCl, выбирали соотношение жидкого к твердому 6:1 и проводили процесс в течение не менее 2,5 часа при объемной плотности тока $(3–7)\cdot10^{-3}$ А/м^3. Степень извлечения Au из упорной золотосодержащей руды Родниковского месторождения при таком процессе достигала ~90%.

В настоящее время хлорирование широко используют, в частности в аффинажном производстве благородных металлов, применяя смесь $HCl + Cl_2$ и этот процесс чаще называют гидрохлорированием.

Процесс гидрохлорирования, достоинство которого заключается в высокой химической активности хлора, в настоящее время используют в ЮАР и Великобритании для переработки шламов, содержащих благородные металлы. На некоторых предприятиях (например, Карлин Майнз, США) гидрохлорирование применяется в качестве подготовительной операции перед цианированием. Кроме этого имеются отдельные примеры использования этого процесса и в первичной металлургии золота: на заводах «Консолидэйтен Мерчисон» (ЮАР) для переработки сурьмянистых концентратов, «Емперэ Гоулд» (Фиджи) для выщелачивания золота из теллуристой руды, на ряде заводов в Австралии и ЮАР (применительно к переработке цинковых осадков и гравитационных концентратов) [8, 9].

Однако недостатками всех предложенных до настоящего времени электрохимических методов пока остаются большой расход хлора, недостаточная изученность кинетики процесса выщелачивания, значительные затраты электроэнергии, проблема утилизации экологически опасного хлора, отсутствие надежных аппаратов для работы в сильно агрессивных кислых средах.

Целью настоящей работы является проведение исследований по кинетике гидрохлоридного выщелачивания руд с использованием специально разработанного и изготовленного лабораторного комплекса, моделирующего основные стадии процесса: активирование раствора соляной кислоты (насыщение ее смесью оксидантов – хлором, пероксидом водорода, диоксидом хлора, озоном, и увеличение ее окислительно-восстановительного потенциала (ОВП)), выщелачивание руды в реакторе при перемешивании, отбор лишнего количества хлора и возвращение его в процесс [10].

Методика эксперимента

Получение активированного раствора соляной проводили с помощью установки ОКСИТРОН-М, сконструированной и изготовленной специалистами ООО «ДЕЛФИН АКВА". Основной рабочей частью установки ОКСИТРОН-М являются проточные электрохимические модульные элементы (рис. 2), которые состоят из цилиндрического внешнего титанового катода, оксидноциркониевой микрофильтрационной диафрагмы и трубчатого титанового анода, установленных концентрически и закрепленных в диэлектрических втулках. Кольцевые зазоры между электродами и диафрагмой образуют проточные анодную и катодную камеры. Питание – от источника постоянного тока.

На установку поступала 10%-ная соляная кислота. В анодной камере электрохимического реактора установки основной является реакция выделения молекулярного хлора (95%): $2Cl^- - 2e \rightarrow Cl_2$. Одновременно, с меньшим выходом по току протекают реакции синтеза диоксида хлора непосредственно при окислении соляной кислоты и хлорид-ионов:

$HCl + 2H_2O - 5e \rightarrow ClO_2 + 5\,H^+$.

$Cl^- + 2H_2O - 5e \rightarrow ClO_2 + 4\,H^+$.

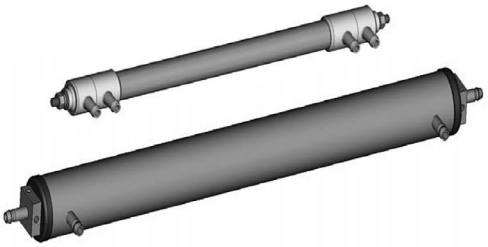

Рис. 2. Проточные электрохимические модульные элементы (МБ-11(вверху) и МБ-26(внизу))

Образование озона происходит за счет преимущественного прямого разложения воды и окисления выделяющегося при этом кислорода:

$3H_2O - 6e \rightarrow O_3 + 6H^+$;

$2H_2O - 4e \rightarrow 4H^+ + O_2$;

$\Rightarrow O_2 + H_2O - 2e \rightarrow O_3 + 2H^+$.

С небольшим выходом по току протекают реакции образования соединений активного кислорода:

$H_2O - 2e \rightarrow 2H^+ + O\cdot$;

$H_2O - e \rightarrow HO\cdot + H^+$;

$2H_2O - 3e \rightarrow HO_2 + 3H^+$.

