

Вэн Яфен, У.Д. Изабаев, А.К. Укубаев, Е.А. Заварухина

## ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ СУЛЬФИДОВ МЕДИ ИЗ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА

**Аннотация.** Рассмотрена технология флотационного обогащения сульфидного золотосодержащего сырья на примере руды месторождения «Талдыбулак Левобережный». Приведены особенности вещественного состава исследуемого материала, фазовый состав основных металлов, представляющий практический интерес. Представлены эффективные результаты флотационного обогащения руды. Однако полученный в процессе (достаточно богатый) золотосодержащий концентрат содержит значительное количество меди, которая при дальнейшем цианидном выщелачивании золота вызывает ряд определенных затруднений. На основании большого объема проверочных исследований проведено подтверждение и внедрение новой технологии обогащения. Обоснована необходимость и эффективность расширения технологической цепочки флотации руды путем добавления цикла селективной флотации минералов меди из золотосодержащего флотоконцентрата. Такое попутное выведение меди из технологического цикла перед выщелачиванием позволит снизить ее отрицательное воздействие на процесс, и кроме того, получить дополнительный ликвидный продукт — золотосодержащий медный концентрат. Выполнено детальное сравнение двух технологий (базовой и рекомендуемой) по получаемым техническим показателям.

**Ключевые слова:** флотация, золото, извлечение, выщелачивание, селективность, цианиды, экология, комплексное использование, рациональность.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-7-0-139-145

Вопрос комплексного использования золотосодержащего минерального сырья представляется одним из самых глубоких и сложных. Находящиеся в золотосодержащих рудах и концентратах ценные компоненты в виде серебра, тяжелых цветных металлов (медь, свинец, цинк, сурьма), а также неметаллические элементы, способны представлять практическую значимость.

Преимущество флотационного способа обогащения, как метода извлечения золота, выражается в возможности извлекать в концентрат не только свободное золото, но и золото, заключенное в сульфидах. Зачастую извлечение золота во флотационный концентрат находится на высоком уровне, а хвосты флотации

содержат незначительное количество золота и могут быть направлены в отвал. Безусловно, извлекать золото из концентрированного продукта гораздо проще по сравнению с общим объемом сырья.

Исследованиями в области обогащения золота занимались такие ученые, как И.Н. Плаксин, В.В. Лодейщиков, С.И. Польшкин, Э.В. Адамов, С.И. Митрофанов, Г.И. Войлошников, В.А. Чантурия, Е.Л. Чантурия, Ю.П. Морозов, Н.В. Воробьев — Десятковский, Г.В. Седельникова, А.А. Абрамов, А.В. Богданович, О.С. Богданов, В.А. Бочаров, К.Н. Трубецкой, В.А. Игнаткина, К.В. Федотов, Т.Н. Александрова, В.З. Козин, О.Н. Тихонов, Е.Г. Ожогина, Я.М. Шнеерсон, А.В. Кур-

ков, С.И. Евдокимов, Г.И. Газалеева, А.А. Солоденко, В. С. Стрижко и др. [1–6].

Целью данной работы послужило создание эффективной, малоопасной и экономичной технологии обогащения сульфидной золотосодержащей руды на предприятии «Алтынкен». Компания ОсОО «Алтынкен» с 2006 г. ведет деятельность по добыче, переработке и производству золота и других цветных металлов. На данный момент общество в основном занимается освоением месторождения «Талды-булак Левобережный», которое располагается в Чуйской области Кыргызской Республики, в 120 км к востоку от г. Бишкек и в 12 км к югу от п. Орловка в предгорьях Тянь-Шаньского хребта на севере Кыргызстана. Месторождение было открыто еще в 1963 г., а с 1977 г. начались системные геологические исследования. Месторождение «Талдыбулак-Левобережный» является третьим по масштабам золоторудным месторождением Кыргызстана.

