

ВЛИЯНИЕ УЛЬТРАТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ УПОРНОГО ЗОЛОТО-МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТОГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА

© 2017 г. И.Р. Бобоев, Л.С. Стрижко

Национальный исследовательский технологический университет (НИТУ) «МИСиС», г. Москва

Статья поступила в редакцию 24.11.16 г., доработана 21.06.17 г., подписана в печать 23.06.17 г.

Представлены результаты исследований по вещественному составу упорного золото-медно-мышьяковистого концентрата. Установлено, что по характеру вкрапленности в минеральные компоненты золото в изучаемом флотоконцентрате ассоциируется в большей степени с сульфидами и менее – с гидроксидами железа. Полученные данные свидетельствуют о том, что золото преимущественно мелкое. Предложена технологическая схема переработки исследуемого флотоконцентрата, которая включает следующие стадии: сверхтонкое измельчение, автоклавное окисление, щелочная атмосферная обработка кека автоклавного окисления с последующим сорбционным цианированием. Изучено влияние крупности исходного флотоконцентрата на поведение компонентов в процессе автоклавного окисления. Исследования этого процесса проведены с раствором серной кислоты концентрацией 50 г/л при соотношении Ж : Т = 2 : 1, давлении кислорода 0,8–1,0 МПа и температуре 95 ± 10 °С. Определена оптимальная продолжительность процесса автоклавного окисления, которая составляет 4 ч. Высокие показатели достигнуты при предварительном ультратонком измельчении флотоконцентрата до крупности $-0,020$ мм (85 %). Щелочную атмосферную обработку твердого кека автоклавного окисления осуществляли при следующих условиях: отношение Ж : Т = 3 : 1, загрузка СаО – 100 г/кг, температура – 95 °С, продолжительность – 2 ч. Сорбционное выщелачивание твердого остатка автоклавного окисления проводили в течение 8 ч при отношении Ж : Т = 3 : 1, рН = 9,5–11,0, концентрации NaCN – 1 г/л, загрузке угля – 5 об.%. Установлено, что максимальное извлечение золота по данной технологии достигает 96 %.

Ключевые слова: золото, медь, мышьяк, упорные флотоконцентраты, автоклавное окисление, щелочная атмосферная обработка, цианирование, извлечение.

Бобоев И.Р. – канд. техн. наук, доцент кафедры цветных металлов и золота НИТУ «МИСиС» (119049, г. Москва, Ленинский пр-т, 4). E-mail: bobev-i@mail.ru.

Стрижко Л.С. – докт. техн. наук, проф. E-mail: sls_2007.47@mail.ru.

Для цитирования: Бобоев И.Р., Стрижко Л.С. Влияние ультратонкого измельчения на технологические показатели автоклавного окисления упорного золото-медно-мышьяковистого флотоконцентрата // Изв. вузов. Цвет. металлургия. 2017. No. 5. С. 13–18. DOI: dx.doi.org/10.17073/0021-3438-2017-5-13-18.

Boboev I.R., Strizhko L.S.

Ultrafine grinding effect on autoclave oxidation process performance for refractory gold-copper-arsenic flotation concentrate

The article presents the results of material composition studies of a refractory gold-copper-arsenic concentrate. The nature of gold dissemination in the mineral components of the studied flotation concentrate shows that gold is more associated with sulfides and less with iron hydroxides. The results obtained indicate that gold is predominantly small. The process flow scheme is offered for processing of the studied flotation concentrate. It includes the following operations: ultrafine grinding, autoclave oxidation, alkaline atmospheric treatment of autoclave oxidation cake with subsequent sorption cyanidation. The effect of feed size on the behavior of components in autoclave oxidation was studied. This process was investigated using a sulfuric acid solution with a concentration of 50 g/l at the L : S = 2 : 1 ratio, oxygen pressure of 0,8–1,0 MPa, and temperature of 95 ± 10 °С. It was found that the optimal duration of autoclave oxidation is 4 h. High performance was reached when the flotation concentrate was subjected to preliminary ultrafine grinding to $-0,020$ mm (85 %) Alkaline atmospheric treatment of the solid cake was carried out under the following conditions: L : S = 3 : 1 ratio, CaO feed – 100 g/kg, temperature – 95 °С, duration – 2 h. Fixed residue of autoclave oxidation was subjected to CIL for 8 h at the ratio of L : S = 3 : 1, рН = 9,5–11,0, NaCN concentration – 1 g/l, coal feed – 5 vol.%. It was found that this technology provides up to 96 % gold recovery.

