

Ukrainian Natural Silica-Alumina Application for New Metal Complex Catalysts of Air Purification from Gaseous Toxic Substances Development

Rakitskaya T.L.¹, Kiose T.A.¹, Volkova V.Ya.¹, Ennan A.A.²

¹ *Odessa National University*

² *Physicochemical Institute of Environment
and Humans Protection of the Ministry of Education
and Science of Ukraine and NASU, Odessa*

Pd(II)-Cu(II) catalysts deposited on natural silica-alumina (clinoptilolite, mordenite, montmorillonite, tripoli, and basalt tuff) for carbon monoxide oxidation at ambient temperature, normal pressure, increased air-gas mixture humidity and carbon monoxide concentration of 300 mg/m³ (15 MPC for working area) are obtained. It is established that Pd(II)-Cu(II) catalyst formation that provides CO steady-state oxidation descends only on acid modified clinoptilolite (H-CLI-6), mordenite (H-MOR-6), montmorillonite (H-Mont-6), and basalt tuff (H-БТ(1)-6, H-БТ(1)*-6, and H-БТ(2)-6) samples. The catalyst activity depends on carrier nature. The level of CO oxidation (%) by oxygen in the stationary mode decreases in the following consequence: H-Mont-6 (94) > H-БТ(1)-6 (91) > H-БТ(1)*-6 (88) > TP (87) > H-БТ(2)-6 (82) > H-MOR-6 (40) > H-CLI-6 (38). The correlation between carrier phase composition and catalyst activity in case of different origin basalt tuffs application is discovered.

Key words: catalyst, carbon monoxide, Pd(II)-Cu(II) catalyst, natural silica-alumina.

Received September 28, 2009

УДК 622.772:669.21:573.6.086

Биохимическое извлечение серебра из руд казахстанских месторождений

**Семенченко Г.В., Беркинбаева А.Н.,
Мукушева А.С., Пономарева Е.И.**

АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан

Показана возможность увеличения извлечения серебра из золото-серебросодержащих руд месторождений Казахстана биохимическими методами выщелачивания. Выщелачивание проводили комплексным растворителем, в состав которого входили цианид, роданид, бактерии и аминокислота. Оптимизация соотношения компонентов выщелачивающего раствора была проведена методом математического планирования. Установлено, что в первые 8–16 ч выщелачивания в раствор переходит в основном золото и медь. Через 30 ч в выщелачивающем растворе возрастает содержание серебра. В результате проведенных исследований удалось повысить извлечение благородных металлов на 10–15 % по сравнению с обычным цианированием.

Ключевые слова: серебро, золото, цианид, роданид, гетеротрофные бактерии, аминокислота, биохимическое выщелачивание.

Показано можливість збільшення видобування срібла із золото-срібловмісних руд покладів Казахстану використанням біохімічних методів вилугування. Вилугування проводили комплексним розчинником, до складу якого входили: ціанід, роданід, бактерії та амінокислота. Оптимізацію співвідношення компонентів вилужуючого розчину було проведено методом математичного планування. Встановлено, що у перші 8–16 год вилугування у розчин переходять в основному золото та мідь. Через 30 год у вилужуючому розчині зростає вміст срібла. У результаті проведених досліджень вдалося підвищити видобування благородних металів на 10–15 % у порівнянні зі звичайним ціануванням.

Ключові слова: срібро, золото, ціанід, роданід, гетеротрофні бактерії, амінокислота, біохімічне вилугування.

За последние годы во всем мире значительно истощились запасы богатых золотосодержащих и простых по вещественному составу руд. Во все большей степени нарастает необходимость вовлечения в промышленную эксплуатацию нетрадиционного сырья. Анализ современных тенденций и перспектив развития техники и технологии в области переработки нетрадиционного сырья показывает, что определенные успехи в данном направлении могут быть достигнуты в результате создания новых химических и биотехнологических процессов.