Извлекаемыми ценными элементами в руде вышеописанного месторождения являются золото, серебро и медь. Согласно результатам фазового анализа

золото на 74% представлено в свободном виде, порядка 15% золота вкраплено в сульфиды (табл. 1). Содержание сульфидов в руде достаточно высокое, максимальное содержание пирита в некоторых пробах достигает 45%, но наряду с этим, часть зерен пирита чрезвычайно микроскопична с размерами менее 0,5 мм. Медь в подавляющем большинстве находится в первичных сульфидах. Усредненное содержание халькопирита составляет порядка 1,4%. Высокое содержание сульфидов и тонкая их вкрапленность оказывают значительное влияние на результаты обогащения.

Степень окисления золотосодержащих руд низкая. Признаки окисления сульфидов не обнаружены, лишь случайно при минералогическом исследовании выявлено небольшое количество дигенита. Залежи по типу руд относятся к золотосодержащим сульфидным месторождениям. Отдельно стоит отметить, что золотосодержащие руды месторождения «Талдыбулак Левобережный» содержат небольшое количество вредного элемента — мышьяка. Обогащение такой руды на золотоизвлекательной фабрике

Таблица 1

**Вещественный состав золотосодержащей руды месторождения «Талдыбулак Левобережный»**

**Material constitution of gold-bearing ore from Taldybulak Levoberezhny deposit**

Результаты анализа основных элементов						
Элемент	Au (г/т)	Cu (%)	S <sub>общ</sub> (%)	As (%)	Ag (г/т)	Fe (%)
Содержание	5,88	0,24	7,68	0,092	8,52	9,75
Результаты фазового анализа золота						
Элемент	Свободное	Окисленные руда и карбонатные минер.	Сульфиды	Силикаты	Всего	
Содержание золота (г/т)	4,25	0,47	0,88	0,11	5,71	
Распределение (%)	74,43	8,23	15,41	1,93	100,0	
Результаты фазового анализа меди						
Элемент	Свободные оксиды	Связанные оксиды	Вторичные сульфиды	Первичные сульфиды	Всего	
Содержание меди (%)	0,004	0,004	0,015	0,2	0,22	
Распределение (%)	1,79	1,79	6,73	89,69	100,0	



Рис. 1. Принципиальная схема флотационного обогащения золотосодержащей руды месторождения «Талды-Булак Левобережный»

Fig. 1. Schematic diagram of flotation enrichment of gold-containing ore deposits «Taldy-Bulak Levoberezhny»

ОсОО «Алтынкен» осуществляется методом флотации, с одним циклом первичной флотации, одним циклом вторичной флотации и двумя циклами контрольной перечистки (рис. 1).

Фактические результаты обогащения достигаются при этом вполне удовлетворительные, из исходной руды с содержанием золота 5,354 г/т получен флотационный концентрат с извлечением золота в него 95% и содержанием золота 30 г/т (табл. 2).

Далее по технологической цепочке золотосодержащий флотоконцентрат подвергается доизмельчению с замкнутым циклом классификации до 80% –0,047 мм.

Слив из гидроциклонов самотеком поступает на сгущение до плотности 40% и далее направляется в чаны выщелачивания. Верхний слив сгущения перед выщелачиванием насосом попадает в резервуар оборотной воды для повторного использования в процессе флотации. Выщелачивание золота осуществляется методом цианирования, по-

казатель pH в пределах 10,5–11, время выщелачивания цианированием составляет 48 ч. В чаны выщелачивания добавляется активированный уголь для сорбции выщелоченного золота.

Хвосты цианирования обезвреживаются и пульповым насосом сбрасываются в хвостохранилище хвостов цианирования.

В процессе апробации проектной технологии обогащения было выявлено, что даже сверхтонкое измельчение золотосодержащего флотоконцентрата не обеспечивает полное вскрытие мелкого (тонкого) золота, что приводит к недостаточному извлечению при цианировании флотоконцентрата — 83,60%. Следовательно, сквозное извлечение золота снизится до значения 79,42%, которое несравненно ниже желаемого.

