

К.Ж. ЖУМАШЕВ¹, З.М. ТОКАЕВА^{1*}, Л.М. КАРИМОВА², П.Н. НАГУМАН³,
Д.М. ЖИЕМБАЕВА¹, Л.В. ГЕЙНЦ¹

¹Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, *hmi2009@mai.ru

²ТОО «КазГидроМедь», Караганда

³Карагандинский Государственный Технический Университет

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ЗАБАЛАНСОВЫХ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Выполненные лабораторные исследования предназначены для выяснения возможности обогащения забалансовой сульфидной медно-молибденовой руды. Приведены результаты исследования возможности обогащения забалансовой сульфидной руды месторождения Тастау с определением технологических режимов и показателей переработки. Установлено, что полнота извлечения меди в концентрат зависит как от расхода собирателя, так и от продолжительности флотации и тонины помола. Оптимальные рекомендуемые условия для обогащения данной пробы руды: расход собирателя – 500-600 г/т руды, продолжительность флотации – 8-12 минут и тонина помола руды – 60–65 % класса -0,074 мм. Полученный черновой медно-молибденовый концентрат по содержанию основных компонентов соответствует материалам, подлежащим дальнейшей переработке по известным комбинированным схемам.

Ключевые слова: забалансовая руда, месторождение Тастау, продукты флотации, извлечение, показатели флотации.

Введение. В связи с сокращением и истощением запасов минерального сырья остро встает задача вовлечения в сферу производства некондиционного, бедного сырья, в том числе забалансовых руд. Ранее проводились аналогичные исследования по изучению обогатимости забалансовых сульфидных руд месторождения «Тастау» [1, 2].

Выполненные лабораторные исследования предназначены для выяснения возможности обогащения руды, подбора принципиальной технологической схемы, предварительного определения технологического режима и показателей переработки руды.

Аналитическое оборудование. Шлифовально-полировальный станок EcoMet^R 250/300 с полуавтоматической насадкой AutoMet^R 250/300, микроскоп Neophot - 21, дробилка щеко-вая лабораторная ДЩ 60х100, дробилка валковая ДВГ 200х125, стенд вибрационный СВУ-2, лабораторная флотационная машина ФЛА - 237.

Экспериментальная часть и обсуждение полученных результатов. При металлографическом анализе руды были использованы макроскопические и микроскопические исследования проб скарна по фракциям, а

также с изготовлением шлифов. Шлифы изучались с помощью микроскопа Neophot - 21 в отраженном свете.

Рудный минерал в пробе исследуемой руды представлен в виде неправильных зерен халькопирита CuFeS_2 . Халькопирит – латунно-желтый с пестрой побегалостью более или менее равномерно рассеян в образце, а также наблюдается в трещинках, заполненных кварцем. Зерна размером от 0,1 до 3,0 мм (рисунок 1). Кроме того, в гидротермальных жилах, сложенных кварцем SiO_2 , наблюдаются единичные зерна пирита FeS_2 размером до 2,5 мм. Кроме того, в гидротермальных жилах, сложенных кварцем SiO_2 , наблюдаются единичные зерна пирита FeS_2 размером до 2,5 мм. Нерудная масса в основном представлена смесью гранато-андродитового ряда $\text{Ca}_3(\text{Al,Fe})_2[\text{SiO}_4]_3$, кварца, плагиоклаза $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$ и чешуйками хлорита. Порода разбита трещинками, залеченными низкотемпературным гидротермальным кварцем. Иногда в трещинках наблюдается скрытокристаллический кальцит CaCO_3 . В жильном кварце возможно наличие арсенопирита FeAsS и молибденита MoS_2 [3, 4].

Данные по химическому составу руды представлены в таблице 1. Насыпная плотность руды технологической пробы составила 1,48 г/см³.

Дробление и измельчение при рудоподготовке определялись режимом, позволяющим уменьшить переизмельчение минералов во избежание шламообразования. Дробление руды осуществляли в две стадии: сначала в щековой дробилке до крупности -50 мм, затем в валковой – до -5 мм. Ситовой состав усредненной пробы представлен в таблице 2. Видно, что от 40 до 50 % меди сосредоточено в классах +40

и -40+25 мм соответственно.

