

ВЫЯВЛЕНИЕ ВОЗМОЖНЫХ ПРИЧИН СНИЖЕНИЯ УРОВНЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СЕРЕБРА

Кожонов Алмаз Кыргызбаевич, кандидат технических наук, ОсОО «Geotechservice Technology» генеральный директор. Кыргызская Республика, г. Бишкек kozhonov@mail.ru

Орозова Гульнура Токтосуновна, старший преподаватель, Институт горного дела и горных технологий им. У.Асаналиева Кыргызская Республика, г.Бишкек, пр.Чуй 215 gumelova@mail.ru

Дуишонбаев Назым Папанович, начальник лаборатории технологического тестирования ОФ «Бозымчак», nazym.duishienbaiev.89@mail.ru

Статья посвящена выявлению возможных причин снижения технологических показателей извлечения серебра при переработке медь-золото-серебро содержащий руды флотационными способами. По оперативному учету выявлено заметное снижение уровня извлечения серебра от достигнутого максимального уровня и утвержденных проектных показателей. На основе анализа физико-химических параметров исходного материала авторами выявлена причина ухудшения технологических показателей и предложены альтернативные варианты решения проблемы. В статье проанализированы влияния дополнительных реагентов модификаторов и рассмотрены возможности дополнительного обогащения хвостов обогатительной фабрики с целью доизвлечения серебра.

Ключевые слова: Флотационное обогащение, потеря серебра, кинетика флотации, собиратели, вспениватели, модификаторы, вещественный состав руд, блеклые руды.

DETECTION OF POSSIBLE CAUSES OF PROBLEMS IN DEVELOPMENT OF FLOTATION CONCENTRATION PRODUCTS

Kozhonov Almaz Kyrgyzbayevich, Candidate of Technical Sciences, LLC Geotechservice Technology General Director. Kyrgyz Republic, Bishkek city kozhonov@mail.ru

Orozova Gulnura Toktosunovna, Senior Lecturer, Institute of Mining and Mining Technologies. U.Asanalieva Kyrgyz Republic, Bishkek city, Chuy avenue 215 gumelova@mail.ru

Duishonbaev Nazym Papanovich, head of the laboratory of technological testing of PF "Bozymchak", nazym.duishienbaiev.89@mail.ru

The article is devoted to the identification of possible reasons for the decrease in the technological indices of silver extraction during processing of copper-gold-silver containing ores by flotation methods. According to the operational accounting, a noticeable decrease in the level of silver extraction from the reached maximum level and the approved project indicators was revealed. Based on the analysis of the physicochemical parameters of the initial material, the authors have identified the cause of deterioration of technological indicators and proposed alternative solutions to the problem. The influence of additional reagents of modifiers is analyzed in the article and possibilities of additional enrichment of tailings of the concentrating factory with the purpose of silver reextraction are considered.

Key words: flotation enrichment, loss of silver, kinetics of flotation, collectors, foaming agents, modifiers, material composition of ores, faded ores.

КУМУШТУН БАЙЫТУУ ДАРАЖАСЫНЫН ТОМОНДОШУНУН МУМКУН БОЛГОН СЕБЕПТЕРИ

Цель работы – Определение причин потерь серебра при флотационном обогащении и выдача рекомендаций по достижению проектных показателей извлечения серебра.

Используемые методы: Определение гранулометрического состава руды на лазерном дифракционном анализаторе «Analysette 22» фирмы «Fritsch». Анализ минералогического состава продуктов обогащения, подбор эффективных флотационных реагентов.

Новизна: Комплексный подход к решению проблемы снижения уровня извлечения серебра во флотационный концентрат и установление эффективных технологических решений.

Результаты: Выявлены причины снижения уровня извлечения серебра и определены направления достижения проектных показателей по извлечению серебра.

Практическая значимость: результаты исследований могут быть полезными для горно-обогатительных предприятий, перерабатывающих комплексные Cu-Au-Ag содержащие руды флотационными способами.

Введение и постановка задачи

В настоящее время для обеспечения долгосрочного развития технологии обогащения труднообогатимого сырья требуется оптимизация существующих технологических процессов и поиск новых более эффективных методов переработки минерального сырья. При этом разрабатываемые технологии должны обеспечивать полноту извлечения минерального сырья и отвечать экологическим требованиям. Потери серебра объясняются тонкой вкрапленностью минерала серебра, сложностью их вскрытия при измельчении, значительной степенью окисленности минералов, наличием первичных шламов и склонностью руды к ошламованию [3].