Вместе с тем, как можно заметить из данных табл. 2, в технологическом процессе производимый золотосодержащий концентрат содержит 1,1–1,3% меди. Как известно, медь выступает в

Таблица 2

Результаты флотационного обогащения золотосодержащей руды  
Data of gold ore flotation

Продукты	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
		Au, г/т	Ag, г/т	Cu, %	Au, г/т	Ag, г/т	Cu, %
Концентрат	16,95	30,00	24,80	1,15	95,00	95,00	81,22
Хвосты	83,05	0,32	0,27	0,05	5,00	5,00	18,78
Руда	100,00	5,354	4,425	0,24	100,00	100,00	100,00

Таблица 3

**Результаты флотационного обогащения золотосодержащей руды с дополнительным циклом селективной флотации медных минералов**  
**Data of gold ore flotation with the additional cycle of selective flotation of copper minerals**

Продукты	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Au, г/т	Cu, %	Au	Cu
Медный концентрат	1,58	203,69	14,00	60,00	92,00
Пиритный концентрат	14,31	13,09	0,07	35,00	4,00
Хвосты	84,11	0,32	0,01	5,00	4,00
Руда	100,00	5,354	0,24	100,00	100,00

роли вредной примеси, ухудшающей показатели извлечения золота при цианировании. Такое высокое содержание меди при выщелачивании золотосодержащего концентрата требует большого расхода цианида. Следовательно, возрастает расход хлорной извести для обезвреживания хвостов цианирования (порядка 50 кг/т концентрата). Вдобавок, медь наряду с золотом неизбежно переходит в раствор, насыщая собой раствор выщелачивания и активированный уголь. А процесс десорбции угля с высоким содержанием меди и электролиз требуют больше времени и энергии, вследствие чего процесс регенерации угля усложняется, а также снижается его адсорбционная способность. В итоге снижается эффективность переработки. Подробное описание причин, вызывающих потери цианида и щелочи, а также взаимодействия цианида с сопутствующими минералами дает в своих работах И.Н. Плаксин [6].

В 2015 г. с учетом текущего этапа строительства предприятия на месторождении «Талдыбулак Левобережный», проектной компанией при корпорации «ЦзыЦзинь» были проведены экспериментальные технологические исследования. В результате на основе существующей технологии обогащения руды эксплуатируемого месторождения после схемы коллективной флотации внедряется дополнительная технологическая операция — селективная флотация сульфидов

меди из коллективного концентрата и его обезвреживание. Данная технология обеспечивает получение дополнительной продукции — золотосодержащего медного концентрата. Золотосодержащий медный концентрат поступает на продажу для переработки на медеплавильном заводе, а золотосодержащий пиритный концентрат направляется на выщелачивание на ЗИФ.

Полученные результаты. По рекомендуемой технологии из коллективного концентрата показана возможность получения золотосодержащего медного концентрата с содержанием меди 14,03% и золота 167,32 г/т, где извлечение меди составляет 92,94%, извлечение золота — 65,14% (табл. 3). Содержание золота в золотосодержащем пиритном концентрате составляет 8,46 г/т, содержание меди 0,056%, извлечение золота составляет 29,39%, извлечение меди составляет 3,31%.

Как следствие предлагаемая технология позволяет решить вопрос отрицательного влияния меди на процесс цианирования коллективного флотоконцентрата и вдобавок получить более высокие показатели: снижаются расходы цианида при выщелачивании золотосодержащего пиритного концентрата и хлорной извести, необходимой для обезвреживания хвостов цианирования и увеличивается общая экономическая эффективность.

Увидеть преимущество представленной технологии возможно из рис. 2.