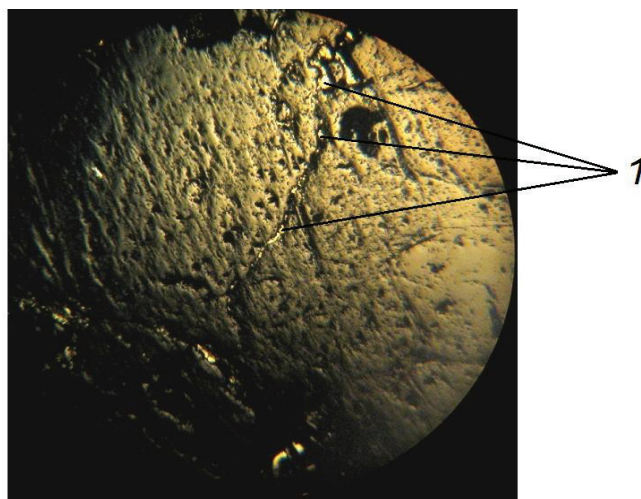
Измельчение осуществляли в лабораторной стержневой мельнице с центральной (открытой) разгрузкой.

Результаты измельчения рудной пробы по выходу класса -0,074 мм представлены в таблице 3.

Лабораторные исследования проводили с постановкой отдельных опытов по каждой операции, входящей в замкнутую технологическую схему, с прерывным исполнением в отдельных аппаратах.

Таблица 1 - Содержание основных компонентов в технологической пробе

| Компонент | Cu | S | Fe | CaO | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Mo |
|------------------|------|------|-------|-------|------------------|--------------------------------|-------|
| Массовая доля, % | 0,91 | 1,31 | 13,00 | 27,38 | 40,59 | 7,16 | 0,007 |



1 – халькопирит латунно-желтый в микротрещинах

Рисунок 1 - Микроструктура пробы x 50

Таблица 2 - Ситовой состав дробленной руды

| Показатели | Класс крупности, мм | | | | Итого, % |
|-----------------------|---------------------|--------|--------|-------|----------|
| | +40 | -40+25 | -25+10 | -10+0 | |
| Выход класса, % | 44,90 | 44,90 | 9,48 | 0,72 | 100,0 |
| Содержание меди, % | 0,84 | 1,01 | 0,84 | 1,85 | 0,91 |
| Распределение меди, % | 41,10 | 49,30 | 8,40 | 1,20 | 100,0 |

Таблица 3 - Кинетика измельчения

| Продолжительность измельчения, мин | Содержание класса 0,074 мм, % |
|------------------------------------|-------------------------------|
| 13,0 | 55 |
| 16,0 | 65 |
| 20,0 | 75 |
| 24,5 | 85 |
| 32,5 | 95 |

Исследования по флотационному обогащению руд проводили на лабораторной флотационной машине производства «Механобр» марки ФЛА - 237. Флотационное обогащение проводили по классической схеме, предусматривающей основную и контрольную флотации. В качестве флотореагентов использовали: собиратель – бутиловый ксантогенат, вспениватель – Т-80 [5, 6]. Содержание твердого в рудной пульпе 20% или 100 г при объеме флотокамеры, равном 500 мл. Было исследовано влияние расхода собирателя, продолжительности флотации и тонины помола руды на извлечение меди в концентраты флотации.

Эксперименты по изучению влияния расхода собирателя проводили при расходе вспенивателя 35 г/т руды для основной флотации и 35 г/т руды для контрольной флотации, продолжительности основной флотации 10 минут, контрольной - 15 минут и тонине помола руды 85% класса -0,074 мм.

На основании полученных данных построен график зависимости извлечения меди во флотационный концентрат от расхода собирателя (рисунок 2).

Как видно из рисунка, в отсутствие собирателя медь извлекается в концентрат на 48,3%. Далее наблюдается постепенное возрастание извлечения меди в концентрат до 83,9 % при расходе собирателя 500 г/т руды. Дальнейшее увеличение расхода ксантогената обеспечивает прирост извлечения меди на 2,9 % (900 г/т).

Опыты по изучению зависимости извлечения меди от продолжительности флотации проводили при общем расходе бутилового ксантогената 900 г/т (основная и контрольная флотации), общем расходе Т-80 – 70 г/т и тонине помола руды 85% класса - 0,074 мм.