По результатам работы обогатительной фабрики по переработке медно-золото-серебро содержащих руд технологические показатели обогащения серебра по оперативному учету заметно снизились с 259.5 % по сумме трех металлов до 242 %. Особенно заметно снижение извлечения серебра на 9.2%. Имея освоенную технологию обогащения руд месторождения сульфидного типа со стабильными технологическими показателями, можно уверенно отметить, что основной причиной снижения достигнутого уровня извлечения серебра стали изменения вещественного состава руд за счет увеличения доли окисленных типов руд и труднообогатимых тонковкрапленных руд отдельных участков месторождения. Оработка рассматриваемых типов руд - важный фактор для увеличения срока эксплуатации месторождения.

Объектом исследования являются многокомпонентные руды с содержанием меди 0,86 %, золота 1,6 г/т, серебра 12 г/т. Рассматриваются четыре типа руд: рядовая руда, богатая руда, руда УЗС (отсортированная руда) и руда со склада №3 (лежалые полуокисленные руды).

Для полноценного извлечения полезных компонентов требуется оптимизировать режим измельчения руды до 85 % класса -0.074 мм, усовершенствовать режим флотации с использованием доступных и эффективных реагентов: бутилового ксантогената, аэрофлота, пенообразователя, сернистого натрия и извести [1, 3].

Материалы и методы исследования

Для изучения вещественного состава выполнены анализы химического состава по отдельным типам, фазового состава на формы соединений меди и гранулометрического

состава руды с распределением основных компонентов по классам крупности. Гранулометрический анализ выполнен на лазерном дифракционном анализаторе «Analysette 22» фирмы «Fritsch». Минералогический анализ продуктов выполнен на автоматизированном анализаторе для петрографических исследований MLA 650.

В целях выявления причин снижения уровня извлечения серебра во флотационный концентрат выполнен анализ работы обогатительной фабрики в зависимости от степени окисленности и содержания металлов в исходной руде с установлением аналитических зависимостей. Для корректировки технологического режима с целью разработки рекомендаций по достижению проектных показателей по извлечению серебра, проведены тестовые испытания основной и контрольной флотации при базовом режиме и при подаче дополнительных реагентов. В качестве дополнительных реагентов испытывались: собиратель 9863 «Сайтек», Смесь олеиновой кислоты и жидкого стекла, флокулянт Флопам UG1811, машинное масло, сернистокислый натрий (Na_2SO_3), реагент ТК.

Обсуждение результатов

Химический состав разных типов руды приведены в табл. 1, а результаты фазового состава меди приведены в табл. 2.

Таблица 1 – Химический состав типов руд

| Компоненты | Богатая руда | Рядовая руда | Руда УЗС | Руда Склад №3 |
|-----------------|--------------|--------------|----------|---------------|
| Медь, % | 2,76 | 1,09 | 0,61 | 0,98 |
| Золото, г/т | 1,7 | 3,1 | 1,1 | 1,5 |
| Серебро, г/т | 13,5 | 11,1 | 8,9 | 10,8 |
| Железо, % | 8,45 | 7,21 | 8,41 | 8,62 |
| Диоксид кремния | 32,42 | 36,38 | 40,44 | 36,62 |
| Окись кальция | 23,2 | 27,6 | 27,1 | 27,7 |
| Окись магния | 2,77 | 3,66 | 3,68 | 3,13 |
| Цинк | 0,042 | 0,014 | 0,011 | 0,014 |
| Свинец | 0,0034 | 0,0024 | 0,0031 | 0,0041 |
| Окись алюминия | 0,85 | 1,74 | 2,61 | 2,47 |
| Окись калия | 0,12 | 0,28 | 0,49 | 0,28 |
| Сера общая | 3,24 | 0,57 | 0,25 | 0,48 |
| Сера сульфатная | <0,1 | <0,1 | <0,1 | <0,1 |
| Мышьяк | 0,030 | <0,03 | <0,03 | <0,03 |
| Окись марганца | 0,10 | 0,11 | 0,10 | 0,11 |
| Стронций | 0,0067 | 0,0051 | 0,0039 | 0,0033 |
| Сурьма | <0,003 | <0,003 | <0,003 | <0,003 |

