

ing stockyard” developed by authors allows us to use an optimal scheme of loading and unloading blending stockyard. Methods of simulation modeling and programming are used to develop the algorithm of the module.

Keywords: ore blending, blending stockyard, simulation model.

References

1. Blending of minerals. Mining Encyclopedia [Electronic resource]. Access mode: <http://www.mining-enc.ru/u/usrednenie-kachestva/>.
2. Miroshnichenko L.A., Tilepov Z.T., Gulyaev N.Y. and others. *Mestorozhdeniya zheleza Kazakhstana: spravochnik* [Iron Deposits of Kazakhstan]. Almaty: Committee of Geology and Subsoil Protection of the Ministry of Ecology and Natural Resources of the Republic of Kazakhstan, 1998. 485 p.
3. Bastan P.P., Azbel I.I., Klyuchkin E.I. *Teoriya i praktika usredneniya rud* [Theory and practice of ore blending]. Moscow: Nedra, 1979. 255 p.
4. Statsenko L.G. Ore – Flow Simulation at the entrance of the blending stockyard. *Promyshlennost' Kazakhstana* [Industry of Kazakhstan]. 2008, no. 2(47), pp. 43-47.
5. Statsenko L.G. Development of the software module «Blending stockyard model». VI International Scientific and Practical Conference «GEOTECHNOLOGY 2007: Problems and Means for Sustainable Development of Mining Industry»: Theses of reports, Almaty, 2007, pp. 115-118.
6. Gy P.M. A new theory of bed-blending derived from the theory of sampling. Development and full-scale experimental check. *International Journal of Mineral Processing*. 1981, vol. 8, pp. 201-238.
7. Robinson G.K. How much would a blending stockpile reduce variation? *Chemometrics and Intelligent Laboratory Systems*. 2004, vol.74, pp. 121-133.

УДК 669.337

КОМБИНИРОВАННЫЙ МЕТОД ПЕРЕРАБОТКИ ЗАБАЛАНСОВОЙ МЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ

Каримова Л.М.

ТОО «Инновация», г. Караганда, Казахстан

Аннотация. Рассмотрена технологическая схема переработки забалансовой медной сульфидной руды путем получения флотационного черного медного концентрата с последующим обжигом, сернокислотным выщелачиванием. Отработаны режимы переработки раствора экстракцией и получения катодной меди.

Ключевые слова: схема переработки, гранулы, медный концентрат, обжиг, выщелачивание.

Введение

Отвалы забалансовых и некондиционных руд, а также «отработанные» месторождения являются долговременным источником загрязнения окружающей среды за счет самопроизвольного выщелачивания из них меди, цинка, свинца, молибдена, мышьяка и других металлов. В решении этой проблемы ведущая роль принадлежит гидрометаллургическим способам получения цветных металлов, в частности подземному и кучному выщелачиванию. Эти способы позволяют вовлечь в переработку забалансовые и потерянные руды, которые повышают полноту и комплексность использования сырья и сокращают загрязнение окружающей среды.

Технологические разработки

Гидрометаллургические методы требуют сильных окислителей, которые являются дорогими и дефицитными, что существенно повышает себестоимость продукции.

На основании лабораторных исследований была разработана комбинированная схема переработки забалансового сырья [1].

По химическому составу забалансовая руда является высококремнистой, алюмосиликатной, в которой медные минералы руды представлены халькозином, борнитом, халькопиритом. Хими-

Таблица 1

Химический состав забалансовой медной руды, %

Cu _{общ}	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	S _{общ}	FeO	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	Ag, г/т
0,32	68,1	11,22	4,1	0,26	3,0	1,55	0,26	1,21	0,48	3,36	7

ческий состав руды представлен в табл. 1.

Измельчение руды проводили в лабораторной шаровой мельнице в течение 25, 40, 50 и 60 мин. Полученные данные представлены в табл. 2.

Флотацию проводили на флотомашине ФЛА-237 по известной схеме при расходе собирателя 50 г/т, Т-80-60 г/т, продолжительности 5 мин. Извлечение при этом составляет не менее 90% [1]. Результаты химического анализа основ-

ных компонентов концентрата приведены в табл. 3.