Keywords: gold, copper, arsenic, refractory flotation concentrates, autoclave oxidation, atmospheric alkaline treatment, cyanidation; recovery.

Boboev I.R. — Cand. Sci. (Tech.), associate prof., Department of non-ferrous metals, National University of Science and Technology «MISIS» (119049, Russia, Moscow, Leninskii pr., 4). E-mail: bobev-i@mail.ru.

Strizhko L.S. — Dr. Sci. (Tech.), prof. E-mail: sls_2007.47@mail.ru.

Citation: Boboev I.R., Strizhko L.S. Vliyanie ul'tratonkogo izmel'cheniya na tekhnologicheskie pokazateli avtoklavного окислениа upornogo zoloto-medno-mysh'yakovistogo flotokonsentrata. *Izv. vuzov. Tsvet. metallurgiya*. 2017. No. 5. P. 13–18. DOI: dx.doi.org/10.17073/0021-3438-2017-5-13-18.

Введение

Сульфидные руды Таррорского месторождения — упорные богатые золото-медно-мышьяковистые весьма сложного вещественного состава. Переработка данной руды на базе таджикско-китайского золоторудного комбината (СП «Зарафшон»), в зависимости от вещественного состава и физико-химических свойств, осуществляется по комбинированной обогатительно-гидрометаллургической схеме. Руда измельчается и подвергается флотации с получением коллективного золото-медно-мышьяковистого концентрата. Концентраты с содержанием золота 40–85 г/т вывозятся на переработку в Казахстан. Хвосты флотации перерабатываются на базе золотоизвлекательной фабрики по технологии аммиачного цианирования с целью извлечения золота.

С учетом изложенного сотрудниками НИТУ «МИСиС» велись исследования по разработке рентабельной технологии переработки флотоконцентрата названного месторождения. Опробовано тиомочевинное выщелачивание (извлечение Au — 62 %), окислительный (и сульфидирующий [1, 2]) обжиг-цианирование (или аммиачное цианирование) (Au — 74 %) [3,4]. Основные причины, по которым эти технологии не были приняты к внедрению, — это экономическая и экологическая составляющие.

Как показали предварительные исследования, наиболее рентабельной является технология автоклавного окисления [5–10] с предварительным сверхтонким измельчением.

Цель работы — исследование и разработка технологии извлечения золота и меди из упорного золото-медно-мышьяковистого флотоконцентрата Таррорского месторождения с применением ультратонкого измельчения.

Методика исследований

Исследование вещественного состава. Минеральный состав изучен оптическим методом на установке «AXIO Imager A1/M1» (Германия). Эле-

ментный рентгеноспектральный микроанализ выполнен с помощью электронно-зондового аналитического комплекса «Superprobe-8100» (Jeol, Япония), минералогический анализ минералов — с использованием системы «MLA 650» (FEI Company, Германия), рентгенофазовый анализ — на установке «ARL 9900 Workstation IP3600» (Япония). Фазовый анализ проведен по методике «Иргиредмет» [11–13].

Химический анализ на содержание золота осуществлен на плазменном оптическом эмиссионном спектрометре ICP-OES, с применением атомно-абсорбционного спектрофотометра AA-7000 (Япония) и пробирным методом.

Предлагаемая технологическая схема. Технологическая схема включает в себя сверхтонкое измельчение флотоконцентрата с последующим автоклавным окислением с целью перевода меди в раствор, окисление сульфидов и вскрытие тонкодисперсного золота [14–18].

Кек автоклавного окисления предлагается подвергать предварительной щелочной атмосферной обработке с целью перевода оставшейся части сульфидов в инертную форму, не влияющую на кинетику последующего процесса цианирования и не взаимодействующую с цианидом [18–22].

После щелочной атмосферной обработки пульпа направляется в процесс сорбционного выщелачивания.

Сверхтонкое измельчение. Измельчение концентрата проводили в лабораторной бисерной мельнице PE-075. Крупность определяли на лазерном анализаторе частиц «Mastersizer 2000 E» (Malvern Instruments Ltd., Великобритания).

