

С. М. ИСАБАЕВ*, Х. М. КУЗГИБЕКОВА, Е. В. ЖИНОВА, Т. А. ЗИКАНОВА

Филиал НЦ КПМС РК «Химико-металлургический институт им. Ж.Абишева»

Караганда *lab-isabaev@rambler.ru

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОКИСЛИТЕЛЬНОГО ОБЖИГА ЗОЛОТОМЫШЬЯКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДВОЙНОЙ УПОРНОСТИ¹

Для успешного применения цианистого процесса, широко используемого в практике отечественной и зарубежной промышленности для переработки сульфидных упорных и особо упорных золотосодержащих концентратов, необходима предварительная подготовка сырья для выщелачивания, т. е. удаление вредных примесей: сурьмы, мышьяка, серы и углистых веществ, которые являются сорбентами цианидных ионов золота. Наиболее изученным и широко распространенным в промышленности является окислительный обжиг, а применение для него высокоэффективного обжигового агрегата способствует решению проблемы переработки золотомышьяковых концентратов двойной упорности. С этой целью в лабораторном масштабе разработана технология агломерирующего обжига золотомышьякового углеродсодержащего концентрата на агломерационной установке. $T_{\text{макс.}} = 800-1100$ °С, достигалась за 10-20 мин и держалась в зоне 10-20 мин, разрежение изменялось от 400 до 830 мм водяного столба. Определены оптимальные параметры агломерирующего обжига: температура 800-1000 °С, продолжительность 15-25 мин. При этом степень удаления составляла, %: углерода 98,6; мышьяка 92,8; серы (десульфуризация) 97,3. В лабораторных условиях проверено цианидное и тиомочевинное выщелачивание золота из огарков с различным содержанием серы, мышьяка и углистых веществ. Показано преимущество тиомочевинного выщелачивания золота из огарков агломерирующего обжига и установлены оптимальные параметры данного процесса: температура 50 °С, продолжительность 2 ч, расход тиомочевины 3-5 кг/т, Ж:Т = 2:1. Степень извлечения золота в зависимости от содержания мышьяка, сульфидной серы и углерода при тиомочевинном выщелачивании из огарков, полученных при температуре обжига 800-1000 °С, составила 90,2-94,3 %, в то время как при применении цианида – 80,5-91,9 %.

Ключевые слова: золото, мышьяк, арсенопирит, пирит, обжиг, выщелачивание, тиомочевина.

Введение. В сложившихся на рубеже XXI в. условиях истощения запасов россыпного и богатого золотосодержащего сырья представляются актуальными поиск нетрадиционных решений и создание на их основе новых технологий получения золота из сложного, упорного и некондиционного сырья. Они содержат значительное количество серы, мышьяка, углерода с выраженной тонкой ассоциацией золота с сульфидами. Кроме того, технологии должны обеспечить комплексность извлечения в товарную продукцию максимального числа составляющих компонентов шихты при минимальных ресурсных, топливных, энергетических и транспортных затратах [1].

Стандартным методом вскрытия дисперсного золота, ассоциированного с пиритом и арсе-

нопиритом, является термообработка, к разновидностям которой относятся окислительный и диссоциирующий обжиг. При нагревании золотосодержащих сульфидов в нейтральной или окислительной среде происходит резкое изменение физической структуры минералов, т. е. образуются микротрещины и поры, которые позволяют растворителю золота проникать внутрь зерен и растворять тонкие включения золота.

Окислительный обжиг пирит-арсенопиритных золотосодержащих руд и концентратов применяется на многих золотодобывающих предприятиях Канады, США, Австралии и других стран [2]. На этих предприятиях для обжига используют технологию циркулирующего взвешенного слоя, основными параметрами которой являются: температура обжига 650-750 °С, содер-

¹Материалы статьи доложены на Международной научной конференции «Ресурсосберегающие технологии в обогащении руд и металлургии цветных металлов», г. Алматы, 14-17 сентября 2015 г.