В реакторах установок ОКСИТРОН-М дополнительно получается высокоэффективный оксидант – пероксид водорода (H_2O_2):

$2H_2O - 2e \rightarrow 2H^+ + H_2O_2$

В реакционную колбу объемом 10 *л* помещали пробу руды (1–3 кг),

Рис. 3. Общий вид лабораторной установки для проведения процесса гидрохлорирования с помощью установки ОКСИТРОН-М

герметично ее закрывали пробкой, включали мешалку (80–100 об/мин) и подавали с определенной скоростью влажную смесь оксидантов из установки ОКСИТРОН-М (рис. 3). Газообразные водород из катодного пространства и непрореагировавший хлор из колбы (не более 20%) через гидрозатворы направляли на установку ОКСИТРОН-К, предназначенной для получения раствора хлороводородной кислоты из газообразных хлора, водорода и воды [11]. Все опыты проводили в периодическом режиме, раствор активированной соляной кислоты поступал в рабочую колбу с определенной скоростью без нагревания, и смачивание руды происходило постепенно.

Экспериментальная часть

Объектом исследования была окисленная руда, основными рудными минералами которой являются малахит и азурит, а нерудным материалом – кварц, содержание которого в руде более 70%. Содержание Cu, Mo, Au и Ag в обрабатываемой руде приведено в табл. 1.

Контроль за эффективностью процесса выщелачивания осуществляли посредством химического анализа исходной руды, кеков после выщелачивания и продукционных растворов. Используемые методы анализа: атомно-абсорбционный и масс-спектральный с идуктивно-связанной плазмой, атомно-эмиссионный с индуктивно-связанной плазмой. Пульпу отфильтровали с помощью колбы Бунзена под вакуумом и промывали. По завершении процесса выщелачивания определяли величину окислительно-восстановительного потенциала, которая косвенно является характеристикой выщелачивания, так как в раствор переходят ионы разных степеней окисления (Fe^{+2}, Fe^{+3}, Cu^{+2}, Cu^{+1}).

Из практики известно, что на процесс выщелачивания оказывают влияние многие факторы, и в первую очередь состав реакционной смеси, поэтому была исследована кинетика процесса выщелачивания металлов (Cu, Ag, Au, Mo) влажной смесью оксидантов, получаемой с помощью установки ОКСИТРОН-М и подаваемой на обрабатываемую руду с определенной скоростью. Эксперименты проводили на пробах руды крупностью класса -5, -2 , -1 и -0,074 мм.

Как показали эксперименты, при выщелачивании руды класса крупности -2 мм в течение 3-х часов содер-

Таблица 1

Состав обрабатываемой руды

Наименование материала	Cu, %	Mo,%	Au, г/т	Ag, г/т
Образец окисленной руды	1,27	0,002	1,1	5,5

Таблица 2

Анализ кека на содержание Cu, Ag и Au

Наименование пробы (время выщелачивания)	Компоненты			
	Cu	Mo	Au	Ag
Кек (1 ч)	0,088%	–	0,18 г/т	0,67 г/т
Извлечение, %	92,0	–	85,25	87,82
Кек (3 ч)	0,043%	$1{,}85 \cdot 10^{-3}$ %	0,12 г/т	0,71 г/т
Извлечение, %	96,1	92,8	90,1	87,1