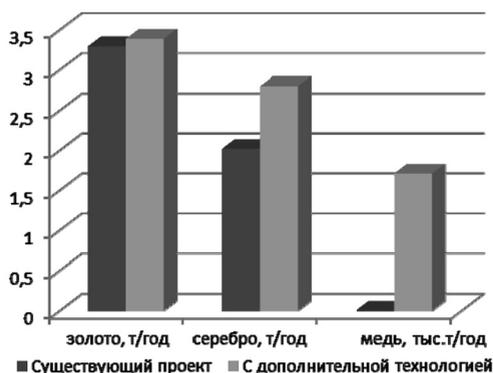


Рис. 2. Общий объем производства металлов на золотоизвлекательной фабрике

Fig. 2. Total production of metals at the mill

Сравнение технических показателей двух вариантов показало, что применение дополнительной технологии разделения сульфидов меди позволяет увеличить общий объем производства золота на 0,095 т/год и получить дополнительный конечный продукт — золотосодержащий медный концентрат в количестве 12 223,3 т/год, в котором металлической меди содержится 1711,3 т/год.

В случае производства медного концентрата, значительно снижается содержание меди в золотосодержащем пиритном концентрате, что в свою очередь приводит к значительному снижению расхода цианида при выщелачивании (в 2 раза) и хлорной извести при обезвреживании в 10 раз.

Если продажная стоимость медного концентрата превысит прибыль от его переработки на ЗИФ по старой технологии, то это фактически обеспечивает повышение экономической эффективности ЗИФ и обосновывает необходимость реализации данного варианта переработки руды.

Согласно предварительному проекту предусматривалось получение только сплава Доре. Разработанная компанией «ЦзыЦзинь» технология позволяет дополнительно получить золото-медный концентрат, при этом распределение золо-

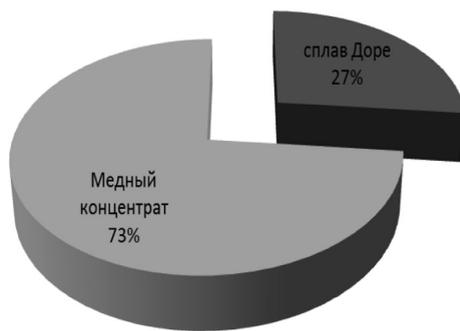


Рис. 3. Распределение золота в конечные продукты

Fig. 3. Distribution of gold in the final products

та составляет (в абс. ед): 60% в медный концентрат и 21,7% — в виде сплава Доре (рис. 3).

В дополнение ко всему, технология «ЦзыЦзинь» повышает сквозное извлечение золота на 2,28%.

Таким образом, введение в технологическую схему обогащения руд месторождения «Талдыбулак Левобережный» с золото-сульфидной минерализацией дополнительного цикла селективной флотации медных минералов позволяет решить вопрос отрицательного влияния меди на процесс цианирования флотоконцентрата, тем самым уменьшить расход реагентов и снизить себестоимость производства. Наряду с этим, дополнительно производится продукт, из которого извлекаются медь, золото и серебро, что увеличивает экономическую эффективность в целом.

Кроме переработки концентрата на медеплавильном заводе [7], можно рассматривать альтернативные высокоэффективные гидрометаллургические процессы извлечения ценных компонентов из данного сырья.

К таким процессам относят биогидрометаллургические методы переработки сульфидных концентратов, а также сернокислотное автоклавное окисление [8–12].