жание серы в сырье 33-35 %, крупность материала класса $-0,036$ мм. При переработке руды, когда содержание серы достигает всего лишь 1,5 %, мышьяка 0,5 % и активного углерода – до 2 %, применяют кислородное дутьё при обжиге или для улучшения показателей добавляют уголь, или руду подвергают предварительной обработке – хлоринации. Огарок перерабатывают цианированием. Самые низкие результаты извлечения золота (60 %) достигнуты при переработке концентратов с содержанием 38,0 % мышьяка, 20,0 % серы, 64 г/т золота двухстадиальным обжигом на заводе Джардин (США). Степень извлечения золота порядка 97,3 % достигнута на предприятии Кэмпбелл-Ред-Лейк (Канада) из концентрата следующего состава: золото – 221,5 г/т, мышьяк – 6,5 %, сера – 20,5 % двухстадиальным обжигом.

В ЮАР на заводе фирмы «Эстерн Трансваль Консолидейтед» перерабатывают флото- и гравиконоцентраты, используя в первом реакторе восстановительный обжиг при умеренной температуре для снижения вероятности образования пентаоксида мышьяка. Далее огарок из первого реактора поступает во второй окислительный реактор, где обжиг проводится в сильно окислительной среде, в результате из процесса выводится сера и происходит окисление магнетита до гематита.

Окислительный обжиг в печах кипящего слоя (КС) проводят в две стадии. Первая – низкотемпературный обжиг ($400-450$ °C) с отгонкой мышьяка в виде его триоксида и вторая – высокотемпературный ($700-750$ °C) обжиг с удалением серы в виде SO_2 , а его осуществление в одну стадию при $700-750$ °C приводит к снижению показателей деарсенизации и десульфуризации. Это связано с образованием арсената железа и оплавлением огарка за счет образования эвтектик пирротина и магнетита, что оказывает влияние и является причиной низкого извлечения золота цианированием огарков (70-85 %) [3].

Недоизвлечение золота из огарков цианированием (содержание Au в хвостах может превышать исходное на порядок) определяется несколькими причинами [4]:

— наличием физически недоступных малых зерен золота ($\geq 0,3$ мкм) в поровом пространстве оксидов железа;

— наличием больших (≥ 5 мкм) зерен золота, покрытых оксидными пленками;

— наличием закрытых частиц в порообразующих минералах, не претерпевших изменений при обжиге;

— действием химического и электрохимического пассивирования золотин;

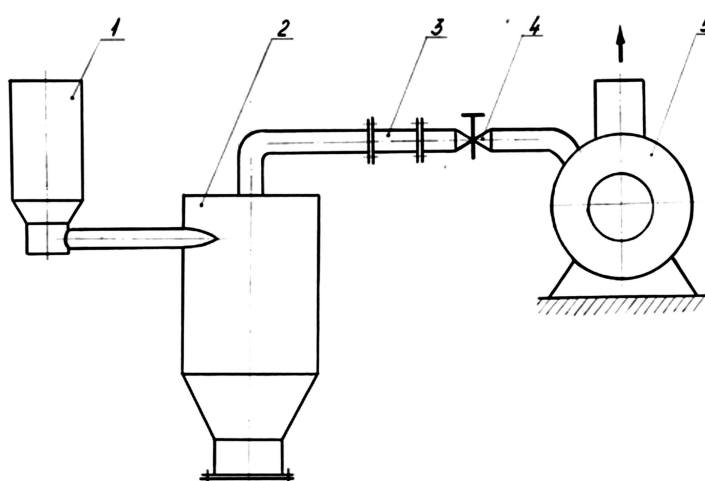
— наличием углистого вещества, не до конца выгоревшего при обжиге;

— образованием золотосодержащего пироарсенита железа $Fe_2As_2O_5$ при переработке углеродистого материала [5].

Экспериментальная часть и обсуждение результатов. В Химико-металлургическом институте им. Ж. Абишева проводятся исследования по проведению окислительного обжига на агломерационной установке с получением двух видов огарка в зависимости от их дальнейшего предназначения – извлечение цианированием на месте производства или использование в качестве флюсующей добавки при производстве цветных металлов [6].