Таблица 2 – Результаты фазового (рационального) состава меди

| Наименование проб и форм соединений меди | Содержание, % | |
|--|---------------|------|
| | абс. | отн. |
| Руда ББ – богатая | | |
| – сульфатная | 0,02 | 0,7 |
| – карбонаты и силикаты | 0,13 | 4,7 |
| – вторичные сульфиды | 0,87 | 31,5 |
| – первичный сульфид | 1,74 | 63,1 |
| Сумма | 2,76 | 100 |
| Руда БР – рядовая | | |
| – сульфатная | 0,01 | 0,9 |
| – карбонаты и силикаты | 0,12 | 10,6 |
| – вторичные сульфиды | 0,65 | 57,5 |

| | | |
|------------------------|------|------|
| – первичный сульфид | 0,35 | 31,0 |
| Сумма | 1,13 | 100 |
| Руда БУ – УЗС | | |
| – сульфатная | 0,01 | 1,7 |
| – карбонаты и силикаты | 0,18 | 30,0 |
| – вторичные сульфиды | 0,31 | 51,7 |
| – первичный сульфид | 0,1 | 16,6 |
| Сумма | 0,60 | 100 |
| Руда БС – со склада №3 | | |
| – сульфатная | 0,01 | 1,0 |
| – карбонаты и силикаты | 0,30 | 29,1 |
| – вторичные сульфиды | 0,46 | 44,7 |
| – первичный сульфид | 0,26 | 25,2 |
| Сумма | 1,03 | 100 |

Из таблиц 1 и 2 следует, что качество руд заметно отличается друг от друга по абсолютному содержанию металлов и по распределению меди в минералогических формах.

Гранулометрическая характеристика различных типов исходной руды крупностью - 2мм с распределением металлов по классам сведена в табл. 3.

Таблица 3 – Гранулометрическая характеристика различных типов исходной руды крупностью -2 мм с распределением металлов по классам

| Тип руды, классы крупности, мм | Выход, % | Содержание, % (г/т) | | | Распределение, % | | |
|--------------------------------|----------|---------------------|------|-------|------------------|------|------|
| | | Cu | Au | Ag | Cu | Au | Ag |
| Богатая руда | | | | | | | |
| + 1,0 | 44,0 | 3,04 | 1,9 | 18,8 | 44,3 | 39,1 | 45,2 |
| - 1,0 + 0,315 | 28,3 | 2,87 | 1,5 | 19,6 | 26,9 | 19,9 | 30,3 |
| - 0,315 + 0,125 | 12,1 | 3,03 | 2,8 | 14,6 | 12,2 | 15,9 | 9,7 |
| - 0,125 + 0,074 | 5,6 | 3,31 | 4,3 | 18,0 | 6,1 | 11,2 | 5,5 |
| - 0,074 | 10,0 | 3,17 | 3,0 | 17,1 | 10,5 | 13,9 | 9,3 |
| Итого | 100 | 3,02 | 2,14 | 18,3 | 100 | 100 | 100 |
| Рядовая руда | | | | | | | |
| + 1,0 | 44,9 | 1,02 | 1,6 | 13,0 | 42,9 | 39,2 | 44,3 |
| - 1,0 + 0,315 | 25,4 | 0,96 | 1,8 | 13,6 | 22,8 | 24,9 | 26,2 |
| - 0,315 + 0,125 | 10,5 | 1,12 | 1,7 | 12,2 | 11,0 | 9,8 | 9,7 |
| - 0,125 + 0,074 | 5,2 | 1,43 | 2,7 | 14,0 | 7,0 | 7,7 | 5,5 |
| - 0,074 | 14,0 | 1,24 | 2,4 | 13,4 | 16,3 | 18,4 | 14,3 |
| Итого | 100 | 1,07 | 1,83 | 13,18 | 100 | 100 | 100 |
| УЗС | | | | | | | |
| + 1,0 | 45,9 | 0,61 | 1,3 | 12,9 | 44,9 | 45,3 | 48,3 |
| - 1,0 + 0,315 | 25,2 | 0,59 | 0,98 | 13,9 | 23,8 | 18,7 | 28,5 |
| - 0,315 + 0,125 | 10,6 | 0,59 | 1,4 | 10,6 | 10,0 | 11,2 | 9,2 |
| - 0,125 + 0,074 | 6,8 | 0,71 | 2,1 | 10,4 | 7,7 | 10,8 | 5,7 |
| - 0,074 | 11,5 | 0,74 | 1,6 | 8,9 | 13,6 | 14,0 | 8,3 |
| Итого | 100 | 0,62 | 1,32 | 12,28 | 100 | 100 | 100 |
| Руда со склада №3 | | | | | | | |
| + 1,0 | 44,6 | 1,0 | 1,7 | 14,8 | 44,2 | 42,8 | 46,7 |
| - 1,0 + 0,315 | 25,1 | 0,98 | 1,6 | 15,4 | 24,3 | 22,6 | 27,3 |
| - 0,315 + 0,125 | 11,0 | 1,01 | 2,3 | 12,0 | 11,0 | 14,3 | 9,3 |
| - 0,125 + 0,074 | 6,3 | 1,05 | 1,8 | 13,4 | 6,5 | 6,4 | 6,0 |
| - 0,074 | 13,0 | 1,09 | 1,9 | 11,6 | 14,0 | 13,9 | 10,7 |

