

УДК 669.1

**ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА И МЕДИ ИЗ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ  
ТАРРОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ АВТОКЛАВНЫМ ОКИСЛЕНИЕМ**

**Ш. Бобозода<sup>1</sup>, И. Р. Бобоев<sup>2</sup>, Л. С. Стрижко<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Министерство промышленности и новых технологий, E-mail: boboevi@mail.ru,  
просп. Рудаки, 22, 734012, г. Душанбе, Республика Таджикистан

<sup>2</sup>Национальный исследовательский технологический университет “МИСиС”,  
E-mail: sls\_2007.47@mail.ru,  
Ленинский просп., 4, 119049, г. Москва, Россия

Представлены результаты вещественного анализа золото-медно-мышьяковистого флотационного концентрата. Выполнены исследования по извлечению золота и меди из флотоконцентрата с применением автоклавного выщелачивания. Установлено, что максимальное извлечение меди и золота при оптимальных условиях достигает 92 и 96 % соответственно. Рентабельность предлагаемой технологической схемы подтверждена технико-экономическими расчетами.

*Золото, медь, мышьяк, упорные флотоконцентраты, автоклавное окисление, щелочная обработка при атмосферном давлении, цианирование, извлечение*

Сульфидные руды Тарроурского месторождения (Таджикистан) — упорные, богатые, сложного вещественного состава, золото-медно-мышьяковистые — по технологическим особенностям подразделяются на низко- и высокомышьяковистые. Наибольший интерес представляют высокомышьяковистые руды. Результаты минералогических исследований данной руды (китайская корпорация Zijin Mining Group) приведены в табл. 1. Основные минералы руды Тарроурского месторождения — это халькопирит, пирит и арсенопирит. Около 94,3 % минералов от общей массы рудных находятся в сульфидной форме. Ценными компонентами руды являются: Cu — 0,45–0,77 %, As — 1,2–1,85 % и Au 4,6–6,2 г/т.

Переработка руды на базе таджикско-китайского золоторудного комбината (СП “Зарафшон”) велась по комбинированной обогатительно-гидрометаллургической схеме: руда измельчалась и подвергалась флотации с получением коллективных золото-медно-мышьяковистых концентратов. Выход флотоконцентрата составлял 8,5–11 %, извлечение меди и мышьяка во флотоконцентрат — 67–76 и 44–50 % соответственно. Далее хвосты флотации с содержанием в них 0,8–1,4 г/т золота направлялись на прямое цианирование для извлечения золота. Концентраты с содержанием золота 40–85 г/т до 2014 г. вывозились на переработку в Китай. Позже нормативные документы по вывозу за пределы Таджикистана концентратов даже при условии отсутствия технологии их рентабельной переработки внутри страны были ужесточены, в связи с чем на базе СП “Зарафшон” переработка сульфидной упорной руды временно приостановлена.

Работа проведена при финансовой поддержке министерства образования и науки Российской Федерации в рамках выполнения обязательств по Соглашению о предоставлении субсидии от 2 ноября 2015 г. № 14.581.21.0019 (уникальный идентификатор соглашения RFMEFI58115X0019).

ТАБЛИЦА 1. Минералогический состав сульфидной руды, %

Рудный минерал		Нерудный минерал	
Халькопирит	2.0	Доломит	52.2
Пирит	6.2	Кварц	13.6
Арсенопирит	4.2	Серпентин	6.2
Тетраэдрит	0.1	Пироксен	4.9
Гематит	0.5	Флогопит	3.6
Магнетит	0.3	Тремолит, хлорит	2
Джемсонит, рутил, титонит, циркон	< 0.2	Слюды, плагиоклазы	1
		Волластонит, биотит	< 0.1

Результаты фазового анализа исходной руды представлены в табл. 2.