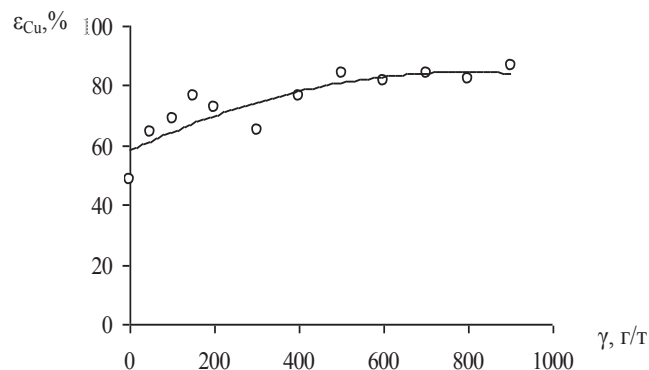


Рисунок 2 - Зависимость извлечения меди от расхода собирателя

Результаты исследования (рисунок 3) показали, что за 10 минут достигается максимальное извлечение меди во флотоконцентрат на уровне 95%.

В следующей серии экспериментов переменным фактором была выбрана тонина помола руды. Общий расход собирателя и вспенивателя для основной и контрольной флотаций составил 900 г/т и 70 г/т руды соответственно, продолжительность основной и контрольной флотаций 10 и 15 минут. Результаты флотации в открытом цикле представлены на рисунке 4. Из него следует, что степень извлечения меди в концентрат, равная 98,2%, достигается при 95%-ом содержании в руде класса -0,074 мм.

Повышенный расход собирателя (по сравнению с расходом собирателя при флотации пробы №25 [1]) обусловлен более высоким содержанием меди в пробе №26, а также, по-видимому, шламистым характером продукта.

Тонкие шламы как любые тонкодисперсные частицы обладают развернутой поверхностью. Поэтому такие пробы рекомендуется подвергать предварительному обесшламливанию.

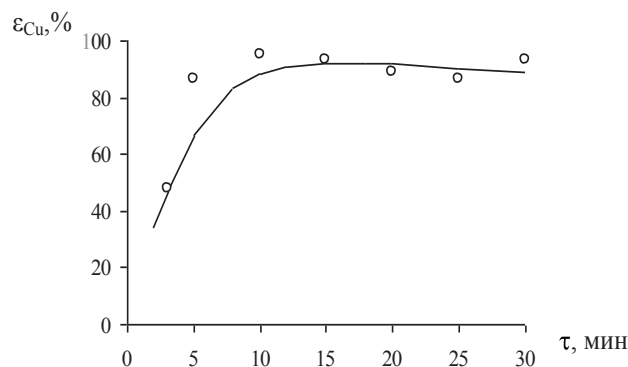


Рисунок 3 - Зависимость степени извлечения меди от продолжительности флотации

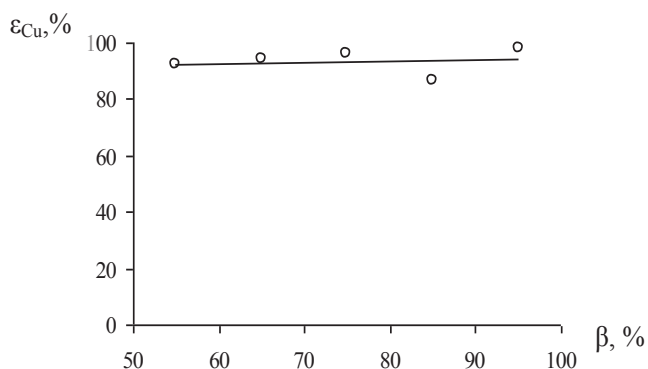


Рисунок 4 - Зависимость степени извлечения меди от содержания в руде класса -0,074 мм

Таблица 4 - Показатели флотации пробы

| Продукты флотации | Выход % | Массовая доля, % | | | | | Извлечение, % | | | |
|---------------------------------|------------|------------------|-------|-------|-------|------------------|---------------|-------|------|------------------|
| | | Cu | Fe | Mo | S | SiO ₂ | Cu | Mo | Fe | SiO ₂ |
| Концентрат основной флотации | 6,01 | 17,3 | 21,0 | 0,21 | 19,91 | 21,30 | 95,98 | 11,94 | 9,71 | 3,10 |
| Концентрат контрольной флотации | 2,90 | 0,81 | 11,5 | 0,16 | 1,83 | 40,50 | 2,17 | 4,36 | 2,60 | 2,89 |
| Хвосты флотации | 91,09 | 0,022 | 12,5 | 0,097 | 0,43 | 42,10 | 1,85 | 83,71 | 87,6 | 94,4 |
| Объединенный концентрат | 8,91 | 9,98 | 15,41 | 0,013 | 14,43 | 32,17 | 98,15 | 16,30 | 10,6 | 7,06 |

В таблице 4 приведены сведения по содержанию основных компонентов руды в продуктах флотации.