| Тип руды, классы крупности, мм | Выход, % | Содержание, % (г/т) | | | Распределение, % | | |
|--------------------------------|----------|---------------------|------|-------|------------------|-----|-----|
| | | Cu | Au | Ag | Cu | Au | Ag |
| Итого | 100 | 1,01 | 1,77 | 14,14 | 100 | 100 | 100 |

При дроблении руды до 2 мм наблюдается равномерное, выдержанное содержание всех анализируемых компонентов по классам, в результате чего распределение металлов по классам пропорционально выходам соответствующих классов тонины помола.

Дифрактограмма медного концентрата (рис. 1) позволила установить наличие в концентрате блеклых руд в виде тетраэдрита и теннантита, следовательно, они должны быть и в исходной руде, хотя они там не фиксируются из-за низкого содержания.

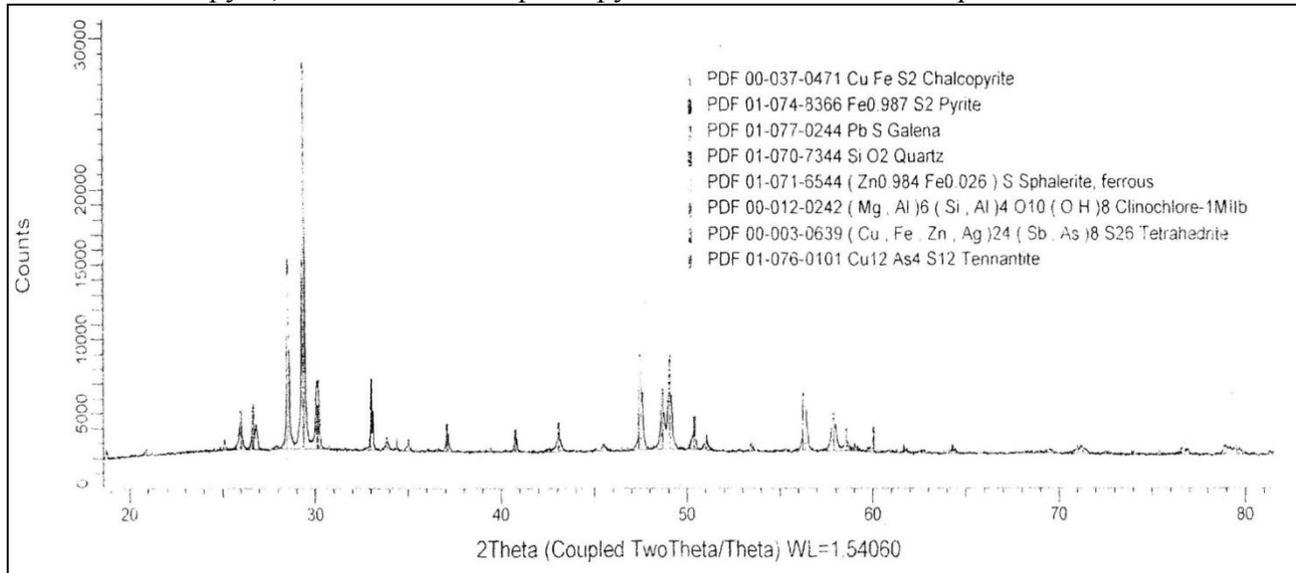


Рисунок 1. Дифрактограмма медного концентрата

Снижение извлечения серебра может происходить за счет появления в сырье блеклых руд, представленных теннантитом и тетраэдритом, минеральными комплексами, содержащими медь, сурьму, мышьяк, серебро и серу. Содержание серебра в этом минеральном комплексе может достигать до 18 % [4]. Кроме того, блеклые руды и хризокolla отличаются склонностью к ошламованию и низкой флотационной активностью.

