

УДК 669.213

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОЦЕССА ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МАТЕРИАЛОВ В ПЕЧИ ДЛЯ ИНТЕНСИВНОГО ОБЖИГА



А. С. ХАСАНОВ,
зам. директора по науке НПО –
руководитель научно-технического центра НПО,
проф., д-р техн. наук,
abdurashidsoli@mail.ru,
АО «Алмалыкский горно-металлургический
комбинат», Алмалык, Узбекистан



Б. И. ТОЛИБОВ,
докторант,
Навоийский государственный горный институт,
Навои, Узбекистан

Введение

Одним из приоритетных направлений является переработка труднообогатимых упорных золотосодержащих руд и концентратов, которые в нормальных условиях цианирования не обеспечивают достаточного высокого извлечения золота в товарную продукцию. Сложность объясняется наличием в рудах тонко- и дисперсно-вкрапленного золота в сульфидах, из которых оно практически не извлекается прямым цианированием, а также присутствием в исходных рудах и концентратах мышьяка и сульфидов железа, которые при цианировании являются восстановителями, т. е. поглощают кислород и цианид. Кроме того, наиболее сильными природными сорбентами золота являются углистые вещества [1–6]. Такие соединения, осложняющие технологический процесс при извлечении золота, относятся к месторождениям Кокпатас и Даугызтау.

Технологические печи широко применяют практически во всех химических отраслях промышленности. В печах в результате сжигания топлива (газообразного, жидкого и комбинированного) происходит процесс нагрева перерабатываемого продукта. Механизм теплопередачи достаточно сложен, так как в этих устройствах, в отличие, например, от теплообменников, значителен вклад в суммарный теплообмен лучистой (радиационной) составляющей. В некоторых случаях этот механизм теплопередачи является преобладающим. При этом организация движения образующихся дымовых газов оказывает существенное влияние на вклад в суммарный теплообмен конвективной составляющей. В связи с этим проектирование печей предполагает учет характеристик топлива, расчет процесса горения с учетом гидродинамики движения дымовых газов, выбор кон-

Целью настоящего исследования является нахождение оптимального режима с высокими показателями извлечения золота и одновременным уменьшением содержания сульфидной серы в концентрате и промпродукте. При этом использовали установку скоростного обжига сульфидных соединений, которая разрушает кристаллическую решетку сульфидов, вскрывая золото с помощью окислителя, что в дальнейшем процессе цианирования ведет к увеличению извлечения золота, а также получению дополнительной электроэнергии для электрических частей печи и освещения.

Ключевые слова: окислительный обжиг, сульфиды, обжиг во взвешенном состоянии, упорные руды, золотомышьяковые руды, кек биоокисления.

DOI: 10.17580/gzh.2018.09.14

струкции печи, учет характеристик топливно-сжигающих устройств и др.

При наличии в руде золотосодержащих сульфидов они извлекаются в коллективный флотационный концентрат, который подвергается цианированию после обжига или другого способа вскрытия.

Основные показатели переработки сульфидных руд и концентратов с использованием окислительного обжига на зарубежных фабриках приведены в **табл. 1**.

В упорных рудах золото находится в тесной ассоциации с сульфидами, сульфидарсенидами (в основном, с пиритом и арсенидопиритом), покрыто пленками окислов железа и других соединений, а также тонковкрапленное в кварце. Число других форм упорного золота в рядовых сульфидных концентратах, как правило, незначительно и не оказывает существенного влияния на общий баланс металла.

Золотосульфидные гравито- и флотоконцентраты подвергают цианированию после доизмельчения иногда до крупности $-0,044$ мм (95 %). При переработке упорных мышьяксодержащих концентратов необходимо вскрытие золота перед цианированием [7, 8].

При окислительном обжиге флотационных концентратов сульфиды окисляются и превращаются в пористую, хорошо проливаемую для цианистых растворов массу оксидов. Последующее выщелачивание огарка позволяет перевести золото в цианистый раствор [9–11].