Важное значение среди возможных растворителей благородных металлов, представляющих альтернативу токсичному цианиду, приобретают малотоксичные серосодержащие реагенты: тиосульфат и роданид. Российскими учеными разработаны высоко- и низкотемпературная тиосульфатные технологии растворения благородных металлов. При этом скорость растворения золота сопоставима с цианированием (около 1,5 мг/(см²·ч)), а серебра — до 7 мг/(см²·ч), что конкурентоспособно по отношению к цианированию при несомненном социальном эффекте. Роданиды или тиоцианаты также являются достаточно хорошими растворителями. Золото с ионами роданида образует стойкое соединение [Au(CNS)₂]⁻.

Процесс растворения серебра в роданистой среде протекает через стадию образования простого роданида AgCNS. В качестве окислителя в рассматриваемом процессе целесообразно использование солей Fe(III) в умеренных концентрациях [1]. Рассмотренные процессы имеют определенные преимущества и заслуживают внимания для разработки современных безопасных технологий для казахстанского сырья. Однако, для эффективного технологического решения необходимо теоретическое обоснование, базирующееся на системном подходе, позволяющем оценить все протекающие процессы в их совокупности. Для этой цели были выбраны различные золото- и серебросодержащие материалы: руды Варваринского и Кумистинского месторождений.

Руда Варваринского месторождения имеет такой состав: Au — 0,8 г/т; Ag — 0,25 г/т; Cu — 0,069 %; Fe — 4,3 %; S_{общ} — 0,6 %; Co, Ni — 0,003 %. Рентгенофазовым анализом твердых продуктов руды были выявлены следующие фазы: SiO₂, NaAlSi₂O₈, CaCO₃, CaAl₂Si₂O₈·4H₂O, Ca₃Al₂O₈. Превалирующим является кварц (межплоскостные расстояния d, нм: 0,42547; 0,3362; 0,24532; 0,2806; 0,21269; 0,19805; 0,19187; 0,15417; 0,13813; 0,13751), альбит NaAlSi₂O₈ (d, нм: 0,3990; 0,40266; 0,3854; 0,37761; 0,36660; 0,31958); кальцит. Присутствует каолинит Al₂[OH]₄{Si₂O₅}, что является одним из признаков технологической характеристики руды. Приоритетными минералами являются халькопирит, пирит, арсенопирит. Золото (до 90 %) находится в халькопирите и халькозине, однако отсутствует в пирите.

Исследовалась бактериальная система растворения, в состав которой входили цианид натрия (x₁), роданид калия (x₂), аминокислота серин (x₃) и гетеротрофные бактерии (x₄). Выбор композиции сложного растворителя сделан на основании предыдущих исследований, в частности, было установлено, что бактерии способны образовывать роданид в присутствии цианида и сульфидов, таким образом, этот интермедиат всегда присутствует при бактериальном выщелачивании сульфидных руд [2, 3].

Концентрации всех составных частей комплексного растворителя и их вариации были выбраны с использованием данных предварительных исследований и в соответствии с математическим планированием, для чего были составлены план-матрицы дробного 4-факторного эксперимента биохимического выщелачивания. Алгоритм расчета уравнений регрессии приведен в табл.1.

Условия экспериментов: навеска руды — 50 г, T : Ж = 1 : 2, интенсивность перемешивания — 200–250 об./мин, длительность 1-й стадии выщелачивания — 8 ч, количество стадий — 3. План-матрица и экспериментальные данные приведены в табл.2.

Таблица 1. Порядок расчета уравнений регрессии по плану дробного факторного эксперимента