Автоклавное окисление флотоконцентрата исследовали в реакторе с рабочим объемом 3 дм³. Навеску концентрата смешивали с раствором серной кислоты с концентрацией 50 г/л до соотношения Ж : Т = 2 : 1, загружали в реактор, нагревали до заданной температуры при перемешивании, после чего открывали вентиль подачи кислорода. Давление кислорода в автоклаве поддерживалось

0,8–1,0 МПа. Температура опытов составляла $t = 95 \pm 10$ °С.

После проведения выщелачивания полученную пульпу фильтровали, промывали водой и высушивали при $t = 60 \div 80$ °С.

В фильтрате автоклавного окисления определяли концентрации кислоты, меди, железа и мышьяка, в кеках — остаточное содержание меди, железа, мышьяка и сульфидной серы.

Предварительная обработка кека автоклавного окисления. Атмосферную обработку проводили при отношении Ж : Т = 3 : 1, $t = 95$ °С, $\tau = 2$ ч.

Щелочную атмосферную обработку выполняли при отношении Ж : Т = 3 : 1, загрузке СаО — 100 г на 1 кг кека автоклавного окисления, $t = 95$ °С, $\tau = 2$ ч.

Сорбционное цианирование. Прямое сорбционное цианирование осуществляли при отношении Ж : Т = 3 : 1, рН = 9,5–11,0, NaCN — 1 г/л, загрузке угля — 5 об.%, продолжительности 8 ч.

Результаты и их обсуждение

Таррорский флотационный концентрат представляет собой сульфидный золото-медно-мышьяковистый продукт. Ценными компонентами флотоконцентрата являются медь и золото (табл. 1).

Основные рудные минералы флотоконцентрата — пирит, халькопирит и арсенопирит.

Характер вкрапленности золота в минеральные компоненты концентрата показывает, что золото ассоциируется в большей степени с сульфидами, в меньшей — с гидроксидами железа (табл. 2).

Изучено распределение золота и других компо-

Таблица 1
Химический состав концентрата

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Cu	3,9	TiO ₂	0,19
Fe	20,99	MnO	0,08
As	7,22	P ₂ O ₅	0,14
S	17,11	CO ₂	16,28
CaO	12,14	Щелочные металлы	0,74
MgO	5,57	Au, г/т	51,40
SiO ₂	6,10	Ag, г/т	125,48
Al ₂ O ₃	1,87		

Таблица 2
Фазовый анализ флотационного концентрата

Форма нахождения золота	Распределение, %
Свободное	32
В сростках с сульфидами	7,4
В гидроксидах железа	5,6
Тонковкрапленное в сульфидах	53,5
В кварце и в минералах, нерастворимых в кислотах	1,5

Таблица 3
Гранулометрический состав и распределение металлов по классам крупности концентрата

Класс крупности, мм	Выход, %	Распределение металлов, %			
		Au	Ag	Cu	As
+0,20	4,16	2,90	3,06	3,15	2,82
–0,20 + 0,10	12,67	9,28	10,74	9,00	8,65
–0,10 + 0,074	15,34	8,51	13,66	14,61	13,46
–0,074 + 0,063	8,39	7,20	6,91	8,15	7,09
–0,063 + 0,04	12,08	13,36	11,50	12,02	12,55
–0,04	47,36	58,75	54,13	53,07	55,43
Итого	100	100	100	100	100

нентов по классам крупности. Результаты распределения металлов представлены в табл. 3.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото преимущественно мелкое. Практика применения автоклавного окисления в АО «Южуралзолото. Группа Компаний» (ЮГК) при переработке флотоконцентратов Березняковского месторождения показывает, что данным способом не всегда достигается полное вскрытие тонкодисперсного золота. В этой связи были выполнены сравнительные исследования по изучению степени помола на показатели автоклавного окисления и сорбционного выщелачивания. Результаты показаны в табл. 4.

Установлено, что оптимальным является проведение процесса автоклавного окисления в течение 4 ч с предварительным сверхтонким измельчением (–0,020 мм, 85 %).

Твердые остатки автоклавного окисления (АО) подвергали дальнейшей обработке с целью извлечения золота. Результаты исследования приведены в табл. 5.