Вмещающие породы рядовых руд представляют собой очень тонкий микрокриптозернистый агрегат карбоната, содержащий довольно равномерную интенсивную вкрапленность рудных минералов. Вкрапленность ксеноморфная с размером образований от <0,01 до 0,45 мм.

Одним из основных минералов вмещающих пород является ортит – радиоактивный минерал из группы эпидот-цоизита, занимающий 75-80 % площади шлифа. Порода представляет собой сплошную безструктурную массу, содержащую тончайшую сеточку трещинок (0,01 мм), выполненных пелитовым веществом, иногда в трещинках до 0,03 мм – криптозернистым эпидотом.

Рудные минералы приурочены к кварцевым, эпидот-кварцевым участкам.

Благородные металлы представлены самородным серебром в породе размером от 0,001-0,002 до 0,006 мм, включениями зерен аргентита размером <0,001-0,1×0,022 мм в нерудных минералах (рис. 3, 4, 5, 6), самородным золотом 0,002×0,004 мм в халькопирите (рис. 3).

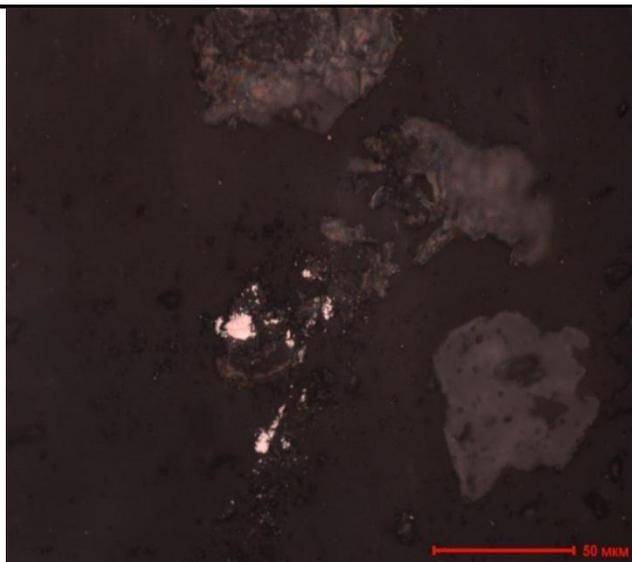


Рисунок 2– Аншлиф. Аргентит (белое) в породе.

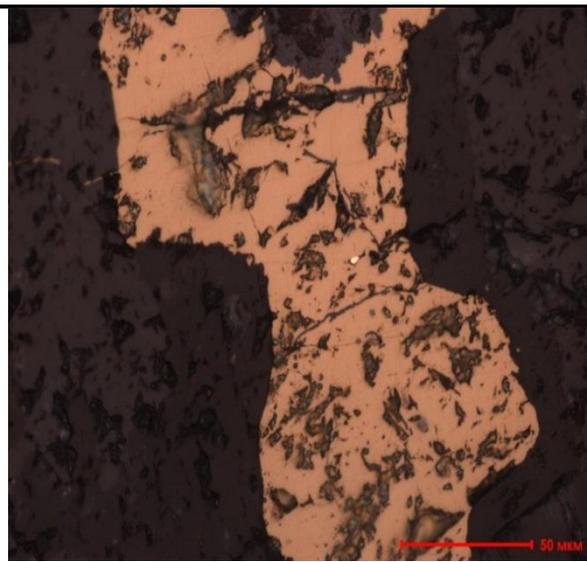


Рисунок 3 – Аншлиф. Самородное золото (ярко-желтое) в халькопирите.

По мере увеличения содержания окисленных форм минералов в пробах, извлечение серебра в концентрат снижается, при подаче сульфидизаторов извлечение серебра растет и наблюдается перегиб кривой. Точка и характер перегиба зависят от своевременности и расхода сульфидизатора, а также расхода собирателя, вернее, соотношения расходов этих двух реагентов.

Зависимость извлечения серебра в концентрат, выглядит наиболее разбросанной в связи с разнотипностью ассоциации соединений серебра с минералами-носителями в виде изоморфной примеси в халькопирите и вторичных сульфидах, включения в окисленных соединениях меди, включая и в нефлотирующиеся соединения типа хризоколлы, да и прямые микронные включения самородного серебра и аргентита во вмещающих породах не редкость; содержится серебро и в блеклых рудах. Такой характер распределения серебра обуславливает и повышенные потери в процессе обогащения руды.