Окисление пирита начинается при температуре 450–500 °С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного

Таблица 1. Показатели переработки золотосодержащих концентратов с использованием окислительного обжига на зарубежных фабриках

Предприятие	Производительность по концентрату, т/сут	Число стадий обжига	Содержание в концентрате			Извлечение золота из огарка*, %	Содержание золота в хвостах цианирования, г/т
			Au, г/т	S, %	As, %		
Dalny (Зимбабве)	25	1	10–90	22	4,5–6	95–97	4,9
Giant Yellowknife Mines Ltd. (Канада)	195	2	127	20,1	9,3	93,7	8
Dickenson (Канада)	12–15	1	69	18,9	11	80	17
Cochenour Willans (Канада)	1	1	170	18,4	6,3	94,7	13,9
Campbell Red Lake Mines Ltd. (Канада)	60	2	2215	20,5	6,5	97,3	7,9
Golden State (США)	40	1	157	23,9	–	97,5	4,8
Getchell (США)	1500	1	7	3,6	2,8	80	1,4
Betty (Канада)	100–125	1	26	16	2,3	92	3
Jardine (США)	20–40	2	64	20	38	60	39,2

* Огарок переработан цианированием.

продукта пирротина: $FeS_2 + O_2 = FeS + SO_2$, который окисляется до магнетита: $3FeS + 5O_2 = Fe_3O_4 + 3SO_2$ и гематита: $2Fe_3O_4 + 1/2O_2 = 3Fe_2O_3$.

При температурах выше 600 °С окислению пирита предшествует его диссоциация с образованием пирротина: $2FeS_2 = 2FeS + S_2$, который затем также окисляется до гематита [12, 13].

Материалы и методика эксперимента

Авторы статьи предлагают новый тип обжиговой печи для различных сульфидных материалов для интенсивного обжига. Схема печи представлена на рис. 1.

Преимуществами рекомендуемой печи являются: высокая производительность; подача шихты и топлива одновременно; высокая степень десульфуризации; экономия топлива при исполь-

зовании теплоты дымохода (подается горячий воздух). В данном случае при установке спиральной трубки для нагревания подаваемого воздуха отходящая пыль остужается и выход пыли значительно уменьшается (примерно на 10 %). Температура воздуха в дымоходе не превышает 400 °С, что приводит к уменьшению образования кислот и сохранению коррозионной стойкости элементов печи. Электрическая энергия преобразуется от тепловой энергии поверхности дымохода. Данный печной агрегат сконструирован для интенсивного обжига сульфидных материалов любого типа.

В лабораторных условиях с целью определения оптимального режима окислительного обжига проведены эксперименты с сульфидным биокеком на гидрометаллургическом заводе № 3 НГМК. Обжиг проводили при температуре 600 °С в течение 60 мин. Результаты исследований представлены на рис. 2. По результатам

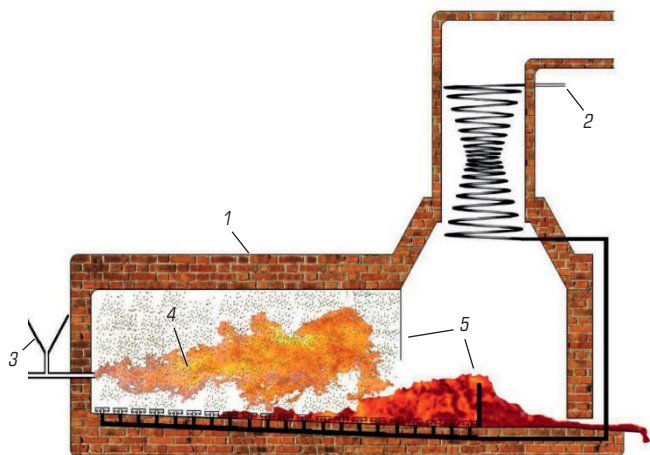


Рис. 1. Схема рекомендуемой обжиговой печи:

1 – обжиговая печь; 2 – подача горячего воздуха; 3 – горелка печи с одновременной загрузкой шихты и топлива; 4 – факел; 5 – перегородки печи

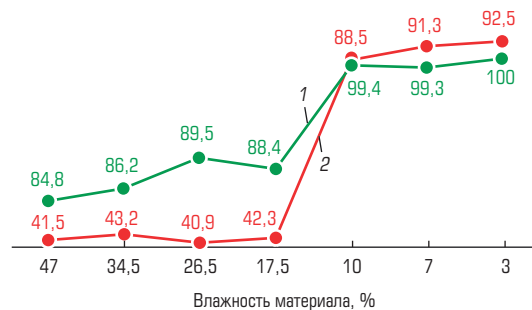


Рис. 2. Влияние влажности материала на степень окисления (1) и извлечения (2) ценного компонента, %

Таблица 2. Основные технические показатели различных видов обжига

Показатели	Обжиг в многоподовых печах	Обжиг во взвешенном состоянии	Обжиг в кипящем слое	Обжиг в трубчатой вращающейся печи длиной 30–50 м	Обжиг в лабораторной печи	Обжиг в предлагаемой проектной промышленной печи
Суточная производительность печи по концентрату, т/сут	50	100	150	140–160	0,0151	337,5
Удельная производительность, т/м ²	1,2–1,3	3–4	4,8–5,5	2,5–3,0	6–6,5	7–7,5
Максимально допустимая температура, °С	830–860	930–1000	1000	700–900	600	650
Расход постороннего топлива, %	3–5	–	–	5–7	2–2,5	1,5–2
Коэффициент избытка воздуха	1,5–1,6	1,3–1,4	1,2–1,3	1,3	1,5–1,7	1,2–1,3
Концентрация SO ₂ в газах на выходе из печи, %	4–5	7–9	8–12	5–7	0,5–1	0,3–1
Содержание серы в продуктах обжига, %: сульфидной сульфатной	0,8–1 2	0,5–0,8 0,5	0,4 2	0,5–0,6 1,5–2	0,2–0,3 0,1–0,2	0,3–0,5 0,2–0,3

экспериментов определены оптимальные условия для интенсивного обжига сульфидов в данной печи. Следует отметить, что при подаче шихты (сульфидов) материал должен иметь минимальную влажность – не более 5 %. При температуре 600–650 °С в зависимости от влажности материала степень десульфуризации составляет до 98–99 %.

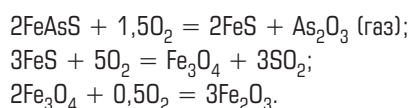
Основные технические показатели различных видов обжига приведены в **табл. 2**.

Показатели окислительного обжига зависят от различных параметров, наиболее значимым из которых является температура. При недостаточно высокой температуре обжига (<500 °С) скорость окислительных реакций низкая, и в огарке может присутствовать заметное количество не полностью окисленных частиц пирита. Цианирование такого огарка будет сопровождаться значительными потерями золота вследствие его недостаточно полного вскрытия. С повышением температуры обжига окисление пирита протекает быстрее и полнее. Однако при температурах более 900–950 °С возможно частичное оплавление огарка вследствие образования относительно легкоплавких эвтектических смесей, состоящих из пирротина и магнетита. Появление расплава ведет к спеканию материала и получению плотных малопористых огарков, плохо поддающихся цианированию [14–17].

На показатели обжига существенное влияние оказывает концентрация кислорода в газовой фазе. При его низкой концентрации скорость окисления пирита снижается, что может привести к недостаточно полному вскрытию золота. При достаточно высокой концентрации кислорода скорость процесса настолько увеличивается, что при недостаточно хороших условиях теплообмена тепло экзотермических реакций не будет успевать рассеиваться в окружающей среде, и температура обжигаемых зерен превысит опасный предел (900–950 °С). В результате огарок оплавится, и структура его будет недостаточно пористой. Практически установлено, что оптимальная температура обжига пиритных концентратов зависит от их вещественного состава и колеблется в пределах 500–700 °С.