№№ п/п	Параметры	Формула
1	Построчная дисперсия	$D = \sum_1^n (x_i - \bar{x})^2 / (n - 1)$
2	Воспроизводимость опытов	$G_p = D_{\max} / \sum D_i$
3	Средняя величина построчной дисперсии	$\bar{D} = \sum D_i / n$
4	Значимость коэффициентов модели: дисперсия погрешность коэффициентов число степеней свободы предельно значимое значение коэффициентов	$\sigma = \sqrt{\bar{D}}$ $\sigma(b_i) = \sigma / \sqrt{N}$ $f = N(n - 1)$; t_{05} при $f = 24$
5	Коэффициенты в уравнении регрессии	$ a_i _{\text{пред.}} = t_{05} \sigma$
6	Уравнение регрессии	$b(i) = \sum y_p / n$
7	Разница между расчетной и фактической величиной функции	$y(i) = b_0 + b_1x_1 - b_2x_2 + b_3x_3 + b_4x_4$ $ \Delta = y_p - y_f$; Δ^2
8	Дисперсия адекватности	$D_{\text{ад}} = \Delta^2 / (N - n - 1)$
9	Критерий Фишера	$F_p = \bar{D} / D_{\text{ад}}$
10	Приведение уравнения к натуральному виду	$y = b_0 + b_1(x_1) - b_2(x_2) + b_3(x_3) + b_4(x_4)$; $y = b_0 + b_1 [(x_1 - x_{1,0})/S_1] - b_2 [(x_2 - x_{2,0})/S_2] - b_3 [(x_3 - x_{3,0})/S_3] -$

По экспериментальным данным рассчитаны уравнения регрессии для процесса выщелачивания:

$$Y_{\text{Au1}} = 0,55 - 1,46 x_1 + 0,2 x_2 - 0,4 x_3 + 0,2 x_4;$$

$$Y_{\text{Au2}} = 1,3 + 3,88 x_1 - 0,38 x_2 - 3,18 x_3 - 0,15 x_4;$$

$$Y_{\text{Ag}} = -0,75 + 0,13 x_1 + 0,44 x_2 + 0,28 x_3 + 0,26 x_4;$$

$$Y_{\text{Cu}} = -0,22 + 65,6 x_1 - 9,96 x_2 + 126,0 x_3 - 264,0 x_4;$$

$$Y_{\text{Fe}} = 0,15 + 230,1 x_1 + 25,6 x_2 + 270,0 x_3 - 307,0 x_4;$$

$$Y_{\text{Zn}} = 1,8 + 9,8 x_1 - 4,7 x_2 + 0,63 x_3 - 4,2 x_4;$$

$$Y_{\text{Mn}} = -0,62 + 10,3 x_1 + 1,75 x_2 - 2,2 x_3 - 4,2 x_4;$$

$$Y_{\text{Ni}} = 0,7 + 1,03 x_1 - 7,9 x_2 + 7,9 x_3 - 12,8 x_4;$$

$$Y_{\text{Co}} = 0,01 - 0,33 x_1 - 0,6 x_2 - 0,5 x_3 - 0,32 x_4.$$

Установлено, что в первые 8–16 ч выщелачивания в раствор выходит в основном медь, концентрация которой достигает 140 мг/дм³, железо (134,7 мг/дм³) и никель. Молярное соотношение компонентов выщелачивающего раствора при этом имеет вид цианид : роданид : аминокислота = 2,5 : 1 : 2,5; концентрация бактерий – 10⁸ кл./см³. В последующие 8 ч выщелачивания наиболее благоприятное соотношение компонентов растворителя для выхода этих металлов в раствор 2,5 : 2,5 : 1.

Через 8 ч в выщелачивающем растворе возрастает содержание серебра, на выходе которого положительным образом сказывается присутствие всех компонентов растворителя в пропор-

Таблица 2. План-матрица дробного 4-факторного эксперимента биохимического выщелачивания руды Варваринского месторождения