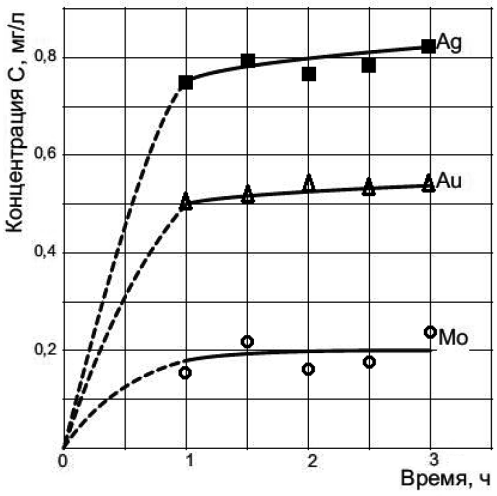

Рис. 4. Кинетика выщелачивания Au, Ag и Mo из руды класса крупности -2 мм

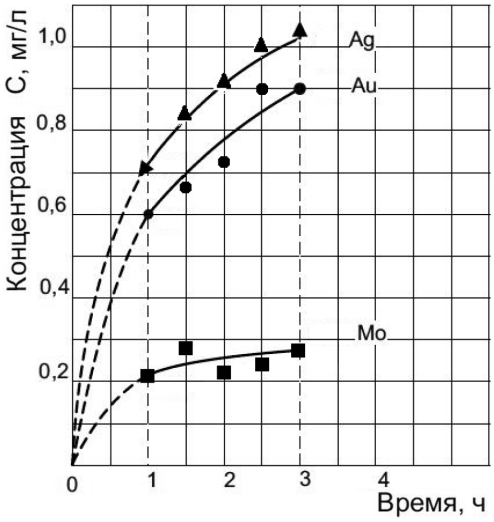

Рис. 5. Кинетика выщелачивания Au, Ag и Mo из руды класса -1 мм

жание Cu, Ag и Au в кеках существенно снизилось, что следует из табл. 2.

В продукционном растворе наблюдалось увеличение концентрации металлов, что показано на рис. 4.

За 3 часа выщелачивания порода сильно измельчается, что отмечено визуально и подтверждено ситовым анализом. Ситовой анализ показал наличие в кеке свыше 70% (73,6%) фракции класса крупности -1 мм, из них 50,7% приходилось на классы крупности -0,8 мм и 43,2% – -0,5 мм.

При выщелачивании руды класса крупности -1 мм характер снижения содержания Cu, Ag и Au в руде сохранился, но глубина выщелачивания возросла уже спустя 1 час обработки, о чем свидетельствуют результаты анализов продукционных растворов и кеков (табл. 3, рис. 5).

Анализ кека на содержание Cu, Ag и Au после 3-х часов обработки рудного материала влажной смесью оксидантов и соответствующие степени извлечения приведены в табл. 4.

Таблица 3

Анализ продукционного раствора

Наименование пробы	Компоненты			
	Cu	Mo	Au	Ag
Продукционный раствор*	9,42 г/л	0,28 мг/л	0,90 мг/л	1,1 мг/л
* Цвет – зеленый, pH 1,8, ОВП + 307 мВ				

Таблица 4

Анализ кека на содержание Cu, Ag,Mo и Au

Наименование пробы	Компоненты			
	Cu	Mo	Au	Ag
Кек	0,033%	$1{,}5 \cdot 10^{-4}$%	0,19 г/т	0,54 г/т
Извлечение, %	97,0	94	91,8	89,6

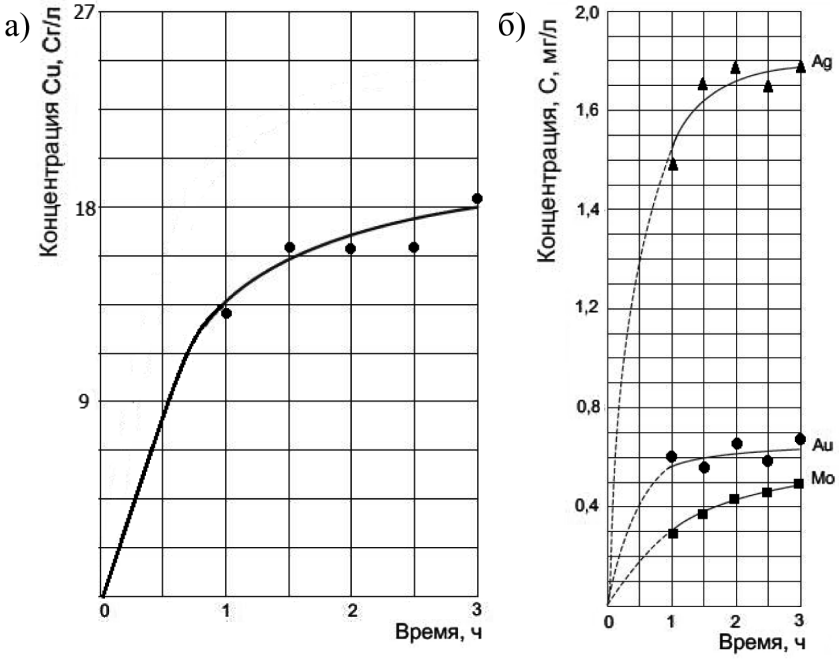

Рис. 6. Кинетика выщелачивания Cu(а) и Au, Ag и Mo(б) из руды класса -0,074 мм

После 3-х часов электрохимического выщелачивания порода сильно измельчается. Ситовой анализ показал наличие в кеке свыше 75% фракции класса крупности -0,8 мм, из них 74% – 0,5 мм.