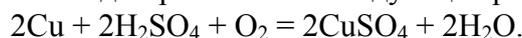
ТАБЛИЦА 2. Результаты фазового анализа руды (1994 г., Иргиредмет)

Нахождение золота	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Свободное	0.02	0.3
Частичное раскрытое в сростках	2.72	53.4
Заклоченное: в сульфидах	1.67	32.8
карбонатах	0.24	4.8
силикатах	0.44	8.7
Общее	5.09	100

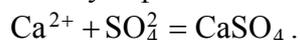
Китайской корпорацией Zijin Mining Group совместно с сотрудниками НИТУ “МИСиС” ведутся исследования по разработке рентабельной технологии переработки флотоконцентратов Таррорского месторождения. Опробовано тиомочевинное выщелачивание (извлечение Au 62%), окислительный (и сульфидирующий [1, 2]) обжиг – цианирование (или аммиачное цианирование) (74%) [3, 4]. Основные причины, по которым эти технологии не были приняты к внедрению, — экономические и экологические. Как показали предварительные результаты, наиболее рентабельной является технология автоклавного окисления (АО), которая внедрена на ГК “Южуралзолото” при переработке флотоконцентратов Березняковского месторождения (Челябинская обл.) [5–8].

Цель данного исследования — разработать эффективную технологическую схему переработки флотоконцентратов Таррорского месторождения.

Предлагаемая технологическая схема включает в себя автоклавное окисление для перевода меди в раствор, окисление сульфидов и вскрытие тонкодисперсного золота. В процессе автоклавного окисления растворение меди протекает по следующей реакции [6, 9–12]:

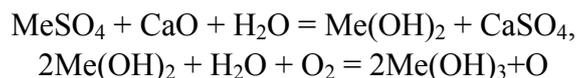


Процесс интенсифицируется при высоких температурах и давлениях. Однако повышение температуры, с одной стороны, способствует усилению процесса растворения меди и окислению сульфидов, с другой — образованию сульфатов кальция:



Данное явление обнаружено при повышении температуры более 110 °С. Наблюдалось образование гипсовых отложений на трубах и внутренних частях автоклава, поэтому приходилось часто останавливать автоклав и осуществлять очистку, что снижало его производительность и приводило к преждевременному разрушению дорогостоящей футеровки. В этой связи решено проводить автоклавное окисление при температуре 95 ± 10 °С.

Кек автоклавного окисления предлагается подвергать предварительной щелочной атмосферной обработке для перевода оставшейся части сульфидов в инертную форму, не влияющую на кинетику последующего процесса цианирования и не взаимодействующую с цианидом. В процессе щелочной атмосферной обработки неокислившаяся часть сульфидов металла переходит в  $\text{MeSO}_4$ . Эти соединения вступают в реакции [12]:



и переходят в осадок в виде гидроксида. После обработки пульпа направляется на процесс цианирования.

### МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

*Исследование вещественного состава.* Минеральный состав изучен оптическим методом на установке “Axio Imager” A1/M1 (Германия), элементный рентгеноспектральный микроанализ выполнен на установке “Superprobe-8100” (Jeol, Япония), минералогический анализ минералов — на установке MLA 650 (FEI Company, Германия), рентгенофазовый анализ — на установке ARL 9900 Workstation IP3600 (Япония). Фазовый анализ изучен по методике Иргиредмет. Химический анализ на содержание золота осуществлен на плазменном оптическом эмиссионном спектрометре ICP-OES с применением атомно-абсорбционного спектрофотометра AA-7000 (Япония).

*Технологические исследования.* Концентрат измельчали в лабораторной бисерной мельнице PE-075. Крупность определяли на лазерном анализаторе частиц Mastersizer 2000 E. Исследование по автоклавному окислению флотоконцентрата проведено в реакторе с рабочим объемом 3 дм<sup>3</sup>. 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 с поддержанием давления на уровне 0.8–1.0 МПа. Началом опыта считался момент подачи кислорода.

Опыты осуществляли при температуре 95 °С. После выщелачивания полученную пульпу фильтровали, промывали водой и высушивали при температуре 60–80 °С. В фильтрате определяли концентрацию кислоты, меди, железа и мышьяка, в кеках — остаточное содержание меди и формы серы. Исходя из результатов вещественного анализа, для разработки технологии извлечения целевых компонентов (Cu и Au) из флотоконцентратов Таррорского месторождения, предложены сравнительные лабораторные схемы (рис. 1).



