

# Переработка сырья и ресурсосбережение

УДК 669.213.6

**Воробьева М.И., аспирант, Пивоваров А.А., докт. техн. наук, профессор**

**Украинский государственный химико-технологический университет**  
просп. Гагарина, 8, 49000 Днепропетровск, Украина, e-mail: ughtu@dicht.dp.ua

## Влияние гидроксида аммония на эффективность переработки рудных концентратов плазмохимически активированными растворами

Целью работы было исследование возможности и установления эффективности добавления гидроксида аммония в цианистые системы выщелачивания, изготовленные на основе воды, обработанной контактной неравновесной низкотемпературной плазмой, для повышения степени извлечения золота из упорных рудных концентратов, содержащих в своем составе медь. Показано, что добавление в плазмохимически активированные цианистые растворы гидроксида аммония способствует увеличению степени извлечения золота из упорных рудных концентратов и уменьшению количества растворенной меди в системе выщелачивания. Установлено оптимальное соотношение концентраций цианида калия до гидроксида аммония в плазмохимической системе выщелачивания для обеспечения высоких показателей степени извлечения золота. Эффективность использования соединений, содержащих аммиак, при их введении в цианистые системы выщелачивания было связано с образованием двухвалентной медью сложных аммиачно-цианистых комплексов  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2\text{CN}_2$ , которые при взаимодействии с золотом могут быть и окислителем, и источником  $\text{CN}^-$ -иона. Предложен механизм действия веществ, содержащих аммиак, при их введении в цианистые растворы, изготовленные на основе плазмохимического активированной воды. *Библ. 14, рис. 2, табл. 1.*

**Ключевые слова:** выщелачивание, цианирование, упорный рудный концентрат, драгоценные металлы, плазмохимически активированные растворы, гидроксид аммония.

### Введение

Современное состояние гидрометаллургической промышленности характеризуется снижением качества перерабатываемого сырья, что обуславливает особый интерес к месторождениям упорных руд. Широкое вовлечение данной категории руд в эксплуатацию сдерживает при-

менение для их переработки цианидного выщелачивания, которое в настоящее время является одним из главных методов извлечения благородных металлов из руд и рудных концентратов. Этот процесс характеризуется низкими технологическими показателями и в большинстве случаев требует дополнительных стадий подготовки сырья к цианированию. В связи с этим

актуальным является поиск методов переработки упорных руд и концентратов с высокими показателями эффективности без введения дополнительных этапов рудоподготовки в технологическую схему [1].

К категории упорных, в соответствии с горнорудной классификацией [2], относятся золотосодержащие руды, в составе которых присутствует медь. Медь в них выступает одновременно в качестве сопутствующего ценного компонента, но в еще большей степени как минеральная примесь, которая усложняет процесс выщелачивания благородных металлов из-за значительного расхода цианида и технологических проблем, связанных с последующим выделением золота из полученных растворов. Кроме того, растворенная медь представляет значительную экологическую опасность, поэтому ее предельно допустимая концентрация (ПДК) ограничивается жесткими рамками, близкими к ПДК цианида [3, 4].

Для интенсификации процесса выщелачивания упорных рудных концентратов было предложено использовать цианистые растворы, изготовленные на основе воды, обработанной контактной неравновесной низкотемпературной плазмой (КНП) [5]. В результате обработки воды КНП в жидкости формируются перекисные и надперекисные соединения, активные радикалы и частицы, которые являются активными компонентами процесса цианирования благородных металлов. На основе результатов исследований установлено, что использование цианистых растворов, изготовленных с применением плазмохимически обработанной воды, способствует повышению степени извлечения золота из упорных рудных концентратов на 20–31 % при уменьшении времени процесса выщелачивания по сравнению с традиционной технологией в среднем в 3–4 раза [6–8]. Расходы цианида при этом значительны (12–19 кг/т). Это затрудняет дальнейшую очистку вторичных растворов до необходимых санитарных норм и требует введения в технологическую схему дополнительных стадий, что повышает энергоемкость процесса.

Усовершенствование технологии переработки упорных рудных концентратов цианистыми растворами, изготовленными на основе воды, обработанной КНП, даст возможность значительно повысить полноту переработки таких концентратов и значительно расширить сырьевую базу гидрометаллургической промышленности.