Осуществление процесса обжига на поду в условиях относительно слабого перемешивания материала создает значительную опасность «перегрева» огарка и его частичного оплавления. Проведение процесса в печах кипящего слоя, где вследствие интенсивного перемешивания условия теплообмена исключительно благоприятны, позволяет значительно точнее выдерживать температурный режим обжига, не допуская оплавления огарка.

Поведение арсенипирита при окислительном обжиге во многом аналогично поведению пирита. Интенсивное окисление арсенипирита начинается при температуре около 450 °С и протекает с образованием в качестве промежуточных продуктов пирротина и магнетита:



При температурах более 600 °С окислению арсенипирита предшествует его диссоциация: $4\text{FeAsS} = 4\text{FeS} + \text{As}_4 (\text{газ})$.

Газообразный мышьяк окисляется до оксида мышьяка (III): $\text{As}_4 + 3\text{O}_2 = 2\text{As}_2\text{O}_3$, а пирротин – до гематита.

Образующийся оксид мышьяка (III) обладает высокой летучестью. При температуре 465 °С упругость пара As_2O_3 равна 1 атм. Поэтому мышьяк, окисленный до оксида As_2O_3 , переходит в газовую фазу. Однако при избытке кислорода оксид мышьяка (III) может окислиться до оксида мышьяка (V): $\text{As}_2\text{O}_3 + \text{O}_2 = \text{As}_2\text{O}_5$.

В зависимости от условий обжига и вещественного состава обжигаемого материала оксид мышьяка (V) может оставаться в огарке в неизменном состоянии или вступать во взаимодействие с оксидами железа, образуя арсенаты двух- и трехвалентного железа $\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_2$ и FeAsO_4 . Так как оксид мышьяка (V) и арсенаты железа практически нелетучи, то мышьяк, окисленный до пятивалентного состояния, полностью остается в огарке. Последнее обстоятельство крайне нежелательно, так как при последующем планировании огарка мышьяк переходит в раствор и в ряде слу-

Таблица 3. Результаты окислительного обжига

Параметры	Продолжительность процесса, мин			Температура, °С (τ = 40 мин)		
	20	30	40	550	600	650
Масса огарка, кг	10	10	10	10	10	10
Выход огарка, г (%)	8,74 (87,4)	8,36 (83,6)	8,21 (82,1)	8,62 (86,2)	8,18 (81,8)	7,92 (79,2)
Количество, %:						
серы в кеке (до обжига)	8,56	8,56	8,56	8,56	8,56	8,56
серы/углерода в огарке (после обжига)	3,45/1,7	0,92/0,6	0,26/0,2	0,36/1,92	0,21/0,14	0,08/0,11
Степень десульфуризации, %	59,7	89,25	97	95,8	97,5	99,1

чаев препятствует осаждению золота цинковой пылью. Обратное использование обеззолоченных цианистых растворов становится при этом практически невозможным. Кроме того, присутствие в огарке соединений пентавалентного мышьяка приводит к образованию пленок на поверхности золотых частиц, что затрудняет их растворение в цианистом растворе.

Предлагаемая технология

Предлагается следующая последовательность выполнения работы по переработке серо- и углеродсодержащих трудноперерабатываемых полупродуктов биоокисления.

Шихта (в среднем до 7 % S, до 3 % C) состоит из пенного продукта с реакторов биоокисления (S до 8 %, C до 3 %) и кека биоокисления (S до 6 %, C до 4 %) в соотношении 1:1. После фильтрации шихта влажностью $W = 30 \div 35$ % поступает на сушку в трубчатую вращающуюся печь. Температура печи составляет 250–300 °С. Полученный кек ($W = 1$ %) подвергают низкотемпературному твердофазному окислительному обжигу в предлагаемой печи. Обжиг в лабораторных условиях проводится во взвешенном состоянии в потоке огня в стационарной печи длиной 600 мм, шириной 200 мм и высотой 400 мм. Обжиг производится при $t = 500 \div 600$ °С. Температура процесса не должна превышать 650 °С во избежание спекания материала.