Рис. 1. Лабораторные технологические схемы: А — прямое цианирование кека автоклавного окисления; Б — предварительная обработка при атмосферном давлении с последующим цианированием; В — предварительная щелочная обработка при атмосферном давлении с последующим цианированием

## РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Таррорский флотационный концентрат — сульфидный золото-медно-мышьяковистый продукт. Ценными компонентами флотоконцентрата являются медь и золото (табл. 3).

ТАБЛИЦА 3. Химический состав концентрата, %

Компонент	Содержание	Компонент	Содержание
Cu	3.9	TiO <sub>2</sub>	0.19
Fe	20.99	MnO	0.08
As	7.22	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.14
S	17.11	CO <sub>2</sub>	16.28
CaO	12.14	Щелочные металлы	0.74
MgO	5.57	Золото, г/т	51.40
SiO <sub>2</sub>	6.10	Серебро, г/т	125.48
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.87		

Прямое сорбционное цианирование проводили при отношении Ж : Т = 2 : 1, загрузке CaO — 2 кг/т, NaCN — 1 г/л, загрузке угля — 5 % об., продолжительности 8 ч; атмосферную обработку — при Ж : Т = 3 : 1, загрузке CaO — 100 г/кг кека, температуре 95 °С, продолжительности 2 ч. Щелочную атмосферную обработку выполняли при Ж : Т = 3 : 1, загрузке CaO — 100 г/кг кека, температуре 95 °С, продолжительности 2 ч.

Изучено распределение золота и других компонентов по классам крупности на основе пробирного анализа (табл. 4). Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото преимущественно мелкое. Характер его вкрапленности в минеральные компоненты концентрата показывает (рис. 2), что золото ассоциируется в большей степени с сульфидами, менее — с оксидами железа.

ТАБЛИЦА 4. Распределение металлов по классам 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

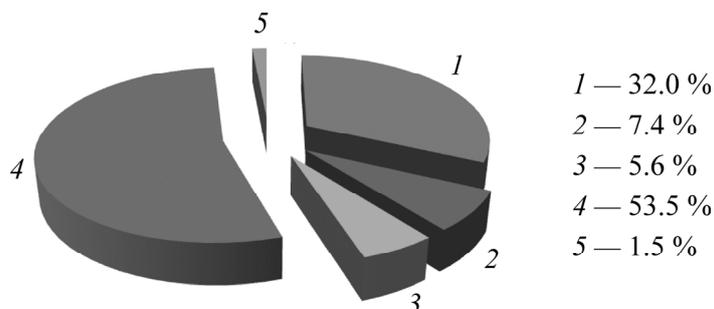


Рис. 2. Фазовый анализ флотационного концентрата: 1 — свободное; 2 — в сростках; 3 — покрытое пленками оксидов и гидроксидов железа; 4 — в сульфидах; 5 — в силикатной минеральной матрице

Результаты исследования по изучению кинетики автоклавного окисления флотоконцентрата Таррорского месторождения приведены в табл. 5. Установлено, что оптимальным является осуществление процесса автоклавного выщелачивания при крупности – 0.020 (85 %) и продолжительности 4 ч.

ТАБЛИЦА 5. Результаты автоклавного окисления флотконцентрата

Крупность, мм	Продолжительность АО, ч	Остаточная $C_{H_2SO_4}$ в растворе, г/л	Массовая доля $S_{\text{сульфид}}$ , %	Степень окисления сульфидов, %	Извлечение, %	
					Cu	As
–0.074 (68 %)	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	<b>159</b>	<b>8.5</b>	<b>46.2</b>	<b>80</b>	<b>63</b>
–0.020 (85 %)	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	<b>117</b>	<b>4.1</b>	<b>74.1</b>	<b>92</b>	<b>67</b>
	5	151	3.7	76.6	93	72
	6	162	3.6	77.2	95	75
	7	176	2.4	84.8	97	79

Твердые остатки автоклавного окисления отправлялись на последующие операции по схеме, представленной на рис. 1. Результаты исследования отражены в табл. 6. Видно, что предварительная щелочная атмосферная обработка позволила за 8 ч достичь показателей по извлечению золота на уровне 96 % при расходе цианида 4.6 кг/т.