Анализ литературных данных свидетельствует, что достаточно перспективным является

способ выщелачивания упорных руд и концентратов в присутствии веществ, содержащих аммиачную составляющую. Сущность данного способа (запатентованного Б.Хантом в 1901 г.) [9] заключается в обработке золотосодержащего сырья раствором цианида в смеси с аммиаком, присутствие которого позволяет достичь высоких показателей извлечения золота в растворе при умеренном растворении меди и, следовательно, при значительно меньшем расходе цианида на выщелачивании сырья. Это подтверждено технологическими испытаниями на фабрике Paris в Австралии (1988 г.), а также опытом работы золотодобывающих предприятий «Акjoint» в Мавритании (1995 г.) и «Mt. Gibson» в Австралии (1996–1997 гг.) [9].

Во всех представленных выше примерах при цианировании различного по составу рудного сырья в присутствии аммиака достигнут заметный эффект по нейтрализации меди и снижению расхода цианида в гидрометаллургическом цикле с обеспечением высокой степени (70–90 %) извлечения золота. Тем самым в промышленных масштабах продемонстрирована жизнеспособность процесса аммиачного цианирования руд. Однако реализация данного процесса связана со значительными трудностями, препятствующими более широкому использованию его в золотоперерабатывающей промышленности. Особенно это касается таких аспектов, как оптимизация режимов аммиачного цианирования в зависимости от изменения вещественного состава перерабатываемых руд и рудных концентратов. Кроме того, в литературных источниках почти отсутствуют сведения об аммиачно-цианистом выщелачивании рудных концентратов с применением в качестве окислительного компонента любого другого реагента, кроме кислорода.

Цель настоящей работы — исследование процесса выщелачивания золота и меди из рудного концентрата с использованием цианистых растворов, изготовленных на основе плазмохимически активированной воды, с дополнительным введением в процесс цианирования веществ, содержащих аммиачную составляющую.

### Экспериментальная часть

Исследования проводились в лабораторных условиях с применением экспериментальной установки, состоящей из стеклянного термостатического реактора диаметром 0,08 м и высотой 0,15 м, в который помещали 0,2 л водного активированного цианистого раствора и рудного концентрата в соотношении  $T : Ж = 1 : 5$  при

постоянном перемешивании механической мешалкой и температуре 333 К.

Химический состав исследуемого концентрата м, %:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 20,3;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 13,2;  $\text{MgO}$  – 0,829;  $\text{CaO}$  – 2,8;  $\text{Fe}_{\text{общ}}$  – 15,1;  $\text{Al}$  – 7,0;  $\text{Mg}$  – 0,5;  $\text{Ca}$  – 2,0;  $\text{S}_{\text{общ}}$  – 7,34;  $\text{SiO}_2$  – 52,5; а также  $\text{m} \cdot 10^{-3}$ , %:  $\text{Ba}$  – 50;  $\text{Be}$  – 0,1;  $\text{P}$  – 50;  $\text{Cr}$  – 5,0;  $\text{Pb}$  – 1,0;  $\text{Sn}$  – 0,3;  $\text{Ga}$  – 1,0;  $\text{Ni}$  – 2,0;  $\text{Zn}$  – 50;  $\text{Zr}$  – 15;  $\text{Co}$  – 1,5;  $\text{Ti}$  – 200;  $\text{V}$  – 1,0;  $\text{Ge}$  – 0,15;  $\text{Mo}$  – 70;  $\text{Li}$  – 1,5;  $\text{La}$  – 2;  $\text{Mn}$  – 150;  $\text{Bi}$  – 0,3;  $\text{Nb}$  – 1,5;  $\text{Ce}$  – 2,0;  $\text{Au}$  – 2,0.

Обработку воды контактной низкотемпературной неравновесной плазмой осуществляли в соответствии с методикой, представленной в работе [5]. Плазмохимически активированная вода в зависимости от условий обработки содержит  $(1,0-2,0) \cdot 10^{-2}$  моль/л пероксидных соединений (рН 4–11), концентрацию которых определяли при помощи тест-метода Peroxide test.