Таблица 4
Результаты автоклавного окисления флотоконцентрата

Крупность, мм; %	Продолжительность автоклавного окисления, ч	Остаточная концентрация H ₂ SO ₄ в растворе, г/л	Доля сульфидов, мас. %	Степень окисления сульфидов, %	Извлечение, %	
					Cu	As
–0,074; 68 (исходный флотоконцентрат)	1	57	14,3	9,5	6	3
	2	75	11,7	25,9	12	5
	3	94	10,6	32,9	31	16
	4	126	10,1	36,1	55	32
	5	144	9,8	38,0	69	57
	6	153	9,5	39,9	73	61
	7	159	8,5	46,2	80	63
–0,020; 85 (флотоконцентрат после сверхтонкого измельчения)	1	63	12,6	20,3	37	25
	2	81	9,6	39,2	67	43
	3	93	5,5	65,2	85	58
	4	117	4,1	74,1	92	67
	5	151	3,7	76,6	93	72
	6	162	3,6	77,2	95	75
	7	176	2,4	84,8	97	79

Таблица 5
Переработка твердого остатка автоклавного окисления

Крупность, мм; %	Схема обработки кека АО	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход NaCN, кг/т	Примечание
		в кеке АО	в хвостах			
–0,074; 68	Без обработки	79,8	50,4	38	9,7	Кеки АО после 7 ч (см. табл. 4)
	Атмосферная обработка	82,1	57,3	31	10,4	
	Щелочная атмосферная обработка	80,4	13,0	84	4,4	
–0,020; 85	Без обработки	86,3	41,4	53	9,0	Кеки АО после 4 ч (см. табл. 4)
	Атмосферная обработка	88,7	66,8	26	8,5	
	Щелочная атмосферная обработка	87,2	3,5	96	4,6	

Как видно из табл. 5, предварительная щелочная атмосферная обработка позволила достичь за 8 ч показателей по извлечению золота на уровне 96 % при расходе цианида 4,6 кг/т.

Заключение

Выполнены предварительные технико-экономические расчеты по предложенной технологической схеме, включающей сверхтонкое измельчение, автоклавное окисление, щелочную атмосферную обработку и сорбционное цианирование, которые показали ее рентабельность. В настоящее время ведутся работы по селективному осаждению меди

из раствора автоклавного окисления и оптимизации других технологических операций. Планируется проведение укрупненно-лабораторных испытаний предложенной технологии по замкнутой схеме водооборота, кислотооборота, углеоборота и их оптимизации.

Литература

1. Бобоев И.Р., Стрижко Л.С., Бобозода Ш.Б., Горбунов Е.П. Исследование сульфидирующего обжига для удаления мышьяка из скородита при переработке упорных окисленных золотосодержащих руд // Цвет. металлы. 2015. No. 8. С. 36–40.