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лодейщиков В. В., Васильева А. В. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота. — Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1997. — 164 с.
2. Богудлова А. И., Бескровная В. П., Войлошников Г. И. Совершенствование флотационной технологии обогащения малосульфидной золотосодержащей руды // Вестник ИргТУ. — 2015. — № 3 (98). — С. 188—194.
3. Евдокимов С. И., Евдокимов В. С. Сравнение двух способов флотации золотосодержащей руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2016. — № 11. — С. 180—191.
4. Александрова Т. Н., Гурман М. А., Литвинова Н. М., Богомяков Р. В. Способ флотационного извлечения тонкодисперсного золота. Патент на изобретение RU 2452584 06.07.2010.
5. Солоденко А. А. Исследования обогатимости золотосодержащей руды // Известия вузов. Цветная металлургия. — 2014. — № 3. — С. 15—20.
6. Плаксин И. Н. Металлургия благородных металлов. — М.: Metallurgizdat, 1958. — 367 с.
7. Дигонский С. В., Дубинин Н. А., Кочетков В. С., Тен В. В., Полинкин В. М., Рожнов А. В., Ли С. И., Федотов К. В., Потемкин А. А., Шелтунов А. Л., Ишпахтин В. В. Способ окислительного обжига сульфидных концентратов. Патент на изобретение RU 2240366 07.10.2003.
8. Польшкин С. И., Адамов Э. В., Панин В. В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. — М.: Недра, 1982. — 288 с.
9. Плаксин И. Н., Синельникова А. И. Автоклавный метод переработки сульфидных полиметаллических золотосодержащих концентратов // Металлургия цветных металлов. МИЦМиЗ. — 1958. — № 31. — С. 298—300.
10. Simmons G. L., Baughman D. R., Gathje J. C., Oberg K. C. Pressure oxidation problems and solutions: Treating carbonaceous gold ores containing trace amounts of chloride (halogens) // Mining Engineering. 1998. Vol. 50, № 1. Pp. 69—73.
11. Седельникова Г. В., Курков А. В., Смирнов К. М. Автоклавное окисление упорных золото-сульфидных концентратов в Российской Федерации. Теория и практика последних пяти лет // Цветные металлы. — 2016. — № 8 (884). — С. 24—32.
12. Шнеерсон Я. М., Чугаев Л. В., Жунусов М. Т., Маркелов А. В., Дроздов С. В. Комплексная технология переработки золотосодержащих концентратов: биовыщелачивание и автоклавное доокисление / Цветные металлы. Сборник научных статей. — Красноярск: Версо, 2013. — С. 576—583. **ПЛАБ**

## КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Вэн Яфен<sup>1</sup> — заместитель генерального директора,

e-mail: 2667738296@qq.com,

Изабаев Умар Даирович<sup>1</sup> — 1-й заместитель генерального директора,

e-mail: uizabaev@mail.ru,

Укубаев Аманбек Кулмырсаевич<sup>1</sup> — кандидат технических наук,

главный инженер ПТУ, e-mail: ukubaew@mail.ru,

Заварухина Екатерина Александровна — младший научный сотрудник,

ИПКОН РАН, e-mail: ekaterina-0509@yandex.ru,

<sup>1</sup> ООО «Алтынкен», Кыргызская Республика.

---

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018. No. 7, pp. 139—145.

## Introduction of selective copper sulphide leaching from gold concentrate

Wen Yafeng<sup>1</sup>, Deputy General Director, e-mail: 2667738296@qq.com,

Izabaev U.D.<sup>1</sup>, First Deputy General Director, e-mail: uizabaev@mail.ru,

Ukubaev A.K.<sup>1</sup>, Candidate of Technical Sciences, Chief Engineer PTD, e-mail: ukubaew@mail.ru,

Zavarukhina E.A., Junior Researcher, e-mail: ekaterina-0509@yandex.ru,

Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia,

<sup>1</sup> Altynken Co.LTD, Chui region, Kemin district, Orlovko city, Kyrgyz Republic.

**Abstract.** Majority of gold processing plants treat ore containing sulphide minerals. As a rule, gold in such raw material is partly free and partly associated with sulphides. Such ore is mainly subjected to processing by flotation. This article discusses the flotation technology for sulphide gold-bearing material in terms of Taldybulak Levoberezhny deposit ore. For the test ore, material constitution is described and phase composition of the main metals, which is of interest, is presented. The flotation performance in this case is efficient. On the other hand, the resultant gold concentrate (essentially rich) contains much copper which causes some difficulties in further cyanide leaching of gold. Based on the large bulk of data of check tests, the new processing technology is approved and introduced. The extension of the flotation circuit by means of adding the stage of selective copper flotation from gold concentrate is proved to be essential and efficient. The by-removal of copper from the process circuit before leaching will enable decreasing negative impact of copper and obtaining a complementary marketable product—gold-bearing copper concentrate. The main and recommended technologies are compared based on their performance capabilities. The key factors of efficiency of the developed technology are discussed.