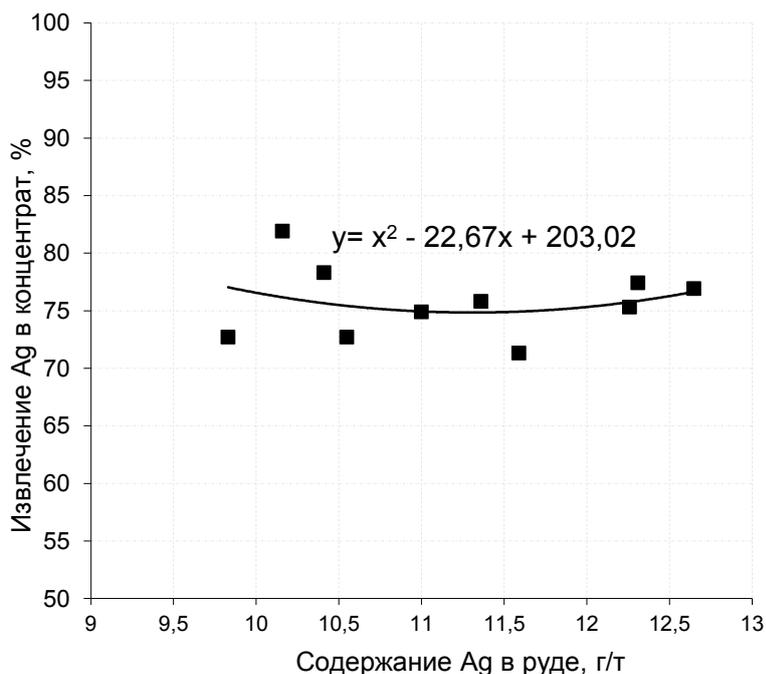


Рисунок 4 – Уравнение зависимости извлечения серебра в медный концентрат от содержания серебра в исходной руде

В табл. 4 приведены результаты открытых опытов, проведенных на исходной руде при базовом режиме основной флотации (ксантогенат – 60 г/т, МИБК – 22 г/т). Оценка эффективности флотации проводилась по извлечению серебра в пенный продукт, как к основному критерию работы, так и по содержанию меди в пенном продукте (более 10 %). При меньшем содержании усложняются условия доводки концентрата при одной перечистке.

Таблица 4 – Результаты обогащения руды при базовом режиме обогатительной фабрики

| № пробы | β_{Cu} | Наименование и расход реагента | ε_{Ag} |
|---------|--------------|---------------------------------|--------------------|
| 5 | 24,9 | Базовый режим основной флотации | 52,3 |
| 7 | 12,7 | Реагент 9863 – 8 г/т | 64,8 |
| 9 | 19,1 | Реагент 9863 – 20 г/т | 69,8 |
| 11 | 21,0 | Реагент 9863 – 40 г/т | 66,2 |
| 13 | 8,3 | Смесь №1 – 80 г/т | 52,9 |
| 15 | 5,7 | Смесь №1 – 200 г/т | 67,2 |
| 17 | 3,9 | Смесь №1 – 400 г/т | 73,3 |
| 23 | 12,7 | Флопам – 8 г/т | 69,6 |
| 19 | 14,4 | Флопам – 20 г/т | 64,2 |
| 21 | 16,1 | Флопам – 40 г/т | 65,2 |
| 25 | 16,39 | Известь – 200 г/т | 68,6 |
| 27 | 17,67 | Известь – 500 г/т | 69,0 |
| 29 | 13,6 | Известь – 1000 г/т | 71,7 |
| 31 | 10,99 | $Al_2(SO_4)_3$ – 100 г/т | 73,1 |
| 33 | 12,14 | $Al_2(SO_4)_3$ – 250 г/т | 68,8 |
| 35 | 10,8 | $Al_2(SO_4)_3$ – 500 г/т | 71,1 |
| 37 | 12,84 | Na_2SO_3 – 100 г/т | 70,8 |
| 39 | 11,12 | Na_2SO_3 – 200 г/т | 70,7 |
| 41 | 10,8 | Na_2SO_3 – 500 г/т | 71,5 |
| 43 | 12,07 | Реагент ТК – 100 г/т | 70,1 |
| 45 | 11,57 | Реагент ТК – 250 г/т | 71,4 |
| 47 | 12,84 | Реагент ТК – 500 г/т | 72,4 |

Остальные реагенты могут быть перспективными для повышения извлечения меди, особенно сульфит натрия и реагент ТК.