Приготовление активированных цианистых растворов осуществляли введением в воду, обработанную КНП, реагентов выщелачивания в необходимой концентрации: цианистый калий (ГОСТ 8465-79), каустическая сода  $\text{NaOH}$  (ГОСТ 2263-79), пиррофосфат калия квалификации Ч (ТУ 6-09-4689-78). В качестве вещества, содержащего аммиак, использовали растворы гидроксида аммония в определенной концентрации класса ЧДА (ГОСТ 3760-79). Концентрацию металлов в растворе определяли методом атомно-абсорбционного анализа с помощью атомно-абсорбционного спектрофотометра Selmi S115 FCM. Эксперименты проводились с дискретным отбором проб в строго адекватных условиях при трехкратной повторности.

## Результаты и обсуждение

Исследование влияния добавок гидроксида аммония на эффективность выщелачивания рудного концентрата растворами, изготовленными на основе воды, обработанной КНП, проводили при молярных соотношениях  $\text{CN} : \text{NH}_3 = (1 : 1) - (1 : 3)$ , концентрации  $\text{KCN}$   $(5,0-31,0) \cdot 10^{-3}$  моль/л, концентрации перекисных соединений в плазмохимически активированной воде  $(1,0-2,0) \cdot 10^{-2}$  моль/л.

Для предотвращения гидролиза  $\text{KCN}$  при растворении в активированной воде в систему выщелачивания вводили «защитную» щелочь  $\text{NaOH}$  в количестве  $3,4 \cdot 10^{-2}$  моль/л. Для предотвращения разложения перекисных соединений плазмохимически активированной водой под влиянием примесей металлов переменной валентности, присутствующих в исследуемом рудном концентрате, обязательно введение стабилизирующей добавки. В качестве нее, основываясь на литературных и экспериментальных данных, был выбран пиррофосфат калия  $\text{K}_2\text{HPO}_4$  в количестве  $(3,3-3,4) \cdot 10^{-2}$  моль/л [9].

Для сравнения показателей извлечения благородных металлов растворами, изготовленными с использованием воды, обработанной КНП, выщелачивание проводили на параллельных пробах в присутствии гидроксида аммония и без него. Результаты выщелачивания рудного концентрата представлены на рис.1, 2.

Анализ данных рис.1,а свидетельствует, что при постоянной концентрации цианистого калия в растворе  $5,0 \cdot 10^{-3}$  моль/л и увеличении мольного соотношения  $\text{CN} : \text{NH}_3$  от 1 : 1 до 1 : 3 концентрация золота в растворе растет и после 6 ч ведения процесса цианирования достигает, мг/л: 8,88 (при  $\text{CN} : \text{NH}_3 = 1 : 1$ ); 9,53 (1 : 2); 9,97 (1 : 3), что составляет 44,8–50,3 % и на