Практически полное раскрытие было достигнуто при использовании руды класса крупности -0,074 мм при обработке ее влажной смесью оксидантов (табл. 5, рис. 6)

Сопоставительный анализ зависимости кинетики выщелачивания от класса крупности руды представлен графически на рис. 7 на примере меди.

Таблица 5

Анализ промытого кека на содержание Cu, Ag и Au

Наименование пробы	**Компоненты**			
	Cu	**Mo**	**Au**	**Ag**
Кек	0,017%	$<1\cdot10^{-4}$%	<0,01 г/т	<0,01 г/т
Извлечение, %	98,4	>95	>99	>99

Таблица 6

Концентрация ионов меди в продукционном растворе

Наименование раствора (время выщелачивания)	**Общая концентрация ионов меди, г/л**	**Концентрация ионов Cu^{+2}, мг/л**
Продукционный раствор 1	9,5	53,466
Продукционный раствор 2	15,5	44,312

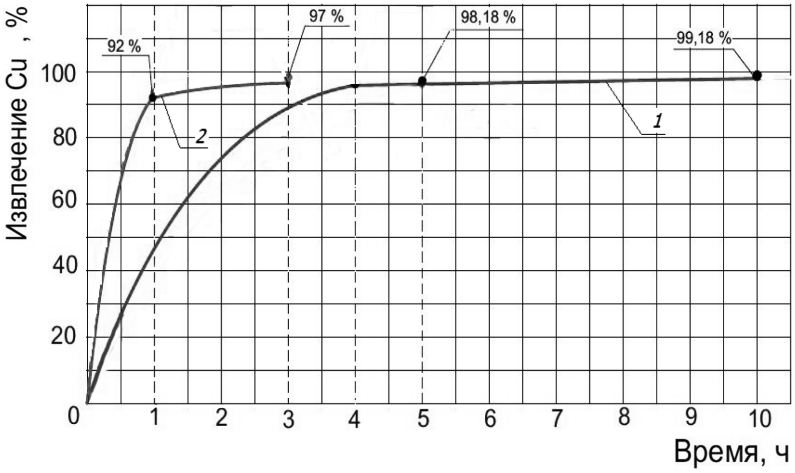

Рис. 7. Влияние класса крупности руды на кинетику выщелачивания меди: 1 – -5 мм, 2 – -2 мм

Как видно из сопоставительного анализа, скорость выщелачивания меди возрастает почти в ~3 раза при выщелачивании руды в ~2,5 меньшего класса крупности.

Аналитически показано, что в продукционный раствор медь переходит преимущественно в виде одновалентных ионов Cu^{+1} (табл. 6) [12].

Таким образом в многокомпонентой системе, которая образуется в процессе гидрохлоридного выщелачивания с применением электролиза, создаются условия, необходимые для термодинамической возможности процесса восстановления ионов Cu^{+2} до Cu^{+1} согласно полуреакции: $Cu^{+2} + e = Cu^{+1}$ ($E^0 = +0,15$ В) с последующей их стабилизацией.

Стабилизации ионов Cu^{+1} способствуют процессы комплексообразования, о чем свидетельствует образование прозрачного раствора зеленой окраски различной интенсивности в зависимости от времени обработки. Образующийся труднорастворимый хлорид меди (I) по реакции: $Cu^{+1} + Cl^- = CuCl$ в избытке соляной кислоты переходит в хорошо растворимое комплексное соединение [13]:

$$HCl + CuCl = H[CuCl_2] \ (K_{нест.} = 2\cdot10^{-5})$$

В присутствии примеси металлической меди в высококонцентрированном растворе соляной кислоты возможно образование дихлорокупрата (+1), сопровождающееся выделением водорода, что вполне может иметь место в условиях проводимого эксперимента:

$$2Cu + 4HCl = 2\,H[CuCl_2] + H_2$$

Выводы

Полученные в ходе исследовательской работы результаты показали, что метод, основанный на использовании влажной смеси оксидантов эффективен для проведения процесса выщелачивания металлов из окисленной руды. Исследована кинетика извлечения меди, золота, серебра и молибдена от степени измельчения руды при обработке ее влажной смесью оксидантов, синтезированной при оптимальных параметрах процесса. Показано, что ОВП при завершении процесса выщелачивания не превышает +310 мВ, а медь в продукционной раствор переходит в основном в виде одновалентных ионов Cu^{+1}.