2. Boboev I.R., Strizhko L.S., Bobozoda S., Gorbunov E.P. Kinetic investigation of sulfidizing annealing of scorodite in processing of refractory oxidized gold-containing ores // *Russ. Metallurgy (Metally)*. 2016. No. 3. P. 171–173.
3. Стрижко Л.С., Бобозода Ш., Бобоев И.Р., Бергер Б.Р. Извлечение золота из золото-медьсодержащего сырья // *Цвет. металлы*. 2014. No. 6. С. 37–41
4. Boboev I.R., Bobozoda S., Strizhko L.S. Leaching stubborn oxidized gold ores that contain copper // *Metallurgist*. 2016. Vol. 59. P. 959–963.
5. Lauri R., Jari A., Olof F. Pressure oxidation of pyrite-arsenopyrite refractory gold concentrate // *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 2013. Vol. 49. P. 101–109.
6. Bin X., Yongbin Y., Qian L., Tao J., Shiqian L., Guanghui L. The development of an environmentally friendly leaching process of a high C, As and Sb bearing sulfide gold concentrate // *Miner. Eng.* 2016. Vol. 89. P. 138–147.
7. Weifeng L., Tianzu Y., Duchao Zh., Lin Ch., Younian L. Pretreatment of copper anode slime with alkaline pressure oxidative leaching // *Int. J. Miner. Process.* 2014. Vol. 128. P. 48–54
8. Емельянов Ю.Е., Богородский А.В., Баликов С.В., Енуфоров А.В. Сопоставительная оценка вариантов переработки упорных сульфидных флотоконцентратов // *Цвет. металлы*. 2012. No. 8. С. 10–12.
9. Li J., Dabrowski B., Miller J.D., Acar S., Dietrich M., LeVier K.M., Wan R.Y. The influence of pyrite pre-oxidation on gold recovery by cyanidation // *Miner. Eng.* 2006. Vol. 19. P. 883–895.
10. Karimi P., Abdollahi H., Amini A., Noaparast M., Shafaei S.Z., Habashi F. Cyanidation of gold ores containing copper, silver, lead, arsenic and antimony // *Int. J. Miner. Process.* 2010. Vol. 95. P. 68–77.
11. Виды исследований. URL: <http://www.irgiredmet.ru/activities/index.php?ID=88&SID=42> (дата обращения 01.02.2015).
12. Волостанов А.В., Таловская А.В. Методы исследования вещественного состава природных объектов. Томск: Изд-во Томск. политехн. ун-та, 2010.
13. Бокий Г.Б., Порай-Кошиц М.А. Рентгеноструктурный анализ. Т. I. М.: МГУ, 1964.
14. Hongbo Zh., Jun W., Lang T., Pan C., Congren Y., Wenqing Q., Guanzhou Q. Roles of oxidants and reductants in bioleaching system of chalcopyrite at normal atmospheric pressure and 45 °C // *Int. J. Miner. Process.* 2017. Vol. 162. P. 81–91.
15. Wang Z., Tang Y., Zhang Q., Zhou K. Study on the decarburization pretreatment of a microgranular disseminated type carbonaceous gold ore by alkaline hot-press oxidation // *Gold*. 2014. Vol. 35. No. 3. P. 52–55.
16. Yang Y., Liu S., Xu B., Li Q., Jiang T. Extraction of gold from a low-grade double refractory gold ore using flotation-preoxidation-leaching process // *Rare Metal Extraction & Processing 2015: Materials of symposium* (Orlando, Florida, USA, 15–19 March 2015). Publ. house: TMS, 2015. P. 53–62.
17. Fleuriault C.M., Anderson C.G., Shuey S. Iron phase control during pressure oxidation at elevated temperature // *Miner. Eng.* 2016. Vol. 98. P. 161–168. <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0892687516302631> - af010.
18. Захаров Б.А., Мепетуков М.А. Золото: упорные руды. М.: Руда и металлы, 2013.
19. Asta M.P., Cama J., Ayora C., Acero P., Giudici G. Arsenopyrite dissolution rates in O₂-bearing solutions // *Chem. Geol.* 2010. Vol. 273. P. 272–285.
20. Forest P.W., Madeline E.S., Donald J.R. Kinetics of arsenopyrite oxidative dissolution by oxygen // *Geochim. Cosmochim. Acta*. 2006. Vol. 70. P. 1668–1676.
21. Lin L., Catalina P., Ahmad Gh. Fe(III)/Fe(II) reduction-oxidation mechanism and kinetics studies on pyrite surfaces // *J. Electroanal. Chem.* 2016. Vol. 774. P. 66–75.
22. Hongbo Zh., Jun W., Xiaowen G., Minghao H., Lang T., Wenqing Q., Guanzhou Q. Role of pyrite in sulfuric acid leaching of chalcopyrite: An elimination of polysulfide by controlling redox potential // *Hydrometallurgy*. 2016. Vol. 164. P. 159–165.

References

1. Boboev I.R., Strizhko L.S., Bobozoda Sh.B., Gorbunov E.P. Issledovanie sul'fidiruyushchego obzhiga dlya udaleniya mysh'yaka iz skorodita pri pererabotke upornykh okslenykh zolotosoderzhashchikh rud [Research of sulfiding roasting of scorodite arsenic removal during processing of refractory oxidized gold-bearing ores]. *Tsvetnye metally*. 2015. No. 8. P. 36–40.
2. Boboev I.R., Strizhko L.S., Bobozoda S., Gorbunov E.P. Kinetic investigation of sulfidizing annealing of scorodite in processing of refractory oxidized gold-containing ores. *Russ. Metallurgy (Metally)*. 2016. No. 3. P. 171–173.
3. Strizhko L.S., Bobozoda Sh., Boboev I.R., Berger B.R. Izvlechenie zolota iz zoloto-med'soderzhashchego syr'ya [Extraction of gold from gold-copper raw materials]. *Tsvetnye metally*. 2014. No. 6. P. 37–41.
4. Boboev I.R., Bobozoda S., Strizhko L.S. leaching stubborn oxidized gold ores that contain copper. *Metallurgist*. 2016. Vol. 59. P. 959–963.
5. Lauri R., Jari A., Olof F. Pressure oxidation of pyrite-arsenopyrite refractory gold concentrate. *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 2013. Vol. 49. P. 101–109.