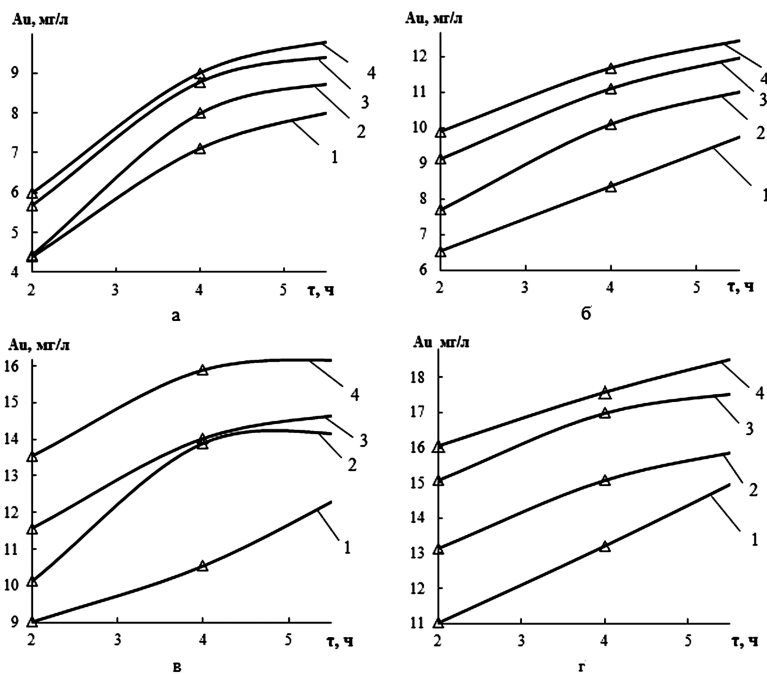


Рис.1. Кинетика извлечения золота в раствор, изготовленный на основе воды, обработанной КНП, в зависимости от молярного соотношения цианистого калия и гидроксида аммония при концентрациях  $\text{KCN}$   $5,0 \cdot 10^{-3}$  (а),  $7,6 \cdot 10^{-3}$  (б),  $23,0 \cdot 10^{-3}$  (в),  $31,0 \cdot 10^{-3}$  (г) моль/л: 1 – без добавки гидроксида аммония; при соотношении  $\text{CN} : \text{NH}_3$ : 2 – 1 : 1; 3 – 1 : 2; 4 – 1 : 3.

7–17 % больше по сравнению с аналогичными показателями при отсутствии добавки гидроксида аммония в растворе, изготовленном на основе активированной воды.

При повышении соотношения  $CN : NH_3$  от 1 : 1 до 1 : 3 и постоянной концентрации цианистого калия  $7,6 \cdot 10^{-3}$  моль/л количество растворенного золота увеличивается и составляет, мг/л: 11,26 (при  $CN : NH_3 = 1 : 1$ ); 12,67 (при 1 : 3).

Повышение количества комплексообразующего компонента в активированном растворе до  $23,0 \cdot 10^{-3}$  моль/л при варьировании соотношения  $CN : NH_3$  в диапазоне от 1 : 1 до 1 : 3 способствует увеличению концентрации золота в растворе от 14,13 до 16,18 мг/л, и степень его извлечения составляет 71,3–81,6 %.

При дальнейшем увеличении концентрации KCN до  $31,0 \cdot 10^{-3}$  моль/л и повышении соотношения  $CN : NH_3 = (1 : 1) - (1 : 3)$  тенденции роста степени извлечения золота сохраняется. Через 6 ч ведения процесса цианирования концентрация Au составляет 18,81 мг/л (94,9 %) при соотношении  $CN : NH_3 = 1 : 3$ .

Поведение меди в плазмохимически активированных цианистых растворах в присутствии добавки гидроксида аммония имеет иную зако-

номерность и динамику растворения. Согласно полученным данным (см. рис.2), при повышении соотношения  $CN : NH_3$  в растворе, изготовленном с использованием активированной воды, снижается количество меди, перешедшей в раствор.

Так, при концентрации KCN  $5 \cdot 10^{-3}$  моль/л и изменении молярного соотношения  $CN : NH_3$  от 1 : 1 до 1 : 3 (рис.2, а) концентрация меди, растворенной в плазмохимически активированном растворе, уменьшается и после 6 ч процесса цианирования составляет, мг/л: 190,3 (при  $CN : NH_3 = 1 : 1$ ); 150,2 (при 1 : 2); 120,5 (при 1 : 3), что на 25–36 % меньше по сравнению с аналогичными показателями при отсутствии добавки гидроксида аммония.

Повышение количества KCN в активированном растворе до  $7,6 \cdot 10^{-3}$  моль/л при варьировании молярного соотношения  $CN : NH_3$  в диапазоне от 1 : 0 до 1 : 3 способствует уменьшению концентрации меди в растворе с 298,15 до 165,76 мг/л. При увеличении содержания гидроксида аммония в соотношении  $CN : NH_3$  от 1 : 0 до 1 : 3 и постоянной концентрации цианистого калия  $23,0 \cdot 10^{-3}$  моль/л количество растворенной меди в плазмохимически активированном растворе снижается. Так, при соотношении  $CN : NH_3 = 1 : 0$  ее содержание будет 335,09 мг/л, при 1 : 1 – 290,4 мг/л, при 1 : 3 – 219,57 мг/л.

Увеличение соотношения  $CN : NH_3$  от 1 : 1 до 1 : 3 при концентрации цианистого калия  $31,0 \cdot 10^{-3}$  моль/л, как и в предыдущих опытах, снижает концентрацию меди, перешедшей в раствор после 6 ч ведения процесса выщелачивания и составляет 280,3 мг/л (рис.2,г).