Фактор, моль/л				Функция отклика, мг (сумма 3 стадий извлечения)							
X ₁ (NaCN)	X ₂ (KCNS)	X ₃ Ser	X ₄ Бак кл./см ³	Y ₁ Au	Y ₂ Ag	Y ₃ Cu	Y ₄ Fe	Y ₅ Zn	Y ₆ Mn	Y ₇ Ni	Y ₈ Co
Основной уровень											
0,07	0,07	0,07	10 ⁶	–	–	–	–	–	–	–	–
0,03	0,03	0,03	10 ²	–	–	–	–	–	–	–	–
Верхний уровень											
0,10	0,10	0,1	10 ⁸	–	–	–	–	–	–	–	–
Нижний уровень											
0,04	0,04	0,04	10 ⁴	–	–	–	–	–	–	–	–
–0,04	–0,04	–0,04	–10 ⁴	0,0696	0,0111	18,180	17,792	0,1421	0,1525	0,6309	0,0429
+0,1	+0,1	–0,04	–10 ⁴	0,0855	0,0183	16,054	20,812	0,2821	0,2665	0,5058	0,0247
+0,1	–0,04	+0,1	–10 ⁴	0,0632	0,0180	18,009	21,308	0,4247	0,2407	0,6176	0,0273
+0,1	–0,04	–0,04	+10 ⁸	0,0762	0,0193	15,286	16,903	0,4428	0,2564	0,4506	0,0271
–0,04	+0,1	+0,1	–10 ⁴	0,0687	0,0195	17,515	18,775	0,3233	0,1592	0,5603	0,0271
–0,04	+0,1	–0,04	+10 ⁸	0,0761	0,0202	13,283	13,614	0,2133	0,0878	0,3702	0,0278
–0,04	–0,04	+0,1	+10 ⁸	0,0637	0,0180	13,666	16,193	0,1451	0,0599	0,4695	0,0273
+0,1	+0,1	+0,1	+10 ⁸	0,0730	0,0204	16,809	19,700	0,2060	0,2462	0,5127	0,0283

Примечание. Интервал варьирования: X₁–X₃ – 0,03, X₄ – 10².

циях (моль) цианид : роданид : аминокислота = 1 : 2,5 : 1 и концентрации бактерий 10^8 кл./см³. Наиболее весомые коэффициенты в уравнении регрессии получены при факторах роданида, аминокислоты и бактерий. К концу 3-й стадии выщелачивания это соотношение имеет вид 1 : 1 : 1.

В первые 8 ч выщелачивания выходит 18,4 % золота, причем главную роль в этот период играет роданид и бактерии (уравнение Y_{Au1}), в последующие 10–15 ч — цианид (уравнение Y_{Au2}). Молярное соотношение компонентов растворителя в начальный период выщелачивания — цианид : роданид : аминокислота = 2,5 : 2,5 : 1, концентрация бактерий — 10^4 кл./см³, а через 24 ч, как и для серебра, — 1 : 1 : 1 при концентрации бактерий 10^8 кл./см³.

Цинк в начальной стадии выщелачивания хорошо растворяется при повышенном количестве всех компонентов в пропорции 1 : 1 : 1 и концентрации бактерий 10^8 кл./см³, в дальнейшем возрастает роль цианида.

Таким образом, биохимическая система выщелачивания руды Варваринского месторождения в первые 8 ч работает в основном на растворение железа и меди. При повышенном содержании цианида и роданида и концентрации бактерий 10^4 кл./см³ в растворе возрастает концентрация золота.

По мере уменьшения содержания меди и железа в пульпе в последующие 8 ч выщелачивания выход Au и Ag в раствор интенсифицируется.

Руда Кумистинского месторождения имеет такой состав: Au — 2,8 г/т; Ag — 68,8 г/т; Cu — 0,36 %; Zn — 0,09 %; Fe — 13,8 %; Ni — 0,06 %; Mn — 0,30 %; Co — 0,03 %; $S_{общ}$ — 6,4 %; As — 0,1 %. Рентгено-фазовый анализ руды показал наличие следующих фаз: SiO₂; CaMg(CO₃)₂ — доломит; FeS₂ — пирит; NaAlSi₂O₈; CaAl₂Si₂O₈ — олигоклаз; Na₄Al₃Si₃O₁₂; Fe_{0,11}Ti_{0,43}S₀; Al₂[OH]₄{Si₂O₅} — каолинит; KAl₂[OH]₂{AlSi₃O₁₀} — мусковит; NaAl₂[OH]₂{AlSi₃O₁₀} — парагонит.