**Key words:** flotation, gold, recovery, leaching, selectivity, cyanides, ecology, integrated use, efficiency.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-7-0-139-145

## REFERENCES

1. Lodeyshchikov V. V., Vasil'eva A. V. *Metodicheskie rekomendatsii po tipizatsii rud, tekhnologicheskomu opobovaniyu i kartirovaniyu korennykh mestorozhdeniy zolota* [Methodical recommendations for typing ores, technological testing and mapping of indigenous gold deposits], Irkutsk, OAO «Irgiredmet», 1997, 164 p.
2. Bogudlova A. I., Beskrovnaya V. P., Voyloshnikov G. I. Sovershenstvovanie flotatsionnoy tekhnologii obogashcheniya malosul'fidnoy zolotosoderzhashchey rudy [Improvement of flotation technology for low-sulphide gold ore]. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. 2015, no 3 (98), pp. 188–194. [In Russ].
3. Evdokimov S. I., Evdokimov V. S. Sravnenie dvukh sposobov flotatsii zolotosoderzhashchey rudy [Comparison of two flotation methods for gold-bearing ore]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2016, no 11, pp. 180–191. [In Russ].
4. Aleksandrova T. N., Gurman M. A., Litvinova N. M., Bogomyakov R. V. *Patent RU 2452584*, 06.07.2010.
5. Solodenko A. A. Issledovaniya obogatimosti zolotosoderzhashchey rudy [Study of processability of gold-bearing ore]. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya*. 2014, no 3, pp. 15–20. [In Russ].
6. Plaksin I. N. *Metallurgiya blagorodnykh metallov* [Metallurgy of precious metals], Moscow, Metallurgizdat, 1958, 367 p.
7. Digonskiy S. V., Dubinin N. A., Kochetkov V. S., Ten V. V., Polinkin V. M., Rozhnov A. V., Li S. I., Fedotov K. V., Potemkin A. A., Sheptunov A. L., Ishpakhtin V. V. *Patent RU 2240366*, 07.10.2003.
8. Pol'kin S. I., Adamov E. V., Panin V. V. *Tekhnologiya bakterial'nogo vyshchelachivaniya tsvetnykh i redkikh metallov* [Technology of bacterial leaching of nonferrous and rare metals], Moscow, Nedra, 1982, 288 p.
9. Plaksin I. N., Sinel'nikova A. I. Avtoklavnyy metod pererabotki sul'fidnykh polimetallicheskikh zolotosoderzhashchikh kontsentratorov [Autoclave treatment of sulphide polymetallic gold concentrate]. *Metallurgiya tsvetnykh metallov. MITsMiZ*. 1958, no 31, pp. 298–300. [In Russ].
10. Simmons G. L., Baughman D. R., Gathje J. C., Oberg K. C. Pressure oxidation problems and solutions: Treating carbonaceous gold ores containing trace amounts of chloride (halogens). *Mining Engineering*. 1998. Vol. 50, № 1. Pp. 69–73.
11. Sedel'nikova G. V., Kurkov A. V., Smirnov K. M. Avtoklavnoe okislenie upornykh zolotosul'fidnykh kontsentratorov v Rossiyskoy Federatsii. Teoriya i praktika poslednykh pyati let [Autoclave oxidation of rebellious gold-sulphide concentrates in Russia. Theory and practice in the last five years]. *Tsvetnye metally*. 2016, no 8 (884), pp. 24–32.
12. Shneerson Ya. M., Chugaev L. V., Zhunusov M. T., Markelov A. V., Drozdov S. V. Kompleksnaya tekhnologiya pererabotki zolotosoderzhashchikh kontsentratorov: biovyshchelachivanie i avtoklavnoe dookislenie [Integrated gold concentrate treatment: bio-leaching and autoclave oxidation]. *Tsvetnye metally. Sbornik nauchnykh statey*. Krasnoyarsk, Verso, 2013, pp. 576–583. [In Russ].