Согласно полученным данным, наиболее целесообразным соотношением KCN :  $NH_4OH$  для выщелачивания золота из рудного концентрата растворами, изготовленными на основе плазмохимически активированной воды, с высокими показателями степени извлечения следует считать 1 : 3.

В соответствии с данными работы [10], аммиачное цианирование упорных рудных концентратов, содержащих медь, может быть выполнено двумя способами: прямым аммиачно-

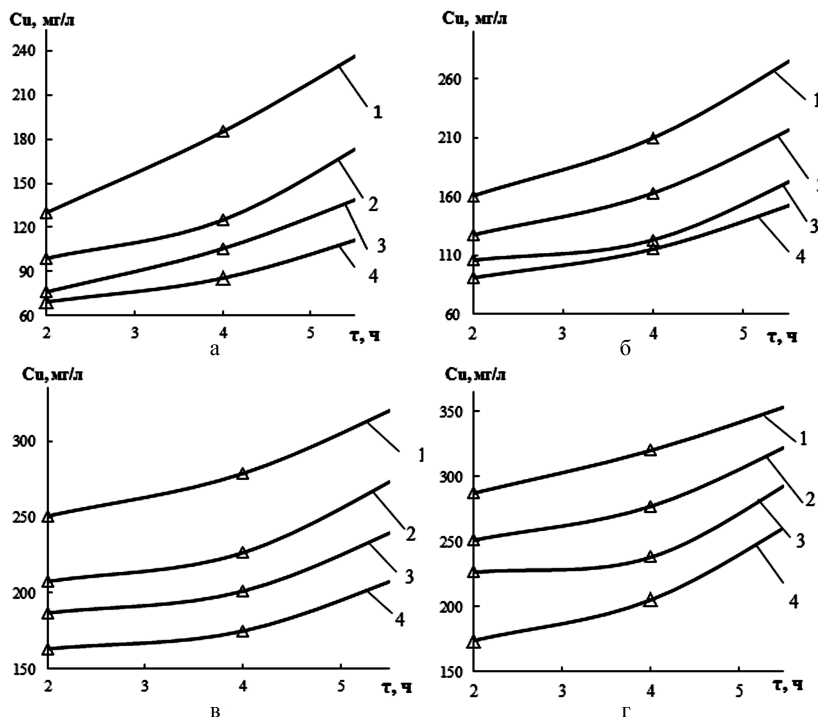


Рис.2. Кинетика извлечения меди в раствор, изготовленный на основе воды, обработанной КНП, в зависимости от молярного соотношения цианистого калия и гидроксида аммония при концентрациях KCN  $5,0 \cdot 10^{-3}$  (а),  $7,6 \cdot 10^{-3}$  (б),  $23,0 \cdot 10^{-3}$  (в),  $31,0 \cdot 10^{-3}$  (г) моль/л: 1 – без добавки гидроксида аммония; при соотношении  $CN : NH_3$ : 2 – 1 : 1; 3 – 1 : 2; 4 – 1 : 3.

### Результаты выщелачивания рудного концентрата

Аммиачная обработка при Ж : Т = 2,5 : 1			Цианирование	
NH <sub>4</sub> OH, моль/л	Cu, мг/л	Продолжи- тельность, ч	Cu, мг/л	Au, мг/л
0,093	45,6	2,0	349,7	8,55
0,093	44,1	1,5	347,7	8,47
0,093	42,3	1	342,5	8,36
0,093	41,6	0,5	342,8	8,30

цианистым выщелачиванием рудного концентрата; двустадийной гидрометаллургической обработкой рудного концентрата с использованием в качестве первой стадии операции аммиачного выщелачивания реагентами, содержащими аммоний, а на второй стадии — процесс цианирования.

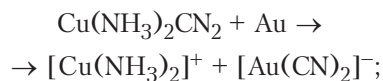
Результаты прямого аммиачно-цианистого выщелачивания представлены выше, однако для определения наиболее эффективного способа применения аммиачно-цианистых растворов на основе воды, обработанной КНП, для выщелачивания рудного концентрата целесообразна также экспериментальная проверка двустадийной гидрометаллургической обработки рудного концентрата. Эксперименты такой обработки на стадии цианирования были выполнены при использовании оптимальных параметров предыдущих опытов: соотношение KCN : NH<sub>4</sub>OH = 1 : 3, концентрация KCN — 31,0·10<sup>-3</sup> моль/л. Результаты выщелачивания рудного концентрата способом цианирования с предыдущей аммиачной обработкой представлены в таблице.