Предлагаемый агломерирующий обжиг позволяет удалить не только мышьяк, серу, но и природный уголь, имеющий эффект «прег-роббинга», и устранить вышеуказанные причины неэффективной подготовки сырья к выщелачиванию.

Обжиг проводился на агломерационной установке в чаше диаметром 400 мм. Схема установки приведена на рисунке 1.



Аглочаша (1), пылеуловитель (2), тканевый фильтр (3), вентиль-регулятор (4), насос РМК-4 (5)

Рисунок 1 – Принципиальная схема агломерационной установки

Таблица 1 – Химический состав концентратов и шихты из гравии- и флотоконцентратов в соотношении 1:4

Концентрат/шихта	Химический состав, %										
	Fe	S	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	CO ₂	C	Прочие	Всего
Гравиоконцентрат	9,31	6,0	3,0	52,05	10,65	2,74	2,07	4,43	6,73	3,02	100
Флотоконцентрат	21,52	19,92	9,2	25,95	7,05	2,46	1,41	3,48	5,21	3,8	100
Шихта	19,08	17,14	7,96	31,17	7,77	2,52	1,54	3,67	5,51	3,64	100

Для проведения исследований использованы пробы гравии- и флотоконцентрата Васильевского месторождения. Подготовлена шихта из гравии- и флотоконцентратов в весовом соотношении 1:4. Химический состав концентратов и шихты приведен в таблице 1.

Насыпной вес гравиоконцентрата – 1,91 г/см³, флотоконцентрата – 1,88 г/см³. Содержание золота в гравитационном концентрате составляет 64,0 г/т, серебра – 24 г/т; во флотационном концентрате Au – 25 г/т, Ag – 20 г/т. Как следует из химического состава концентратов, в гравиоконцентрате содержится 17,12 % сульфидных минералов, из них 6,52 % арсенопирита. Флотоконцентрат представлен на 50,64 % сульфидами, в том числе 20,0 % FeAsS и 28,58 % FeS₂.

Компоненты шихты: 855 г гранул фракции +7-15 мм, 50 г коксика фракции 0-3 мм.

Шихта загружена равномерно по сечению чаши на постель из обожженных окатышей крупностью +7-12 мм, весом 150 г. Высота чаши 395 мм, высота слоя с постелью 110 мм. Зажигание производилось смесью из древесных опилок (75 г), керосина (75 г). Температура измерялась на глубине 150 мм от поверхности пирога. T_{макс.} = 800-1100 °C, достигнутая за 10-20 мин, и держалась в зоне 10-20 мин. Скорость движения газового потока 0,3-0,5 м/с. Время окончания процесса обжига фиксировалось по моменту снижения температуры отходящих газов на 20 °C от ее максимального значения. Разряжение изменялось от 400 до 830 мм водяного столба. Вес после обжига – 800 г. Степень удаления углерода составила 98,9 %, мышьяка – 92,8 %, а степень десульфуризации – 97,3 %.

Огарок, полученный с выходом 93,5 %, имеет следующий химический состав, %: Fe – 20,4; S – 0,5; As – 0,6; SiO₂ – 33,3; Al₂O₃ – 8,31; CaO – 2,7; MgO – 1,6; C – 0,06, прочие – 33,69.

По данным рентгенофазового анализа, он представлен в основном гематитом, о чем говорят межплоскостные расстояния на дифрактограмме: dÅ – 2,692; 2,571; 2,203; 1,836; 1,690; 1,634; 1,597; 1,484; 1,45.

Изучено влияние продолжительности обжига на пористость полученных огарков по известным методикам. Результаты опытов показывают, что наиболее благоприятные значения пористости 35-40 % отмечены в процессе проведения обжига при 800-1000 °C и продолжительности 15-25 мин.