Первая зона печи, где происходит выделение внутренней и гигроскопической влаги материала, имеет длину 400 мм и температуру 400–450 °С; во второй зоне печи начинается процесс сгорания угля и диссоциация пирита, пирротина и арсениопирита с частичным окислением. Данные процессы протекают в хвостовой части печи, где температура составляет 550–600 °С и завершается процесс окисления сернистых и углеродистых соединений.

Огарок выводится через отверстие и промывается 2%-ным раствором NaOH и передается для дальнейшего цианирования (можно не промывать).

Результаты и их анализ

В ходе проведения лабораторных экспериментов определены основные технические показатели печи: суточная производительность лабораторной печи по концентрату – 15,1 кг/сут; удельная производительность – 6–6,5 т/м²; концентрация SO₂ в газах на выходе из печи – 0,5–1 %.

Результаты окислительного обжига приведены в табл. 3.

Заключение

В зависимости от характера концентрата и условий обжига степень удаления серы (десульфуризация) составила 90–95 %, степень удаления мышьяка – 90–95 %. В огарках, кроме пыли циклонов и инерционных фильтров, содержится, %: сера сульфидная – 0,3–0,5; сера сульфатная – 0,5–3; мышьяк – 0,5–1,5. Выход обожженного материала составляет 75–90 %.

В огарке остаются органический углерод и окись углерода в количестве 0,2–0,3 %. Получены хорошие результаты при содержании серы 8,56 %. В огарке отсутствует сера, так как она почти полностью переходит в газ (более 98 %), и только до 0,2 % остается в обожженном кеке.

В результате лабораторных исследований установлено, что обжиг продукта биоокисления, полученного из руды месторождений Кокпатас и Даугызтау, при температуре 600 °С в течение 90 мин и последующее сорбционное цианирование огарка обеспечивают повышение предельного извлечения золота до 82,7 %.

Библиографический список

- Hazarika P., Mishra B., Chinnasamy S. S., Bernhardt H.-J. Multi-stage growth and invisible gold distribution in pyrite from the Kundarkocha sediment-hosted gold deposit, eastern India // *Ore Geology Reviews*. 2013. Vol. 55. P. 134–145.
- Mills S. E., Tomkins A. G., Weinberg R. F., Fan H.-R. Implications of pyrite geochemistry for gold mineralisation and remobilisation in the Jiadong gold district, northeast China // *Ore Geology Reviews*. 2015. Vol. 71. P. 150–168.
- Gao Z.-M., Yang Z.-S., Li H.-Y., Luo T.-Y., Yao L.-B., Rao W.-B. Genesis and Characteristics of Gold Hosted by Pyrite // *Geological Journal of China Universities*. 2000. Vol. 6(2). P. 156–162.
- Dan Liu, Yi-jie Wang, Yong-jun Xian, Shu-ming Wen. Electronic structure and flotability of gold-bearing pyrite: A density functional theory study // *Journal of Central South University*. 2017. Vol. 24. Iss. 10. P. 2288–2293.
- Zhong-Mei Sun, Chun-Bao Sun, Ji-Zhen Wang, Wan-Zhong Yin. Optimization and mechanism of gold-bearing sulfide flotation // *Rare Metals*. 2014. Vol. 33. Iss. 3. P. 363–368.
- Гурман М. А., Щербак Л. И., Рассказова А. В. Извлечение золота и мышьяка из продуктов обжига упорных пирит-арсениопиритовых концентратов // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2015. № 3. С. 145–150.
- Бочаров В. А., Абрютин Д. В. Технология золотосодержащих руд. – М.: НИТУ «МИСиС», 2011. – 420 с.