В табл. 5 приведены результаты открытых опытов на сливе гидроциклона без добавления фабричных реагентов в измельчение.

Таблица 5 – Результаты обогащения руды с новым реагентным режимом

Давали постоянно: Кс – 60 г/т, МИБК – 22 г/т

| № пробы | β_{Cu} | Наименование и расход реагента | ε_{Ag} |
|---------|--------------|-----------------------------------|--------------------|
| 49 | 8,8 | Базовый режим | 75,0 |
| 52 | 7,86 | Oxfloat – 50г/т | 74,2 |
| 55 | 8,8 | Oxfloat – 70г/т | 72,1 |
| 58 | 7,74 | Oxfloat – 90г/т | 72,2 |
| 61 | 11,01 | Oxfloat – 110г/т | 74,3 |
| 64 | 10,2 | NaHS гидросульфид натрия– 20 г/т | 73,6 |
| 67 | 10,2 | NaHS гидросульфид натрия– 30 г/т | 74,5 |
| 70 | 17,98 | NaHS гидросульфид натрия– 50 г/т | 70,2 |
| 73 | 12,1 | NaHS гидросульфид натрия– 75 г/т | 73,6 |
| 76 | 11,47 | NaHS гидросульфид натрия– 100 г/т | 68,0 |

Испытания проводились с использованием двух сульфидизаторов: Oxfloat и гидросульфида натрия. На период испытаний технологические результаты флотации были положительными, так как извлечение серебра в базовом режиме составило 75 % (проектное), а качество концентратов стало повышаться. Отмечено, что при повышенных расходах гидросульфида до 100 г/т извлечение серебра снизилось до 68 %. Это означает, что расход реагента избыточный – в таких случаях следует после гидросульфида добавить в процесс небольшое количество ксантогената (20-25 г/т) для восстановления химизма флотации.

Реагенты, оцененные как перспективные по результатам испытаний, испытаны кроме исходной руды и на отвальных хвостах фабрики для доизвлечения серебра. Результаты испытаний приведены в табл. 6.

Таблица 6 – Результаты открытых опытов флотационного обогащения хвостов

Хвосты флотации фабричные

Давали постоянно: Кс – 40 г/т

| № пробы | β_{Cu} | Наименование и расход реагента | ϵ_{Ag} |
|---------|--------------|--|-----------------|
| 100 | 0,53 | Базовый режим с реагентом КС – 40 г/т | 11,8 |
| 102 | 0,37 | Флопам 0,2% – 5 г/т | 13,1 |
| 104 | 0,30 | Флопам 0,2% – 10 г/т | 13,2 |
| 106 | 0,42 | Флопам 0,2% – 20 г/т | 10,6 |
| 108 | 0,44 | Na ₂ SO ₃ – 50 г/т | 12,7 |
| 110 | 0,45 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т | 11,3 |
| 112 | 0,42 | Na ₂ SO ₃ – 200 г/т | 13,8 |
| 114 | 0,43 | Реагент 9863 – 5 г/т | 12,2 |
| 116 | 0,3 | Реагент 9863 – 10 г/т | 14,5 |
| 118 | 0,3 | Реагент 9863 – 20 г/т | 12,0 |
| 120 | 0,29 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, 9863 – 5 г/т | 14,5 |
| 122 | 0,41 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, 9863 – 10 г/т | 13,0 |
| 124 | 0,44 | Реагент ТК– 50 г/т | 16,2 |
| 126 | 0,37 | Реагент ТК– 100 г/т | 13,1 |
| 128 | 0,57 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, ТК – 25 г/т | 13,7 |
| 130 | 0,35 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, ТК – 50 г/т | 14,0 |

В лабораторных условиях содержание металлов в хвостах флотации сокращаются по меди до 0,06 %, золота до 0,26 % и серебра до 2,1 %.

В табл. 7 приведена серия аналогичных опытов на хвостах основной флотации с использованием тех же перспективных активаторов процесса. При использовании только ксантогената в количестве 40 г/т прирост извлечения серебра составляет 34,7 %, с использованием Флопама – на 3 % больше; с использованием сульфита натрия 100 г/т извлечение увеличивается на 4,3 %; с использованием реагента ТК в количестве 100 г/т извлечение увеличивается на 5,2 %, при использовании сульфита натрия 100 г/т и ТК – 50 г/т можно ожидать прироста извлечения серебра на 7,6 %.