Таблица 2

Результаты измельчения забалансовой руды

Время измельчения, мин	Содержание класса -0,074, %
25	53,10
40	73,20
50	85,96
60	92,50

Состав и размеры составляющих фаз определены с помощью микроскопа «Niophot-21».

Образец представлен рудными и нерудными зернами, угловатыми, угловато-окатанными, окатанными кристалликами, иногда неправильной формы (рис. 1).

Таблица 3

Содержание основных компонентов в концентрате, %

Cu	S	Fe	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	SiO ₂	Al ₂ O ₃
4,3	3,49	3,18	3,05	1,52	1,20	62,04	10,46

Количество рудных составляющих определено линейным методом.

Халькопирит CuFeS₂ представлен зернами неправильной формы, часто зерна корродированы. Цвет желтый, желтоватый. Довольно часто зерна халькопирита наблюдаются в виде тесных сростков с нерудными минералами, иногда полностью заключены в них. Размеры зерен от 0,0125 до 0,25 мм.

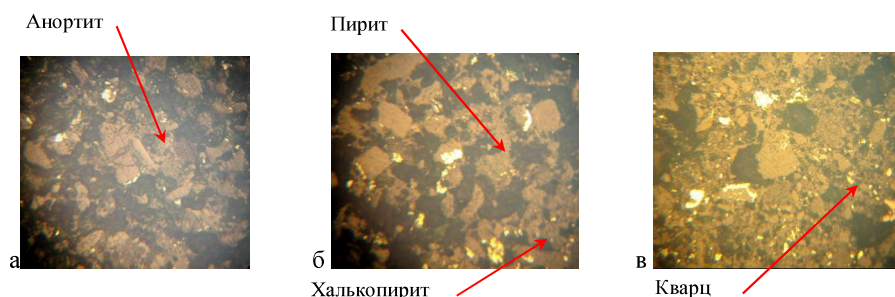


Рис. 1. Характер распределения и форма рудных и нерудных зерен в концентрате, $\times 100$

Пирит FeS₂ представлен в основном правильными зернами, в сечении, близком к квадрату. Цвет светлый. Размеры зерен от 0,01 до 0,1 мм.

Кварц SiO₂ представлен окатанными, угловато-окатанными зернами. Размеры зерен от 0,06 до 0,2 мм.

Полевые шпаты K[AlSi₃O₈] представлены таблитчатыми и неправильными угловатыми зернами. Размеры зерен от 0,02 до 0,3 мм.

Анортит Ca[Al₂Si₂O₈] представлен прямоуглыми формами с ясно выраженной спайностью. Серицит – тонкошешущатая слюда, образуется при выветривании плагиоклазов. Размеры зерен от 0,1 до 0,45 мм.

Содержание в пробе рудных минералов: халькопирита – 9,50%; пирита – 3,25%.

В центральных частях кварца наблюдаются сростки халькопирита.

Необходимым условием подготовки медного сырья к обжигу является гранулирование исходного материала. При этом большое значение имеет получение гранул, прочностные характеристики которых должны позволять выдерживать нагрузки, возникающие при транспортировке и перегрузках, а также при переработке в обжиговой печи. Концентрат подвергался окатыванию на грануляторе, в качестве связующего использовался раствор лигносульфонатов (сульфит-спиртовая барда $\rho = 1,05 \text{ г/см}^3$). Влажность гранул составляла в среднем 10%, средняя насыпная масса 1,1 г/см³. Фракции гранул необходимого размера -10 +7 мм ($d_{cp} = 8,5 \text{ мм}$) отсеивали на ситах. Сушку гранул проводили на решетке, под которую подавался нагретый до 80-105°C воздух.

В ряде стран уделяется основное внимание гидрометаллургическим и комбинированным способам извлечения меди из минерального сырья [2]. Особое место занимает сульфатизирующий обжиг [3, 4] с последующей гидрометаллургической переработкой огарка. В работах [5-7], в том числе с нашим участием [6, 7], была установлена оптимальная температура обжига, обеспечивающая получение преимущественно сульфатного огарка, пригодного для выщелачивания ценных компонентов.