В таблицах 2 и 3 приведены результаты исследований по тиомочевинному и цианидному выщелачиванию огарков, полученных при разных температурах агломерирующего обжига.

Процессу выщелачивания предшествовала кислотная обработка огарка, которая велась для удаления остаточного содержания мышьяка и сульфатов железа, образовавшихся в процессе обжига. Это позволило в опытах снизить расход тиомочевины, цианида и повысить извлечение благородных металлов, а также заметно снизить содержание вредных примесей в золото-содержащих растворах. Для гидрохимической переработки использована серная кислота кон-

Таблица 2 – Условия проведения и результаты опытов по выщелачиванию огарков агломерирующего обжига тиомочевинной

Условия эксперимента	Номер опыта					
	1	2	3	4	5	6
	Окислительный обжиг					
Температура, °C	700	750	800	850	900	1000
	Состав огарков					
S _{общ.} , %	1,57	2,30	3,17	0,7	0,5	0,5
As, %	0,80	0,53	0,83	1,08	0,55	0,6
C, %	0,10	0,07	0,12	0,12	0,06	0,06
Извлечение, %:	Выщелачивание тиомочевинной при температуре 50 °C, время 2 ч, Ж:Т = 2:1					
Золото	91,2	90,5	94,3	91,8	90,2	92,0
Расход ТМ, кг/т	3,5	1,7	4,0	2,8	3,0	2,9
	Состав кеков					
Золото, г/т	5,5	5,7	3,7	4,9	6,0	4,9

центрации 2,5 г/л, продолжительность выщелачивания составила 15 мин при температуре 70 °С.

В таблице 3 приведены результаты выщелачивания огарков различного состава агломерирующего обжига цианидом натрия.

Таблица 3 – Условия проведения и результаты опытов по выщелачиванию огарков агломерирующего обжига цианидом натрия

Условия эксперимента	Номер опыта					
	1	2	3	4	5	6
	Окислительный обжиг					
Температура, °С	700	750	800	850	900	1000
	Состав огарков					
S _{общ} , %	1,57	2,30	3,17	0,7	0,5	0,5
As, %	0,80	0,53	0,83	1,08	0,55	0,6
C, %	0,10	0,07	0,12	0,12	0,06	0,06
Извлечение, %:	Цианидное выщелачивание при температуре 25 °С, время 24 ч, Ж:Т = 3:1					
Золото	81,0	83,4	91,9	91,0	88,4	80,5
Расход NaCN, кг/т	5	3,7	4,9	3,7	2,7	5,9
	Состав кеков					
Золото, г/т	11,0	9,5	4,9	5,8	7,0	10,4

Таким образом, сравнение результатов таблиц показывает, что более высокие степени извлечения золота от 90,2 до 94,3 % получены тиомочевинным выщелачиванием из огарков одинакового состава по содержанию серы, мышьяка и углистых веществ при оптимальных условиях обжига и меньшем расходе растворителя.

Выводы. С увеличением объемов производства золота из упорных сульфидных руд возрастает потребность в простом, надежном и менее дорогостоящем способе переработки такого сырья. Наряду с известными технологическими схемами предлагается технология, включающая предварительный окислительный обжиг на агломерационной установке с последующим гидрометаллургическим переделом огарка с целью извлечения золота. Определены оптимальные параметры агломерирующего обжига: температура 800-1000 °С, продолжительность 15-25 мин, разряжение 400-830 мм водяного столба, при которых степень удаления углерода составила 98,6 %, мышьяка – 92,8 %, а степень десульфуризации – 97,3 %. Данные лабораторных опытов по извлечению золота из огарков