Для руды этого месторождения при постановке экспериментов использовали соотношение Т : Ж = 1 : 4, навеска руды — 25 г, остальные параметры аналогичны предыдущим. План-матрица дробного 4-факторного эксперимента с экспериментальными данными представлен в табл.3.

Уравнения регрессии для процесса выщелачивания благородных и цветных металлов имеют вид:

$$\begin{aligned}
 Y_{Au} &= 0,48 + 0,13 x_1 + 1,45 x_2 - 1,54 x_3 - 0,48 x_4; \\
 Y_{Ag} &= 0,93 + 5,2 x_1 + 4,66 x_2 + 2,96 x_3 - 0,94 x_4; \\
 Y_{Cu} &= 808,1 + 679,6x_1 - 576,2x_2 + 1203,06x_3 - 808,0 x_4; \\
 Y_{Fe} &= 195,0 + 11,2 x_1 - 52,1 x_2 - 109,6 x_3 - 194,9 x_4; \\
 Y_{Zn} &= 29,9 + 21,2 x_1 + 13,4 x_2 - 5,4 x_3 - 29,9 x_4; \\
 Y_{Mn} &= 5,9 + 64,4 x_1 - 11,3 x_2 + 12,9 x_3 - 5,9 x_4; \\
 Y_{Ni} &= -0,4 - 0,3 x_1 + 1,5 x_2 + 1,6 x_3 + 0,4 x_4; \\
 Y_{Co} &= 0,4 + 0,6 x_1 - 0,29 x_2 + 2,8 x_3 - 0,4 x_4.
 \end{aligned}$$

Таблица 3. План-матрица дробного 4-факторного эксперимента биохимического выщелачивания руды Кумистинского месторождения

Фактор, моль/л				Функция отклика, мг (сумма 3 стадий извлечения)							
X ₁ (NaCN)	X ₂ (KCNS)	X ₃ Ser	X ₄ Бак кл./см ³	Y ₁ Au	Y ₂ Ag	Y ₃ Cu	Y ₄ Fe	Y ₅ Zn	Y ₆ Mn	Y ₇ Ni	Y ₈ Co
Основной уровень											
0,07	0,07	0,07	10 ⁶								
Верхний уровень											
0,03	0,03	0,03	10 ²								
0,1	0,10	0,10	10 ⁸								
Нижний уровень											
0,04	0,04	0,04	10 ⁴								
-0,04	-0,04	-0,04	-10 ⁴	0,1000	1,324	44,968	11,242	1,148	0,502	0,047	0,040
+0,1	+0,10	-0,04	-10 ⁴	0,1356	1,360	50,930	9,498	1,718	0,969	0,054	0,057
+0,1	-0,04	+0,10	-10 ⁴	0,1068	1,263	73,250	8,441	1,459	1,552	0,057	0,082
+0,1	-0,04	-0,04	+10 ⁸	0,0824	1,038	34,480	5,014	0,728	0,793	0,058	0,053
-0,04	+0,10	+0,1	-10 ⁴	0,0910	1,166	45,200	7,707	1,101	0,050	0,073	0,075
-0,04	+0,10	-0,04	+10 ⁸	0,1145	1,057	36,360	4,729	0,701	0,411	0,070	0,050
-0,04	-0,04	+0,1	+10 ⁸	0,1040	1,086	37,230	5,112	0,709	0,147	0,064	0,059
+0,1	+0,10	+0,1	+10 ⁸	0,0920	1,255	41,610	6,440	0,891	1,254	0,077	0,063

Примечание. Интервал варьирования: X₁-X₃ — 0,03, X₄ — 10².