Таблица 7 – Результаты дополнительного обогащения хвостов основной флотации

Давали постоянно: Кс – 40 г/т

| № пробы | β_{Cu} | Наименование и расход реагента | ϵ_{Ag} |
|---------|--------------|---|-----------------|
| 132 | 1,38 | Базовый режим с реагентом КС – 40 г/т | 34,7 |
| 134 | 1,08 | Флопам 0,2% – 5 г/т | 37,7 |
| 136 | 1,05 | Флопам 0,2% – 10 г/т | 36,4 |
| 138 | 1,11 | Флопам 0,2% – 20 г/т | 34,6 |
| 140 | 0,94 | Na ₂ SO ₃ – 50 г/т | 38,0 |
| 142 | 1,22 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т | 39,0 |
| 144 | 1,05 | Na ₂ SO ₃ – 200 г/т | 36,6 |

| | | | |
|-----|------|--|------|
| 146 | 1,09 | Реагент 9863 – 5 г/т | 32,0 |
| 148 | 1,02 | Реагент 9863 – 10 г/т | 33,9 |
| 150 | 1,1 | Реагент 9863 – 20 г/т | 33,4 |
| 152 | 1,0 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, 9863 – 5 г/т | 35,5 |
| 154 | 0,91 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, 9863 – 10 г/т | 35,2 |
| 156 | 0,93 | Реагент ТК– 50 г/т | 39,7 |
| 158 | 0,82 | Реагент ТК– 100 г/т | 39,9 |
| 160 | 0,83 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, ТК – 25 г/т | 35,8 |
| 162 | 1,0 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, ТК – 50 г/т | 42,3 |
| 164 | 0,89 | Na ₂ SO ₃ – 100 г/т, ТК – 100 г/т | 40,0 |

Установлено, что при подаче ксантогената в контрольную флотацию в количестве 50 г/т извлечение серебра увеличивается на 44,6%, использование машинного масла не дает прироста извлечения серебра. Заметный прирост извлечения серебра до 7 % наблюдается при подаче флокулянта Суперфлок в количестве 10 г/т.

Заключение. Основной причиной снижения извлечения серебра является появление в руде блеклых руд, отличающихся повышенным содержанием серебра, склонностью к ошламованию из-за хрупкости с переходом за нижний предел флотационной крупности в процессе измельчения и связанной с этим низкой флотационной активностью.

Для увеличения извлечения серебра рекомендуется использовать во флотации флокулянты (суперфлок) для создания условий селективной аэрофлокуляции шламов и повышения извлечения серебра и других полезных компонентов. Положительный эффект получен по приросту извлечения серебра при использовании реагента ТК и сульфита натрия.

Для поддержания высокого уровня извлечения металлов, включая и серебро, рекомендуется ввести систему управления качеством руды, поступающей на переработку с учетом ее вещественного состава и технологических свойств. Технологический процесс обогащения руды должен быть настроен на руду стабильного состава. Изменение состава перерабатываемой руды обязательно приводит к изменению технологических показателей.

Необходимо выполнить проектную проработку по использованию дополнительных грохотов для вывода тонкого материала из циркулирующей нагрузки мельницы с целью сокращения ошламования и рассмотреть экономическую эффективность дополнительного обогащения общих хвостов фабрики с предварительным доизмельчением материала.

Список литературы:

1. Кожонов А.К., Дуйшонбаев Н. П., Касымов С.Ш. Определение кинетики флотации руд участка юго-западный месторождения «Бозымчак» // Известия Кыргызского государственного технического университета им. И.Раззакова. 2017 г., №43, С.218-224._4
2. Курс минералогии : учебное пособие / А. Г. Бетехтин. — М. : КДУ, 2010_3
3. Шумилова Л.В., Костикова О.С. Сульфидизация серебро-полиметаллических руд месторождения «Гольцовое» для снижения потерь серебра с хвостами обогащения // Записи Горного института. Metallurgy and enrichment. 2018г. Т.230. С. 160-166._1
4. Ryabov V. The usage of dialkylditiophosfates in flotation of sulphide ores / V.Ryabov, V.Kretov, E. Smirnova // Proc. Of XV Balkan Mineral Processing Congress. Sozopol, Bulgaria. June 12-16, 2013. Vol. 1. P. 419-422._2