агломерирующего обжига показывают преимущество тиомочевинного выщелачивания. Установлены следующие оптимальные параметры извлечения золота из огарков агломерирующего обжига выщелачиванием раствором тиомочевины: температура 50 °С, продолжительность 2 ч, расход тиомочевины 3-5 кг/т, Ж:Т = 2:1. При этих условиях достигнута степень извлечения золота в раствор 90,2-94,3 %.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Богинская А.С., Петров Г.В., Бодуэн А.Я., Мардарь И.И. Современное состояние переработки упорных золотосодержащих руд и перспективы его развития // Комплексное использование минерального сырья. – 2013. – № 2. – С. 11-17.
- 2 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и металлы, 2013. – 452 с.
- 3 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота из упорных руд. – Иркутск: Иргиредмет, 1999. – Т. 1, 2. – 786 с.
- 4 Транкозо Д., Ушаков Н.Н., Сапрыгин А.Ф., Кушакова Л.Б. Причины и пути снижения потерь золота при цианировании продуктов обжига мышьяково-углистых золотосодержащих руд // Цветные металлы. – 2006. – № 5. – С. 29-31.
- 5 Chryssolis S., McMullen J. Developments in mineral processing. Ed. M. Adams / Elsevier, 2005. – P. 21-67.
- 6 Исабаев С.М., Кузгибекова Х.М., Зиканова Т.А., Жинова Е.В., Жилина И.М., Шаркаев С.В. Влияние параметров окислительного агломерирующего обжига особо упорного золотомышьяковистого концентрата на качество получаемого огарка // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2014): тр. Междунар. совещ. – Алматы, 2014. – С. 293-296.

REFERENCES

- 1 Boginskaya A.S., Petrov G.V., Boduehn A.Ya., Mardar' I.I. *Sovremennoe sostoyanie pererabotki upornykh zolotosoderzhashchikh rud i perspektivy ego razvitiya* (The current state of processing of refractory gold ores and its development prospects) *Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ya = Complex using of mineral resources*. 2013. 2. 11-17 (in Russ).
- 2 Zakharov B.A., Meretukov M.A. *Zoloto: upornye rudy* (Gold: refractory ores.) Moscow: Rudy i metally (Ore and Metals) 2013. 452 (in Russ).
- 3 Lodeyshchikov V.V. *Tekhnologiya izvlecheniya zlota iz upornykh rud*. (The technology of extracting gold from refractory ores). Irkutsk: Irgiredmet. 1999. 1, 2. 786 (in Russ).
- 4 Trankozo D., Ushakov N.N., Saprygin A.F., Kushakova L.B. *Prichiny i puti snizheniya poter' zlota pri tsianirovanii produktov obzhiga mysh'yakovo-uglistykh zolotosoderzhashchikh rud* (The causes and ways to reduce the losses of gold at cyanidation

calcine of arsenic-carbonaceous gold ores). *Tsvetnye metally = Non-ferrous metals*. **2006**. 5. 29-31 (in Russ.).

5 Chrysosolis S., McMullen J. *Developments in mineral processing*. Ed. M. Adams Elsevier. **2005**. 21-67 (in Eng.).

6 Isabaev S.M., Kuzgibekova Kh.M., Zikanova T.A., Zhinova E.V., Zhilina I.M., Sharkaev S.V. *Vliyanie parametrov okislitel'nogo aglomeriruyushchego obzhi-ga osobo upornogo zolotomyshe'yakovistogo kontsen-trata na kachestvo poluchaemogo ogarka*. (Influence

of parameters of oxidative roasting agglomeration of particularly hard gold-arsenical concentrate on the quality of obtained cinder). *Trudy Mezhdunar. Soveshch.: Progressivnye metody obogashcheniya i kompleksnoj pererabotki prirodnogo i tekhnogennogo mineral'nogo syr'ya – Plaksinskie chteniya – 2014*. (Proceedings of the Intern. Workshop: Advanced techniques of beneficiation and complex processing of natural and technogenic mineral raw materials – Plaksin readings – 2014), Almaty, **2014**. 293-296 (in Russ.).