6. Bin X., Yongbin Y., Qian L., Tao J., Shiqian L., Guanghui L. The development of an environmentally friendly leaching process of a high C, As and Sb bearing sulfide gold concentrate. *Miner. Eng.* 2016. Vol. 89. P. 138—147.
7. Weifeng L., Tianzu Y., Duchao Zh., Lin Ch., Younian L. Pretreatment of copper anode slime with alkaline pressure oxidative leaching. *Int. J. Miner. Process.* 2014. Vol. 128. P. 48—54
8. Emel'yanov Yu.E., Bogorodskii A.V., Balikov S.V., Epiforov A.V. Sopotavitel'naya otsenka variantov pererabotki upornykh sul'fidnykh flotokonsentratov [Comparative evaluation of processing options for persistent sulphide flotation concentrates]. *Tsvetnye metally.* 2012. No. 8. P. 10—12.
9. Li J., Dabrowski B., Miller J.D., Acar S., Dietrich M., LeVier K.M., Wan R.Y. The influence of pyrite pre-oxidation on gold recovery by cyanidation. *Miner. Eng.* 2006. Vol. 19. P. 883—895.
10. Karimi P., Abdollahi H., Amini A., Noaparast M., Shafaei S.Z., Habashi F. Cyanidation of gold ores containing copper, silver, lead, arsenic and antimony. *Int. J. Miner. Process.* 2010. Vol. 95. P. 68—77.
11. Vidy issledovaniy [Types of research]. URL: <http://www.irgiredmet.ru/activities/index.php?ID=88&SID=42> (accessed: 01.02.2015).
12. Volostnov A.V., Talovskaya A.V. Metody issledovaniya veshchestvennogo sostava prirodnykh ob'ektov [The methods of studying the material composition of natural objects]. Tomsk: Izd-vo Tomskogo politekhnicheskogo universiteta, 2010.
13. Bokii G.B., Porai-Koshits M.A. Rentgenostrukturnyi analiz [X-ray diffraction analysis]. Vol. I. Moscow: MGU, 1964.
14. Hongbo Zh., Jun W., Lang T., Pan C., Congren Y., Wenqing Q., Guanzhou Q. Roles of oxidants and reductants in bioleaching system of chalcopyrite at normal atmospheric pressure and 45 °C. *Int. J. Miner. Process.* 2017. Vol. 162. P. 81—91.
15. Wang Z., Tang Y., Zhang Q., Zhou K. Study on the decarburization pretreatment of a microgranular disseminated type carbonaceous gold ore by alkaline hot-press oxidation. *Gold.* 2014. Vol. 35. No. 3. P. 52—55.
16. Yang Y., Liu S., Xu B., Li Q., Jiang T. Extraction of gold from a low-grade double refractory gold ore using flotation-preoxidation-leaching process. In: *Rare Metal Extraction & Processing 2015: Materials of symposium* (Orlando, Florida, USA, 15—19 March 2015). Publ. house: TMS, 2015. P. 53—62.
17. Fleuriault C.M., Andersona C.G., Shuey S. Iron phase control during pressure oxidation at elevated temperature. *Miner. Eng.* 2016. Vol. 98. P. 161—168. <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0892687516302631> - af010.
18. Zakharov B.A., Meretukov M.A. Zoloto: upornye rudy [Gold: burning ores]. Moscow: Ruda i metally, 2013.
19. Asta M.P., Cama J., Ayora C., Acero P., Giudici G. Arsenopyrite dissolution rates in O₂-bearing solutions. *Chem. Geol.* 2010. Vol. 273. P. 272—285.
20. Forest P.W., Madeline E.S., Donald J.R. Kinetics of arsenopyrite oxidative dissolution by oxygen. *Geochim. Cosmochim. Acta.* 2006. Vol. 70. P. 1668—1676.
21. Lin L., Catalina P., Ahmad Gh. Fe(III)/Fe(II) reduction-oxidation mechanism and kinetics studies on pyrite surfaces. *J. Electroanal. Chem.* 2016. Vol. 774. P. 66—75.
22. Hongbo Zh., Jun W., Xiaowen G., Minghao H., Lang T., Wenqing Q., Guanzhou Q. Role of pyrite in sulfuric acid leaching of chalcopyrite: An elimination of polysulfide by controlling redox potential. *Hydrometallurgy.* 2016. Vol. 164. P. 159—165.