Известно [8], что наиболее энергосберегающим агрегатом является шахтная печь, где создаются условия противотока обжигаемого материала иходящих газов. Поэтому исследования проводили в плотном слое гранул.

Навеска гранул флотоконцентрата при каждом опыте имела массу 50 г, которая загружалась в сетчатое дно вертикальной электрообогреваемой трубчатой печи с заранее установлен-

ной температурой 400; 550; 600; 700°C и подавался воздух со скоростью 60 м³/с компрессором через ротаметр в течение 60 мин.

В результате исследований процесса обжига и выщелачивания установлено, что достаточно высокая степень извлечения меди в раствор достигается после обжига при $t = 550-600^\circ\text{C}$. Минералогический состав обожженного флотационного концентрата представлен в табл. 4. Плотность огарка составила 2,514 г/см³, насыпная масса 1,22 г/см³.

Выщелачивание огарка проводили раствором серной кислоты с концентрацией 100 г/л при Ж:Т=4:1 и при температуре 80°C на магнитной мешалке в течение 60 мин. Извлечение меди в раствор составило 95-97%.

Раствор выщелачивания подвергался известной экстракционной переработке по схеме, состоящей из трех стадий экстракции, двух стадий промывки и двух стадий рекстракции. При экстракции использовали экстрагент Lix 984N.

Таблица 4

Минералогический состав обожженного черного флотационного концентрата, полученный при проведении рентгеноструктурного анализа

Наименование минерала	Химическая формула
Кварц	SiO ₂
Тенорит	CuO
Халькантит	CuSO ₄
Куприт	Cu ₂ O
Гематит	Fe ₂ O ₃
Парамелаконит	Cu ₄ O ₃
Феррит меди	CuFe ₂ O ₄
Борнит	Cu ₅ FeS ₄
	(Cu ₅ FeS ₄) _{0,5}
Делафоссит	CuAlO ₂

Состав раствора после экстракции наработанного при выщелачивании огарков для проведения электролиза приведён в табл. 5. Кек направляется на переработку для извлечения серебра.

Для проведения лабораторных испытаний по электролизу меди из раствора был использован электролизер, представляющий собой полипропиленовую ванну емкостью 2,0 л. Использо-

вались два свинцовых анода с добавкой 1% серебра и один титановый катод. Площадь катода составляет 0,027 м² с двух сторон. Плотность тока составляла 250 А/м², температура раствора 45-50°C, продолжительность электролиза составляла 7 сут. Выход по току – 95%. В табл. 6 представлены результаты химического анализа полученной катодной меди, которая соответствует марке МООк по большинству примесей.

Таблица 5

Химический состав медного электролита, г/л

Cu	Ni	H ₂ SO ₄	SO ₄	Cl	Pb	As	Sb	Fe	Mg	Al	Bi	Ca	Zn
49,24	<0,01	157,24	227,9	<0,13	<0,05	<0,05	<0,05	0,21	<0,01	<0,05	<0,05	0,05	<0,01

Таблица 6

Результаты химического анализа катодной меди, %

Cu	Ag	Pb	Fe	Si	Sn	Ni	Zn	Co	As
99,99	0,0034	0,00045	0,00051	0,0002	0,0001	0,0003	0,0002	0,00006	0,00018
Sb	Cr	Mn	Cd	P	Bi	Se	Te	S	P
0,00018	0,00017	0,00025	0,00006	0,00015	0,00006	0,00011	0,00006	0,0012	76,4 г/т

Исключение составляет повышенное содержание серебра, что не ухудшает эксплуатационных характеристик меди и может являться следствием растворения свинцово-серебряного анода.

Общая схема переработки забалансовой медной сульфидной руды представлена на рис. 2.

Выводы

Предложена комбинированная технология переработки медносульфидной забалансовой руды Жезказганского месторождения.

Показано, что полнота извлечения меди в черновой концентрат зависит от содержания класса – 0,074 мм и при его содержании до 90%. Флотационное обогащение проводили при расходе реагентов собирателя 80 г/т, Т – 40 г/т, времени флотации 4-6 мин.