Процесс активирования раствора соляной кислоты в установке ОКСИТРОН-М позволяет получить влажную смесь оксидантов (раствор кислоты с газообразным молекулярным хлором и активными продуктами анодного окисления). Как показали эксперименты для активирования раствора соляной кислоты в установке используемой конструкции, необходимо приблизительно 20–30 кВт·ч электроэнергии на 1 т 10%-ного раствора кислоты.

Прогноз развития технологии выщелачивания металлов из руд с применением влажной смеси оксидантов, получаемой с помощью установок ОКСИТРОН-М показывает ее преимущества перед известными методами и технологиями. Основным преимуществом процесса является возможность реализации замкнутого цикла производства с применением отечественного оборудования без вредных выбросов при использовании хлоракти вного агента для выщелачивания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Соколов В.И., Морозов В.В.* Повышение эффективности обогащения смешанных медно-молибденовых руд. – 2004. – № 7. – С. 305–309.

2. *Морозов В.В., Пестряк И.В., Баатархуу Ж., Хандмаа С.* Повышение эффективности обогащения медно-молибденовых руд с применением комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2012. – № 4. – С. 68–74.

3. *Абрамов А.А.* Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. – М.: МГГУ, 2005. – 566 с.

4. *Рукосуев Ю.Е.* Золото и платина Урала: история добычи в конце XIX – начале XX века. – Екатеринбург, 2004. – 196 с.

5. *Парунин С.В., Куимов Д.В., Григорьев В.Д.* Электрохимическое выщелачивание золотосодержащей арсенопиритной руды / Второй международный конгресс «Цветные металлы–2010». – Красноярск, 2010. – С. 319–321.

6. *Тураев Н.С., Жерин И.И.* Химия и технология урана. Учеб. пособие. – М.: ЦНИИАТОМИНФОРМ, 2005. – 409 с.

7. *Кушакова Л.Б. и др.* Применение способа щелочного окислительного выщелачивания к переработке упорного золотосодержащего сырья / Второй международный конгресс «Цветные металлы–2010». – Красноярск, 2010. – С. 316–318.

8. *Чекушин В.С., Олейникова Н.В.* Переработка золотосодержащих рудных концентратов (обзор методов) // Известия Челябинского научного центра. – 2005. – Вып. 4 (30). – С. 96–100.

9. *Букин В.И., Игумнов М.С., Сафонов В.В. Сафонов В.В.* Переработка производственных отходов и вторичных сырьевых ресурсов, содержащих редкие, благородные и цветные металлы. – М.: Изд-во «Деловая столица», 2002. – 224 с.

10. *Бахир В.М.* Электрохимическая активация–2012: новые разработки и перспективы // Водоснабжение и канализация. – 2012. – Май-июнь. – С. 65–76.

11. *Харламова Т.А., Алафердов А.Ф., Бахир В.М.* Электрохимические технологии для интенсификации процессов в горной и смежных отраслях промышленности / Инновационные технологии обогащения минерального сырья. Материалы научно-технической конференции 1–3 октября 2013. – Екатеринбург, 2013. – С. 159–164.

12. *Семенов Ю.В., Харламова Т.А.* Аналитическая химия и основы физико-химического анализа: Курс лекций по дисциплине. – М.: МГГУ, 2010. – 109 с.

13. *Некрасов Б.В.* Основы общей химии. – М.: Химия, 1971. – 688 с. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Харламова Татьяна Андреевна – доктор технических наук, профессор,
e-mail: harlamova tanja@ mail.ru,
Алафердов Алексей Федорович – кандидат технических наук, доцент,
e-mail: a.alaferdov@delfin-agua.com,
МГИ НИТУ «МИСиС»;
Бахир Витольд Михайлович – доктор технических наук, профессор, e-mail: vitold@barhir.ru,
ЗАО «Институт электрохимических систем и технологий Витольда Бахира».

UDC 622.7(075.80)

ENRICHMENT OF GOLD-CONTANING ORE BY METHOD OF HYDROCHLORINATION

Kharlamova T.A., Doctor of Technical Sciences, Professor, e-mail: harlamova tanja@ mail.ru,
Moscow Mining Institute, National University of Science and Technology «MISiS», Moscow, Russia,
Alafedov A.F., Candidate of Technical Sciences, Assistant Professor, e-mail:a.alaferdov@delfin-agua.com,
Moscow Mining Institute, National University of Science and Technology «MISiS», Moscow, Russia,
Bakhir V.M., Doctor of Technical Sciences, Professor, e-mail: vitold@barhir.ru,
Research and Development Department Director at Vitold Bakhir Electrochemical Systems
and Technologies Institute, Moscow, Russia.