Таблица 4. Извлечение Au, Ag и Cu при биохимическом выщелачивании упорных руд

Вариант	Соотношение растворителей	Извлечение, %		
		Au	Ag	Cu
Варваринское месторождение				
1	1 : 1 : 1 : 10 ⁴	87,0	44,4	52,6
2	2,5 : 2,5 : 1 : 10 ⁴	99,7	73,0	46,5
3	2,5 : 1 : 2,5 : 10 ⁴	79,0	72,0	52,2
4	2,5 : 1 : 1 : 10 ⁸	95,0	77,0	44,3
5	1 : 2,5 : 2,5 : 10 ⁴	80,5	78,0	50,7
6	1 : 2,5 : 1 : 10 ⁸	95,0	80,5	38,5
7	1 : 1 : 2,5 : 10 ⁸	79,5	72,0	39,6
8	2,5 : 2,5 : 2,5 : 10 ⁸	91,0	81,5	48,7
Кумистинское месторождение				
1	1 : 1 : 1 : 10 ⁴	76,5	78,3	49,9
2	2,5 : 2,5 : 1 : 10 ⁴	99,7	80,4	56,5
3	2,5 : 1 : 2,5 : 10 ⁴	82,0	74,7	81,3
4	2,5 : 1 : 1 : 10 ⁸	63,0	61,4	38,3
5	1 : 2,5 : 2,5 : 10 ⁴	70,0	68,9	50,2
6	1 : 2,5 : 1 : 10 ⁸	88,0	62,5	40,4
7	1 : 1 : 2,5 : 10 ⁸	80,0	64,2	41,3
8	2,5 : 2,5 : 2,5 : 10 ⁸	70,5	74,2	47,3

Анализ полученных уравнений регрессии позволил заключить, что в целом за 24 ч выщелачивания руды для золота и цинка наиболее весомые коэффициенты были получены при факторах цианида и роданида, для серебра и никеля, кроме вышеназванных, значение имеет присутствие аминокислоты. Выход железа лимитируется цианидом, марганца и кобальта — цианидом и аминокислотой. Соотношение компонентов, входящих в состав выщелачивающего раствора для максимального извлечения золота, серебра и меди, — цианид : роданид : аминокислота = 2,5 : 2,5 : 1.

В первые 8 ч процесса отмечается интенсивный выход меди в раствор, концентрация которой достигает 740 мг/дм³, причем основную роль в этом процессе играют цианид и аминокислота. В этот же промежуток времени наблюдается растворение благородных металлов, при этом значение имеет присутствие наряду с цианидом роданида.

Роль бактерий в первые часы выщелачивания сводится, по-видимому, к интенсификации процесса образования роданида в присутствии серы и цианида. В данный период времени наблюдается повышенный расход цианида.

В последующие 8 ч выщелачивания возрастает роль самих бактерий, которые в присутствии роданида усиливают выход золота, а в присутствии аминокислоты — серебра, расход цианида при этом уменьшается. Уравнения регрессии для Au и Ag в этот период времени имеют вид:

$$Y_{Au} = -0,107 + 0,48 x_1 + 0,32 x_2 + 0,46 x_3 + 0,146 x_4;$$

$$Y_{Ag} = 0,24 - 2,89 x_1 + 3,93 x_2 + 2,94 x_3 - 0,25 x_4.$$

Повышение содержания всех компонентов сложной системы растворения в данный отрезок времени тормозит выход меди и железа и активизирует растворение благородных металлов.

Как видно из табл.4, соотношение всех компонентов выщелачивающего раствора значительно влияет на извлечение благородных металлов. Наилучшим для растворения серебра из руды Варваринского месторождения оно было 2,5 : 2,5 : 2,5 : 10⁸, из руды Кумистинского месторождения — 2,5 : 2,5 : 1 : 10⁴. Для выхода золота в раствор для обоих месторождений наиболее эффективным соотношением было 2,5 : 2,5 : 1 : 10⁴.

Выводы

Оценивая биохимическую систему растворения в целом применительно к двум месторождениям, можно отметить, что использование сложного выщелачивающего раствора значительно сокращает сроки выщелачивания, повышая при этом степень извлечения благородных металлов.

В целях экономии дорогостоящих компонентов (аминокислоты) важно учитывать стадию процесса, лимитированного каждым компонентом сложного раствора.