Из полученных данных видно, что при общей длительности процесса 6 ч метод прямого аммиачного цианирования растворами на основе активированной воды обеспечивает большую в среднем на 39–41 % степень извлечения золота в раствор, чем двустадийная гидрометаллургическая обработка рудного концентрата. Несмотря на такую разницу оба метода свидетельствуют об эффективности введения гидроксида аммония при выщелачивании рудного концентрата, содержащего медь, и о сокращении расхода цианида по сравнению с данными выщелачивания растворами без дополнительного введения гидроксида аммония.

Повышение степени извлечения золота в присутствии добавок веществ, содержащих аммиачную составляющую, в соответствии с литературными данными [11–14], может быть связано с рядом процессов, протекающих в системе выщелачивания:

а) аммиачные комплексы Cu<sup>2+</sup> образуют комплексы с цианидом Cu(NH<sub>3</sub>)<sub>2</sub>CN<sub>2</sub>, которые при взаимодействии с золотом могут выступать

в роли окислителя, а также источником CN<sup>-</sup>-иона, что может объяснить растворение меди при низких концентрациях растворенного кислорода:



б) при взаимодействии аммиачных комплексов Cu<sup>2+</sup> с аммиачно-цианистыми комплексами Cu<sup>+</sup> и низких концентрациях цианида происходит образование малорастворимых соединений [Cu<sub>3</sub>(NH<sub>3</sub>)<sub>n</sub>[Cu<sub>2</sub>(CN)<sub>4</sub>NH<sub>3</sub>]<sub>2</sub>], где n = 1, 2; при этом содержание меди в растворе и расходы цианида снижаются;

в) в присутствии кислорода одновалентная медь в аммиачных комплексах легко окисляется до двухвалентной меди, которая потенциально может действовать как дополнительный окислитель золота при выщелачивании.

### Выводы

В результате исследований установлено, что введение в цианистые растворы, изготовленные на основе воды, обработанной КНП, добавок гидроксид аммония способствует увеличению степени извлечения золота из рудных концентратов в среднем на 9–17 % при уменьшении в системе количества растворенной меди в среднем на 35–45 %, что важно для дальнейшей переработки золотосодержащих растворов.

Показано, что соотношение KCN : NH<sub>4</sub>OH = 1 : 3 является оптимальным для выщелачивания золота из рудного концентрата с высокими показателями степени извлечения золота.

Установлено, что применение аммиачно-цианистого выщелачивания растворами на основе активированной воды прямым способом является более эффективным по сравнению с двустадийным и обеспечивает высокие показатели извлечения золота в раствор при отсутствии необходимости дополнительных технологических операций.

### Список литературы

1. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. — Иркутск : Ирригредмет, 1999. — Т. 2. — 809 с.
2. Лодейщиков В.В., Васильева А.В. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота. — Иркутск : Ирригредмет, 1997. — 164 с.
3. Гороновский И.Т., Назарченко Ю.П., Некряч Е.Ф. Краткий справочник по химии. — Киев : Наук. думка, 1974. — 991 с.