Установлено, что достаточно высокую степень извлечения меди в условиях автогенного обжига можно достичь при условиях: $t = 500-600^\circ\text{C}$, $\tau = 40-60$ мин, $d = 8-12$ мм, гранулированном на смеси из раствора лигносульфонатов (сульфит-спиртовая барда $\rho = 1,05$ г/см³).

При выщелачивании раствором серной кислоты извлечение меди составило 95-97%.

Растворы сернокислотного выщелачивания подверглись экстракционной переработке с целью очистки от примесей.

Получена катодная медь марки МООк при плотности тока $i = 250 \text{ А/м}^2$, с выходом по току 95%.

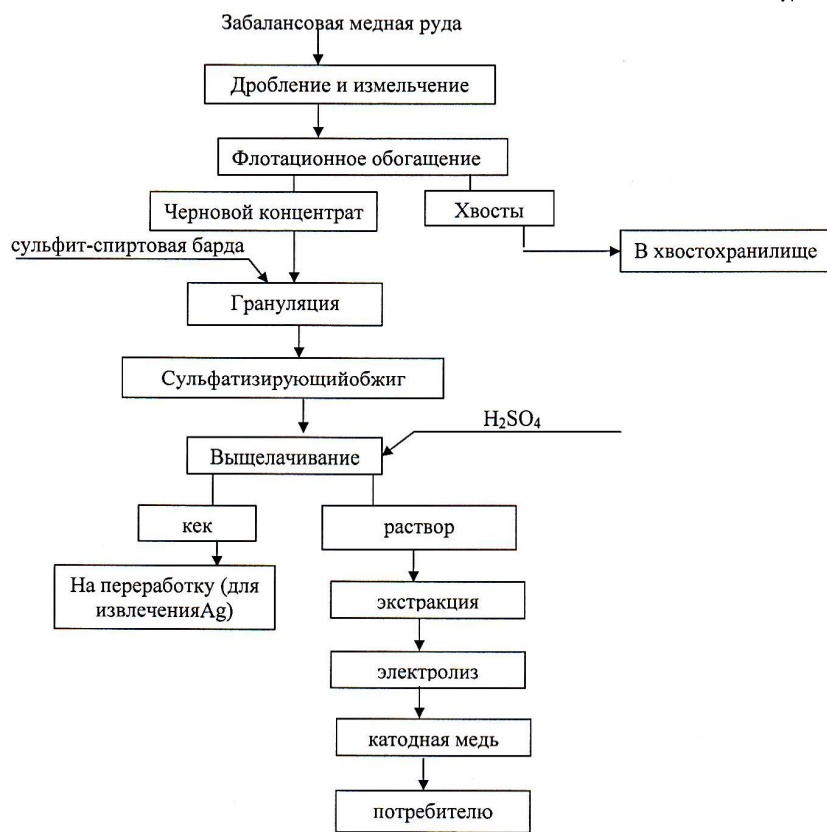


Рис. 2. Схема переработки забалансовой медной сульфидной руды

Список литературы

1. Инновационный патент 25311 РК. Способ комплексной пере-

- работки бедных забалансовых сульфидных руд и концентратов/ Жумашев К.Ж., Каримова Л.М., Кайраляпов Е.Т., Токбулатов Т.Е., Юн А.Б. Бюл. №12 от 20.12.2011.
2. Металлургия меди, никеля и кобальта / И.Ф. Худяков, А.И. Тихонов, В.И. Деев, С.С. Набойченко. М.: Металлургия, 1977. Т. 1.
3. Атабашян Е.М., Лейзерович Г.Я., Лонский И.С., Метелицына И.А. // Цветная металлургия. 1962. №8. С. 25.
4. Саргсян Л.Е., Оганесян А.М. Обжиг сульфидно-цинкового концентрата с получением преимущественно сульфатного огарка для эффективного выщелачивания // Цветные металлы. 2006. №7. С. 16.
5. Саргсян Л.Е., Оганесян А.М. Активированный сульфатизирующий обжиг халькопиритового концентрата для сернокислотного выщелачивания // Изв. вузов. Цветная металлургия. 2010. №5. С. 11-13.
6. Жумашев К.Ж., Каримова Л.М., Кайраляпов Е.Т., Имангалиева А.Т. Изучение влияния сульфатизации серной кислотой черного сульфидного концентрата для автогенности обжига // Материалы Международной научно-практической конференции «Гетерогенные процессы в обогащении и металлургии», Абишевские чтения-2011. Караганда, 2011. С. 157-160.
7. Жумашев К.Ж., Каримова Л.М., Кайраляпов Е.Т. Изучение автогенности обжига некондиционного черного медного концентрата воздухом, обогащенным кислородом // Материалы XI Междунар. науч.-практич. конф. «Фундаментальные и прикладные исследования, разработка и применение высоких технологий в промышленности». Санкт-Петербург, 2011. Т. 1. С. 170-172.
8. Букетов Е.А., Малышев В.П. Технологические процессы шахтного обжига в цветной металлургии. Алма-Ата: Наука КазССР, 1973. 352 с.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