8. Захаров Б. А., Меретуков М. А. Золото: упорные руды. – М.: ИД «Руда и Металлы», 2013. – 452 с.
9. Петухов О. Ф., Санакулов К., Хасанов А. С., Мустакимов О. М. Окислительно-восстановительные процессы в металлургии. – Ташкент: Истиклол нури, 2013. – 414 с.
10. Санакулов К. С., Эргашев У. А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. – Ташкент: ГП «НИИМР», 2014. – 286 с.
11. Абрамов А. А. Пути повышения комплексности использования полезных ископаемых и улучшения охраны окружающей среды // Рациональное освоение недр. 2012. № 3. С. 38–48.
12. Blanchard M., Alfredsson M., Brodholt J., Wright K., Catlow C. R. A. Arsenic incorporation into FeS₂ pyrite and its influence on dissolution: A DFT study // *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 2007. Vol. 71. Iss. 3. P. 624–630.
13. Лодейщиков В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. – 785 с.
14. Санакулов К. С., Эргашев У. А. Современное состояние и направления развития технологии биоокисления для переработки сульфидных руд на ГМЗ-3 // Горный вестник Узбекистана. 2012. № 1(48). С. 48–53.
15. Санакулов К. С., Мустакимов О. М., Эргашев У. А., Ахатов Н. А. О целесообразности применения комбинированных технологий для переработки особо упорных золотосульфидных руд // Цветные металлы. 2016. № 2. С. 9–14. DOI:10.17580/tsm.2016.02.01
16. Adams M. D. *Gold Ore Processing: Project Development and Operations*. 2nd ed. – Amsterdam: Elsevier, 2016. – 980 p.
17. Емельянов Ю. Е., Богородский А. В., Баликов С. В., Епифоров А. В. Сопоставительная оценка вариантов переработки упорных флотоконцентратов // Цветные металлы. 2012. № 8. С. 10–12. **ГЖ**

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 9, pp. 85–89
DOI: 10.17580/gzh.2018.09.14

Feasibility of sulfide material oxidation in intense roasting furnace

Information about authors

A. S. Khasanov¹, Deputy Director of Science at the Science and Production Association, Professor, Doctor of Engineering Sciences, abdurashidoli@mail.ru

B. I. Tolibov², Doctoral Student

¹ Almalik Mining and Metallurgical Plant, Almalik, Uzbekistan

² Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

In terms of the Kokpatas and Daugyztay deposits, the effect of preliminary calcination of gold-containing flotation concentrates and industrial products, conducted prior to cyanidation, on gold recovery is studied.

The material constitution of flotation concentrates and industrial products are studied, and the reasons of unsuccessful increase in gold extraction are shown: fine dissemination of gold in quartz; presence of iron-containing compounds in minerals; presence of minerals containing arsenic and iron sulfides, which play the role of reducing agents, absorbing oxygen during roasting and cyanides during leaching; carbonaceous substances. The behavior of arsenic during roasting is described, and the conditions of arsenic removal for the increase of gold extraction are proposed.

The design of the furnace for roasting flotation concentrates and industrial products, which operates with a suspended layer of material, is proposed. This furnace design is also applicable to the fluidized bed of the material, in which all oxidation processes are carried out in an intensive mode. At the same time, the maintenance of the required furnace temperature is a significant factor, as exceeding a set index will cause the material to melt, thus making it difficult for the reagent to penetrate during cyanidation.

Studies on biooxidation products carried out on a furnace with a suspended layer for oxidation of sulfur and carbon confirmed the results of the laboratory studies.

Keywords: oxidative roasting, sulphides, suspended roasting, resistant ores, gold–silver ores, biooxidation slurry.