4. Лазарева М.В., Гадаскина И.Д. Вредные вещества в промышленности. — Л. : Химия, 1977. — 608 с.
5. Пивоваров А.А., Тищенко А.П. Неравновесная плазма : Процессы активации воды и водных растворов. — Днепрпетровск : Грек, 2006. — 225 с.
6. Пивоваров А.А., Воробьева М.И. Экологические аспекты выщелачивания благородных металлов из рудных концентратов // Сб. науч. ст. III Всеукр. съезда экологов с междунар. участием. — Винница : Винниц. нац. техн. ун-т, 2011. — Ч. 2. — С. 532–535.
7. Набойченко С.С., Смирнов В.И. Гидрометаллургия меди. — М. : Metallurgia, 1974. — 272 с.
8. Deng T.O., Muir D.M. Selective leaching of copper from Telfer copper gold-pyrite concentrate using Cu (II) or oxygen in acid // The 6th AusIMM Extractive Metall. Conf., 1994. — P. 155–159.
9. Пивоваров А.А., Воробьева М.И. Стабилизация активированных растворов // Химия и химические технологии : Материалы II Междунар. конф. молодых ученых ССТ-2011. — Львов : Изд-во Львов. политехники, 2011. — С. 220–221.
10. Muir D.M., la Brooy S.R. Recovery of Gold from copper-bearing ores // Gold Forum on Technology and Practices : World Gold 1989. — Littleton, Colo., USA, 1989. — P. 363–374.
11. Сергеева А.Н., Павленко Л.И. Об амминоциановых комплексных соединениях меди состава  $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_n][\text{Cu}_2(\text{CN})_4(\text{NH}_3)_2]$  // Журн. неорганич. химии. — 1967. — Т. 12, № 8. — С. 2063–2068.
12. Muir D.M., la Brooy S.R., Deng T.O. The mechanism of the ammonia-cyanide system for leaching copper-gold ores // Wadsworth (IV) International Symposium on Hydrometallurgy, The Minerals, 1993. — P. 101–103.
13. Hayes G.A., Corrans I.J. Leaching of gold copper ores using ammoniacal cyanide // In: Proceedings, International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, 1992. — Pp. 349–353.
14. Muir D.M., la Brooy S.R. Processing copper-gold ores with ammonia or ammonia-cyanide solutions // Proceedings, World Gold'91, Melbourne, 1991. — P. 145–149.

Поступила в редакцию 23.11.12

УДК 669.213.6

**Воробйова М.І., аспірант, Півоваров О.А., докт. техн. наук, професор**

**Український державний хіміко-технологічний університет**  
 просп. Гагаріна, 8, 49000 Дніпропетровськ, Україна  
 e-mail: ugthu@dicht.dp.ua

## **Вплив гідроксиду амонію на ефективність переробки рудних концентратів плазмохімічно активованими розчинами**

Метою роботи було дослідження можливості та встановлення ефективності додавання гідроксиду амонію до ціанідних систем вилуговування, виготовлених на основі води, обробленої контактною нерівноважною низькотемпературною плазмою, для підвищення ступеня вилучення золота з упорних рудних концентратів, що містять у своєму складі мідь. Показано, що додавання до плазмохімічно активованих ціанідних розчинів гідроксиду амонію сприяє збільшенню ступеня вилучення золота з упорних рудних концентратів та зменшенню кількості розчиненої міді у системі вилуговування. Встановлено оптимальне співвідношення концентрацій ціаніду калію до гідроксиду амонію у плазмохімічній системі вилуговування для забезпечення високих показників ступеня вилучення золота. Ефективність використання сполук, що містять аміак, при їх введенні до ціанідних систем вилуговування було пов'язано з утворенням двохвалентною міддю складних аміачно-ціанідних комплексів  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2\text{CN}_2$ , які при взаємодії із золотом можуть бути і окислювачем, і джерелом  $\text{CN}^-$ -іона. Запропоновано механізм дії речовин, що містять аміак, при їх введенні до ціанідних розчинів, виготовлених на основі плазмохімічно активованої води. *Бібл. 14, рис. 2, табл. 1.*

**Ключові слова:** вилуговування, ціанування, упорний рудний концентрат, дорогоцінні метали, активовані розчини, гідроксид амонію.

**Vorobyova M.I., PhD Student,**  
**Pivovarov A.A., Doctor of Technical Sciences, Professor**

**Ukrainian State Chemical and Technology University**

8, Gagarin Prospekt, 49000 Dnepropetrovsk, Ukraine, e-mail: ugthu@dicht.dp.ua

## Influence of Ammonium Hydroxide on Efficiency Processing Ore Concentrates Plasma-Chemical Activated Water Solutions

The goal of the work was investigation of potential and establishment of efficiency of introducing ammonium hydroxide to cyanide desalination systems based on water treated with contact inequilibrium low-temperature plasma for increase of gold extraction degree from copper-containing resistant ore concentrates. Addition of ammonium hydroxide to plasmochemically activated cyanide solutions has been shown to increase the gold extraction degree from resistant ore concentrates and decrease of dissolved copper quantities in a desalination system. Optimal ratio between potassium cyanide and ammonium hydroxide concentrations in plasmochemical desalination systems for assurance of high gold extraction degree parameters has been established. Efficacy of using ammonia-containing compounds for introduction into cyanide desalination systems was related with formation of combined ammonium-cyanide complexes  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2\text{CN}_2$  by bivalent copper; these complexes interacted with gold may serve either as oxidizing agents or as  $\text{CN}^-$ -ion sources. The mechanism of action of ammonia-containing substances introduced into cyanide solutions prepared on the basis of plasmochemically activated water is suggested. *Bibl. 14, Fig. 2, Table 1.*