COMBINED METHOD OF PROCESSING THE OFF-BALANCE COPPER SULPHIDE ORE

Karimova Lyutsiya Monirovna – Ph.D. (Chemistry), Leading Research Engineer LLT Innovatsiya, Karaganda, Kazakhstan. E-mail: lutsia.08@mail.ru.

Abstract. The technological scheme of processing the off-balance copper sulphide ore was considered, including separation of the rough flotation copper concentrate followed by roasting, sulfuric acid leaching. The modes were worked out for solution processing by extraction and for producing cathode copper.

Keywords: processing scheme, pellets, copper concentrate, roasting, leaching.

References

1. Zhumashev K.Zh., Karimova L.M., Kayralapov Y.T., Tokbulatov T.E., Yn A.B. The method of complex processing of poor off-balance sulfide ores and concentrates. RK Innovative patent №25311, Bull. №12 from 20.12.2011.
2. Hudyakov I.F., Tikhonov A.I., Deev V.I., Naboichenko S.S. *Metal-lurgiya medi, nikelya i kobal'ta* [Metallurgy of copper, nickel and cobalt]. Moscow: Metallurgy, 1977. Vol. 1.
3. Atbashyan E.M., Leyzerovich G.Y., Lonskaya I.S., Metelitsyn I.A. *Tsvetnaya metallurgiya* [Non-Ferrous Metallurgy], 1962, no. 8, p. 25.
4. Sargsyan L.E., Hovhannisyan A.M. Roasting sulfide zinc concentrate to produce a predominantly sulfate cinder for effective leaching. *Tsvetnye metally* [Non-Ferrous Metals], 2006, no. 7, p. 16.
5. Sargsyan L.E., Hovhannisyan A.M. Activated sulphatizing roasting of chalcopirite concentrate sulfuric acid for leaching. *Izv.*

- vuzov. *Tsvetnaya metallurgiya* [Proceedings of the universities. Nonferrous metallurgy], 2010, no. 5, pp.11-13.
6. Zhumashev K.Zh., Karimova L.M., Kayralapov Y.T., Imangaliyeva A.T. Study of influence of sulfuric acid sulfation of rough sulfide concentrate for roasting autogeny. International scientific and practical conference «Heterogeneous processes in metallurgy and enrichment» Abishevskie read, 2011. Abishevskie chtenia, 2011, pp. 157-160.
 7. Zhumashev K.Zh., Karimova L.M., Kayralapov Y.T. Study roasting autogeny of substandard rough copper concentrate by oxygen enriched air. *Materialy XI Mezhdunar. nauch.-praktich. konf. «Fundamental'nye i prikladnye issledovaniya, razrabotka i primeneniye vysokih tekhnologii v promyshlennosti»* [XI Intern. scientific and practical conf. «Fundamental and applied researches, development and application of high technology in the industry»], St. Peterburg, 2011, vol. 1, pp. 170-172.
 8. Bouquets E.A., Malyshev V.P. *Tehnologicheskie processy shahtnogo obzhiga v tsvetnoj metallurgii* [Technological processes of shaft roasting in nonferrous metallurgy]. Alma-Ata: Science of the Kazakh SSR, 1973. 352 p.
-