References

1. Hazarika P., Mishra B., Chinnasamy S. S., Bernhardt H.-J. Multi-stage growth and invisible gold distribution in pyrite from the Kundarkocha sediment-hosted gold deposit, eastern India. *Ore Geology Reviews*. 2013. Vol. 55. pp. 134–145.

2. Mills S. E., Tomkins A. G., Weinberg R. F., Fan H.-R. Implications of pyrite geochemistry for gold mineralisation and remobilisation in the Jiaodong gold district, northeast China. *Ore Geology Reviews*. 2015. Vol. 71. pp. 150–168.
3. Gao Z.-M., Yang Z.-S., Li H.-Y., Luo T.-Y., Yao L.-B., Rao W.-B. Genesis and Characteristics of Gold Hosted by Pyrite. *Geological Journal of China Universities*. 2000. Vol. 6(2). pp. 156–162.
4. Dan Liu, Yi-jie Wang, Yong-jun Xian, Shu-ming Wen. Electronic structure and flotability of gold-bearing pyrite: A density functional theory study. *Journal of Central South University*. 2017. Vol. 24, Iss. 10. pp. 2288–2293.
5. Zhong-Mei Sun, Chun-Bao Sun, Ji-Zhen Wang, Wan-Zhong Yin. Optimization and mechanism of gold-bearing sulfide flotation. *Rare Metals*. 2014. Vol. 33, Iss. 3. pp. 363–368.
6. Gurman M. A., Shcherbak L. I., Rasskazova A. V. Gold and arsenic recovery from calcinates of rebellious pyrite–arsenopyrite concentrates. *Journal of Mining Science*. 2015. Vol. 51, Iss. 3. pp. 586–590.
7. Bocharov V. A., Abryutin D. V. *Gold-Bearing Ore Technology*. Moscow: NITU MISIS, 2011. 420 p.
8. Zakharov B. A., Meretukov M. A. *Gold: refractory ores*. Moscow: “Ore and Metals” Publishing House, 2013. 452 p.
9. Petukhov O. F., Sanakulov K. S., Khasanov A. S., Mustakimov O. M. Redox processes in metallurgy. Tashkent: Istiklol nuri, 2013. 414 p.
10. Sanakulov K. S., Ergashev U. A. Theory and practice of mastering of processing of gold-bearing refractory Kyzylkum ores. Tashkent: State Enterprise “Scientific-Research Institute of Mineral Resources”, 2014. 286 p.
11. Abramov A. A. Ways for increase in complexity of ores and coals use and improvement of environment protection. *Ratsionalnoe osvoenie neдр*. 2012. No. 3. pp. 38–48.
12. Blanchard M., Alfredsson M., Brodholt J., Wright K., Catlow C. R. A. Arsenic incorporation into FeS₂ pyrite and its influence on dissolution: A DFT study. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 2007. Vol. 71, Iss. 3. pp. 624–630.
13. Lodeishchikov V. V. *Technology of Gold and Silver Extraction from Rebellious Ore: in two volumes*. Irkutsk: Irgiredmet, 1999. 785 p.
14. Sanakulov K. S., Ergashev U. A. Modern state and ways of development of biooxidation technology for processing of sulfide ores at Hydrometallurgical Plant No. 3. *Gornyi vestnik Uzbekistana*. 2012. No. 1(48). pp. 48–53.
15. Sanakulov K. S., Mustakimov O. M., Ergashev U. A., Akhatov N. A. About the expediency of application of combined technologies for processing of high refractory gold-sulfide ores. *Tsvetnye Metally*. 2016. No. 2. pp. 9–14. DOI:10.17580/tsm.2016.02.01
16. Adams M. D. *Gold Ore Processing: Project Development and Operations*. 2nd ed. Amsterdam: Elsevier, 2016. 980 p.
17. Emelyanov Yu. E., Bogorodskiy A. V., Balikov S. V., Epiforov A. V. The assessment of options for processing refractory flotation concentrates. *Tsvetnye Metally*. 2012. No. 8. pp. 10–12.