ТҮЙІНДЕМЕ

Отандық және шетелдік өндірістер тәжірибесінде кең қолданылатын циандау үрдісі – алтынның заманауи металлургиясының негізі болып табылады. Сульфидті берік және аса берік алтынқұрамдас концентраттарды өңдеу үшін циандау үрдісін табысты қолдануда сілтісіздендіру үшін шикізатты алдын ала дайындау қажеттілігі туындайды, яғни алтынның цианды иондарының сорбенттері (сіңірушілері) болып табылатын сүрме, күшән, күкірт және көмірлі заттар сияқты зиянды қоспаларды бөліп шығару қажет. Қышқылдандыратын күйдіру әдісі өнеркәсіпте едәуір зерттелген және кеңінен таралған әдістердің бірі, ал жоғары тиімді күйдіру агрегатын пайдалану беріктігі екі еселік алтынкүшәнді концентраттарды қайта өңдеу өзекті мәселесінің шешімі болып табылады. Зертханалық аумақта алтынкүшәнді көміртекті концентратты агломерациялық күйдірудің технологиясы әзірленген. Агломерациялық күйдірудің оңтайлы өлшемдері анықталды: $T_{\text{макс.}} = 800-1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ көрсеткішіне 10-20 мин ішінде қол жеткізілді және аталған көрсеткіш 10-20 мин аймағында сақталды. Тоқтан айырылу мөлшері су бағанасының 400-ден бастап 830 мм дейін өзгеріп отырды. Көміртектен айыру дәрежесі 98,6 %-ды құраса, күшәннен айыру дәрежесі 92,8 %-ды, ал десульфуризация дәрежесі 97,3 %-ды құрады. Түрлі күкірт, күшән және көмірлі заттар құрамдас тұқылдардан цианидті және тиомочевинді сілтісіздендіру зертханалық жағдайда тексерілген. 800-1000 $^{\circ}\text{C}$ күйдіру кезінде алынған тұқылдардан тиомочевинді сілтісіздендіру жағдайында алтынды өндіру дәрежесі күшән, сульфидті күкірт пен көміртектің құрамына байланысты 90,2-94,3 %-ды құрады. Цианидті қолдану кезінде күшән, сульфидті күкірт пен көміртектің құрамына байланысты ерітіндіге алтын алу дәрежесі 80,5-91,9 %-ды құрады.

Түйінді сөздер: алтын, күшән, арсенопирит, пирит, күйдіру.

SUMMARY

To successful use of cyanidation process widely applied by native and foreign industries for processing of sulphide persistent and high persistent gold-bearing concentrates it is necessary to prepare raw material for lixiviation. That is preliminary removing such harmful admixtures as antimony, arsenic, sulphur and carbonaceous substances which are the sorbents of cyanide gold ions. The oxidative firing is the most studied and widely used in the industry method and use for it high-performance firing aggregate contributes to solving the problem of processing gold-concentrates of Dual Thrust. Technology of agglomerating roasting of gold-arsenic carbon-containing concentrate in agglomeration apparatus has been worked out during the laboratory testing. $T_{\text{max.}} = 800-1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ was reached in 10-20 min. and kept in the zone 10-20 min, discharging changed from 400 to 830 mm water column. Optimal parameters of agglomerated roasting were determined: $T_{\text{optimal}} = 800-1000\text{ }^{\circ}\text{C}$, time = 15-25 min. At that degree of admixtures removing was, %: carbon – 98,6; arsenic – 92,8; desulphurization – 97,3. Cyanide and thiourea leaching of gold from the cinders containing different percentage of sulphur, arsenic and carbonaceous substances was tested in the laboratory conditions. The degree of gold extraction into the solution from the cinders obtained after the roasting at $T\ 800-1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ at the thiourea leaching was 90,2-94,3 % depending on the content of arsenic, sulphide sulphur and carbon, and the degree of gold extraction at using cyanide was 80,5-91,9 %. So, advantage of thiourea gold leaching from cinders of agglomerating roasting is shown and optimum parameters of the given process are established: temperature 50 $^{\circ}\text{C}$; duration 2 hours; thiourea consumption 3-5 kg/t; L:S = 2:1.

Key words: gold, arsenic, arsenopyrite, pyrite, roasting, leaching.

Поступила 20.08.2015