**Key words:** leaching, cyanidation, ore concentrate, precious metals, plasmochemically activated solutions, ammonium hydroxide.

### Reference

1. Lodejshhikov V.V. Tehnologija izvlechenija zolota i serebra iz upornyh rud. — Irkutsk : Irgiredmet, 1999. — T. 2. — 809 s. (Rus.)
2. Lodejshhikov V.V., Vasil'eva A.V. Metodicheskie rekomendacii po tipizacii rud, tehnologicheskomu oprobovaniju i kartirovaniju korenyh mestorozhdenij zolota. — Irkutsk : Irgiredmet, 1997. — 164 s. (Rus.)
3. Goronovskij I.T., Nazarchenko Ju.P., Nekrjach E.F. Kratkij spravochnik po himii. — Kiev : Naukova dumka, 1974. — 991 s. (Rus.)
4. Lazareva M.V., Gadaskina I.D. Vrednye veshhestva v promyshlennosti. — Leningrad : Himija, 1977. — 608 s. (Rus.)
5. Pivovarov A.A., Tishchenko A.P. Neravnovesnaja plazma : processy aktivacii vody i vodnyh rastvorov. — Dnepropetrovsk : Grek, 2006. — 225 s. (Rus.)
6. Pivovarov A.A., Vorob'eva M.I. Ecological aspects of a leaching precious metals from ore concentrates // Sbornik nauchnyh statej 3-go vseukrainskogo sezda ekologov s mezhdunarodnym uchastiem. — Vinnica : Vinnickij Nacionalny Technicheskij Universitet, 2011. — Ch. 2. — pp. 532–535. (Rus.)
7. Naboichenko C.C., Smirnov V.I. Gidrometallurgija medi. — Moskva : Metallurgija, 1974. — 272 s. (Rus.)
8. Deng T.O., Deng D.M. Selective leaching of copper from Telfer copper gold-pyrite concentrate using  $\text{Cu}(\text{II})$  or oxygen in acid // 6th AusIMM Extractive Metallurgy Conference, 1994. — pp. 155–159.
9. Pivovarov A.A., Vorob'eva M.I. Stabilization the plasma-activated solutions // Himija i himicheskie tehnologii : Materialy 2-j Mezhdunarodnoj konferencii molodyh uchenyh SST-2011. — L'vov : Izdatel'stvo L'vovskoj politehniky, 2011. — pp. 220–221. (Rus.)
10. Muir D.M., La Brooy S.R. Recovery of Gold from copper-bearing ores // Gold Forum on Technology and Practices : World Gold 1989. — Littleton, Colo., USA, 1989. — pp. 363–374.
11. Sergeeva A.H., Pavlenko L.I. About the ammonia cyanide complex compounds of copper  $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_n][\text{Cu}_2(\text{CN})_4(\text{NH}_3)_2]$  // Zhurnal neorganicheskoy himii. — 1967. — T. 12, № 8. — pp. 2063–2068. (Rus.)
12. Muir D.M., La Brooy S.R., Deng T.O. The mechanism of the ammonia-cyanide system for leaching copper-gold ores // Wadsworth (IV) International Symposium on Hydrometallurgy, The Minerals, 1993. — pp. 101–103.
13. Hayes G.A., Corrans I.J. Leaching of gold copper ores using ammoniacal cyanide // In: Proceedings, International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, 1992. — pp. 349–353.
14. Muir D.M., La Brooy S.R. Processing copper-gold ores with ammonia or ammonia-cyanide solutions // Proceedings, World Gold'91, Melbourne, 1991. — pp. 145–149.

Received December 23, 2012