Для бедных руд (Варваринское месторождение) для извлечения серебра показательным является присутствие всех исследованных компонентов (цианид : роданид : серин : бактерии) в пропорции 2,5 : 2,5 : 2,5 : 10⁸; извлечение серебра составляет 81,5 %.

Для собственно серебряных руд (Кумистинское месторождение) серебро выщелачивается вместе с золотом и медью (особенно на 1-й стадии процесса) при соотношении компонентов выщелачивающего раствора 2,5 : 2,5 : 1 : 10⁴ — 80,4 % извлечения, в дальнейшем повышается роль таких компонентов, как роданид и аминокислота.

Для выщелачивания золота из серебрянорудных месторождений (Варваринского и Кумистинского) наилучшим было соотношение растворяющих агентов 2,5 : 2,5 : 1 : 10⁴ — 99,7 % извлечения.

Список литературы

1. Бегалинов А., Яковлев Ф.П., Ахмеджанов Т.К. и др. Тиосульфатное выщелачивание золота. Теория и практика. — Алматы, 2001. — 254 с.
2. Пат. 11409 РК. Штамм бактерий *Pseudomonas aureofaciens* «Т-10 ИМиО», растворяющий золото из сульфидсодержащих руд и концентратов. — Оpubл. 15.04.02, Бюл. № 4.
3. Пат. 16462 РК. Способ извлечения золота из упорных золотомышьяковистых и концентратов. — Оpubл. 15.07.09, Бюл. № 7.

Поступила в редакцию 28.09.09

Silver Biochemical Extraction from Kazakhstan Deposits Ores

**Semenchenko G.V., Berkinbayeva A.N.,
Mukusheva A.S., Ponomaryeva E.I.**

*JSC «Center of Earth Sciences, Metallurgy
and Benefication», Almaty, Kazakhstan*

The possibility of silver from gold-argentiferous Kazakhstan deposits ores extraction increase by biochemical leaching methods application is displayed. Leaching process is conducted by complex solvent. The solvent compound consists of cyanide, thiocyanate, bacteriums and aminoacid. The components of leaching liquor proportion optimization by the mathematical simulation method is conducted. It is established that substantially gold and copper proceed to the solution at first 8–16 process hours. Silver content in leaching solution increases after 30 hours process. The presence of all solvent components in solution at temperate proportions is preferable. Precious metals extraction rate in comparison with average cyanide leaching increase on 10–15 % by the investigations results is increased.

Key words: silver, gold, cyanide, thiocyanate, heterotrophic bacteria, aminoacid, biochemical leaching.

Received September 28, 2009

УДК 622.7

Адсорбционные и электрокинетические свойства шунгита в присутствии различных реагентов

**Тусупбаев Н.К., Калиева Р.С., Турысбеков Д.К.,
Семущкина Л.В., Нурахметова Г.Б.**

*АО «Центр наук о Земле, металлургии
и обогащения», Алматы, Казахстан*

Проведены исследования по механизму закрепления бутилового ксантогената и медного купороса на поверхностях природного и обогащенного шунгитов путем измерения адсорбции и электрокинетического потенциала. Показано, что с увеличением рН среды адсорбция бутилового ксантогената снижается за счет гидрофилизации поверхности шунгитов гидроксил-ионами, а отрицательный заряд поверхности шунгита увеличивается.

Ключевые слова: шунгит, флотореагенты, бутиловый ксантогенат, адсорбция, электрокинетический потенциал.

Проведено дослідження щодо механізму закріплення бутилового ксантогенату та мідного купоросу на поверхнях природного та збагаченого шунгітів шляхом вимірювання адсорбції та електрокинетичного потенціалу. Показано, що зі збільшенням рН середовища адсорбція бутилового ксантогенату знижується за рахунок гідрофілізації поверхні шунгітів гідроксил-іонами, а від'ємний заряд поверхні шунгіту збільшується.

Ключові слова: шунгіт, флотореагенти, бутиловий ксантогенат, адсорбція, електрокинетичний потенціал.