ТАБЛИЦА 6. 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	Без обработки	79.8	50.4	38	9.7	Кеки АО после 7 ч (см. табл. 4)
	Обработка при атмосферном давлении	82.1	57.3	31	10.4	
	Щелочная обработка при атмосферном давлении	80.4	13.0	84	4.4	
–0.020	Без обработки	86.3	41.4	53	9.0	Кеки АО после 4 ч (см. табл. 4)
	Обработка при атмосферном давлении	88.7	66.8	26	8.5	
	<b>Щелочная обработка при атмосферном давлении</b>	<b>87.2</b>	<b>3.5</b>	<b>96</b>	<b>4.6</b>	

## ВЫВОДЫ

Для исключения образования гипсовых отложений при окислении флотоконцентратов в автоклавах предложена технологическая схема, включающая сверхтонкое измельчение, автоклавное окисление при температуре менее 100 °С, щелочную атмосферную обработку кека автоклавного окисления и сорбционное цианирование.

Характер вкрапленности золота в минеральные компоненты флотоконцентрата показывает, что оно ассоциируется в большей степени с сульфидами, менее — с оксидами железа.

Щелочная атмосферная обработка необходима для перевода оставшейся после автоклавного окисления части сульфидов в инертную форму, которая не влияет на кинетику последующего процесса цианирования и не взаимодействует с цианидом.

Предварительная щелочная атмосферная обработка позволила за 8 ч достичь показателей по извлечению золота на уровне 96 % при расходе цианида 4.6 кг/т.

Установлено, что оптимальным является осуществление процесса автоклавного выщелачивания при крупности –0.020 (85 %) и продолжительности 4 ч.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Бобоев И. Р., Стрижко Л. С., Бобозода Ш., Горбунов Е. П.** Исследование сульфидирующего обжига для удаления мышьяка из скородита при переработке упорных окисленных золотосодержащих руд // Цв. металлы. — 2015. — № 8. — С. 36–40.
2. **Бобоев И. Р., Стрижко Л. С., Бобозода Ш., Горбунов Е. П.** Кинетические исследования процесса сульфидирующего обжига скородита при переработке упорных окисленных золотосодержащих руд // Металлы. — 2016. — № 2. — С. 3–6.
3. **Стрижко Л. С., Бобозода Ш., Бобоев И. Р., Бергер Б. Р.** Извлечение золота из золото-медьсодержащего сырья // Цв. металлы. — 2014. — № 6. — С. 37–41.
4. **Бобоев И. Р., Бобозода Ш., Стрижко Л. С.** Выщелачивание упорных окисленных золотых руд, содержащих медь // Металлург. — 2015. — № 10. — С. 78–80.
5. **Lauri R., Jari A., Olof F.** Pressure oxidation of pyrite-arsenopyrite refractory gold concentrate, Physicochem. Probl. Miner. Process, 2013, Vol. 49, No. 1. — 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, Minerals Engineering, 2016, Vol. 89, April. — 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. of Mineral Processing, 2014, Vol. 128, No. 10, April. — P. 48–54.
8. **Богородский А. В., Баликов С. В., Емельянов Ю. Е., Копылова Н. В.** Автоклавное окисление сульфидных золотосодержащих концентратов // Цв. металлы. — 2011. — № 4. — С. 68–72.
9. **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.
10. **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 Technology, TMS, Orlando, 2015. — P. 53–62.
11. **Fleuriault C. M., Anderson C. G., Shuey S.** Iron phase control during pressure oxidation at elevated temperature, Minerals Engineering, 2016, Vol. 98, November. — P. 161–168.
12. **Захаров Б. А., Меретуков М. А.** Золото: упорные руды. — М.: Руда и Металлы, 2013. — 452 с.

*Поступила в редакцию 18/VIII 2016*