The aim of presented publication is hydrochloride ores desalination kinetics research with using of specially developed and produced laboratory facilities which simulate basic stages of process: activation of solution by muriatic acid (saturation by mixture of oxidants – chlorine, hydrogen peroxide, chloride dioxide, ozone, and oxidation-redaction potential increase), ore desalination in reactor in time of mixing, unwanted chlorine selection and it's recycling. Production of activated solution of muriatic acid was made by Oxitron-M equipment, which was made by "Delfin Aqua" LLC.

Basic working section of equipment is flow modular electrochemical elements which are consisted of external cylindrical titanium cathode, oxide zirconium micro-filtration membrane and tubular titanium anode.

The object of research was oxygenized ore, basic ore minerals of which are malachite and lazuli, but non ore material is silica, with more than 70% ore grade of concentration. Metals ore grade of concentration is Cu 1.27%; Mo 0.002%; Au 1.1 gram/ton; Ag 5,5 gram/ton.

Results showed that method which is based on using of wet mixture of oxidants is effective for desalination of metals from oxygenized ore. For the first time was researched kinetics of extraction of copper, gold, silver, and molybdenum from stage of fine crushing while processing of it by wet mixture of oxidants which was made by Oxitron-M equipment with optimized characteristics of process.

Key words: enrichment, kinetics of leaching, oxide ore, wet mix of oxidants.

REFERENCES

1. Соколов В.И., Морозов В.В. Повышение эффективности обогащения смешанных медно-молибденовых руд 2004, no 7, pp. 305–309.
2. Morozov V.V., Pestryak I.V., Baatarkhuu Zh., Khandmaa S. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 2012, no 4, pp. 68–74.
3. Abramov A.A. *Tekhnologiya pererabotki i obogashcheniya rud tsvetnykh metallov* (Colored metal processing and enrichment technology), Moscow, MGGU, 2005, 566 p.
4. Rukosuev Yu.E. *Zoloto i platina Urala: istoriya dobychi v kontse KhIKh nachale KhKh veka* (Ural gold and platinum: History of extraction in the end of the 19 and beginning of the 20 age), Ekaterinburg, 2004, 196 p.
5. Parunin S.V., Kuimov D.V., Grigor'ev V.D. *Vtoroi mezhdunarodnyi kongress «Tsvetnye metally–2010»* (The second international congress «Colored metals–2010». Krasnoyarsk, 2010, pp. 319–321.
6. Turaev N.S., Zherin I.I. *Khimiya i tekhnologiya urana*. Ucheb. posobie (Chemistry and technology of uranium. Study guide), Moscow, TsNIIATOMINFORM, 2005, 409 p.
7. Kushakova L.B. *Vtoroi mezhdunarodnyi kongress «Tsvetnye metally–2010»* (The second international congress «Colored metals–2010». Krasnoyarsk, 2010, pp. 316–318.
8. Chekushin V.S., Oleinikova N.V. *Izvestiya Chelyabinskogo nauchnogo tsentra* (News of Chelyabinsk sciences centre), 2005, issue. 4 (30), pp. 96–100.
9. Bukin V.I., Igumnov M.S., Safonov V.V. Safonov V.V. *Pererabotka proizvodstvennykh otkhodov i vtorichnykh syr'evykh resursov, soderzhashchikh redkie, blagorodnye i tsvetnye metally* (Processing of manufacturing waste and secondary raw material recourses carrying rare, precious, colored metals), Moscow, Izd-vo «Delovaya stolitsa», 2002, 224 p.
10. Bakhir V.M. *Vodosnabzhenie i kanalizatsiya*. 2012, May-June, pp. 65–76.
11. Kharlamova T.A., Alaferdov A.F., Bakhir V.M. *Innovatsionnye tekhnologii obogashcheniya mineral'nogo syr'ya. Materialy nauchno-tekhnicheskoi konferentsii 1–3 oktyabrya 2013* (Innovation technologies of enrichment of mineral raw materials. Publications of research and technology conference 1–3 October 2013), Ekaterinburg, 2013, pp. 159–164.
12. Semenov Yu.V., Kharlamova T.A. *Analiticheskaya khimiya i osnovy fiziko-khimicheskogo analiza: Kurs lektsii po distsipline* (Analytical chemistry and physicochemical analysis basis: series of lectures), Moscow, MGGU, 2010, 109 p.
13. Nekrasov B.V. *Osnovy obshchei khimii* (General chemistry basses), Moscow, Khimiya, 1971, 688 p.