Выводы. Установлено, что полнота извлечения меди в концентрат зависит как от расхода собирателя, так и от продолжительности флотации и крупности измельчения. Так, например, для данной пробы руды извлечение меди на уровне 90% достигается при расходе собирателя в интервале 700–900 г/т руды, продолжительности флотации 8-12 минут и тонине помола руды, обеспечивающей сокращение расходов на измельчение, 55–60% класса -0,074 мм.

Общие затраты на флотационные реагенты, экономически приемлемы, если их отнести к содержанию ценного металла, в данном случае меди во флотационных концентратах.

Полученный черновой медно-молибденовый концентрат по содержанию основных компонентов соответствует продукции, подлежащей дальнейшей переработке по известным комбинированным технологиям.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Жумашев К.Ж., Юн А.Б., Токбулатов Т.Е., Токаева З.М., Каримова Л.М. Исследование обогатимости забалансовых сульфидных руд месторождения Тастау // Обогащение руд. - 2012. - №1. - С.7-9.
- 2 Жумашев К.Ж., Каримова Л.М., Токаева З.М., Кайралалпов Е.Т., Насыбулина С.Х., Шинбаева У.Б., Имангалиева А.Т., Катренов Б.Б., Ахтанова

Р., Касенов М.К., Кацаева А. Проведение исследований по разработке рациональной технологии переработки забалансовых руд месторождения «Саяк» // Отчет по хоздоговорной работе. - Караганда, 2011. - 50 с.

3 Бетехтин А.Г. Курс минералогии. - Москва: Госгеолтехиздат, 1961. - С. 487-513.

4 Крейг Дж., Воган Д. Рудная микроскопия и рудная петрография. - Москва: Мир, 1983. - С. 131-168.

5 Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. - Москва: Недра, 1990. - 363 с.

6 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотация. - Москва: Недра, 1973. - 384 с.

REFERENCES

- 1 Zhumashev K.Zh., Yun A.B., Tokbulatov T.E., Tokaeva Z.M., Karimova L.M. Obogashchenie rud. **2012**. 1. 7-9 (in Russ.).
- 2 Zhumashev K.Zh., Karimova L.M., Tokaeva Z.M., Kajralapov E.T., Nasybulina S.Kh., Shinbaeva U.B., Imangalieva A.T., Katrenov B.B., Akhtanova R., Kasenov M.K., Katsaeva A. Otchet po khozdogovornoj rabote. Karaganda, **2011**. 50 (in Russ.).
- 3 Betekhtin A.G. Kurs mineralogii. Moscow: Gosgeoltekhizdat, **1961**. 487-513 (in Russ.).
- 4 Krejg Dzh., Vogan D. Rudnaya mikroskopiya i rudnaya petrografiya. Moscow: Mir, **1983**. 131-168 (in Russ.).
- 5 Bogdanov O.S., Maksimov I.I., Podnek A.K., Yanis N.A. Teoriya i tekhnologiya flotatsii rud. Moscow: Nedra, **1990**. 363 (in Russ.).
- 6 Glembockij V.A., Klassen V.I. Flotatsiya. Moscow: Nedra, **1973**. 384 (in Russ.).

Түйіндеме

Жүргізілген зертханалық зерттеулер баланстан тыс сульфидті мыс-молибденді кендерін байытудың мүмкіншіліктерін қарастыруға бағытталды. Тастау кен орнының сульфидті баланстан тыс кенін байытудың мүмкіншіліктерін зерттеудің нәтижелері технологиялық режимдер мен өңдеу көрсеткіштерін анықтаумен көрсетілген. Мысты концентратқа толықтай бөліп алу жинағыш реагенттің шығымы мен флотациялаудың ұзақтығына және езбенің ұсақтығына тәуелді болатыны анықталды. Кеннің осы сынамасын байытуға

оңтайлы болып ұсынылатын шарттар мыналар: жинағыш шығымы – 500-600 г/т кенге, флотация ұзақтығы – 8-12 минут және кенді ұнтақтаудың мөлшері – -0,074 мм класстың 60-65%. Алынған қаралай мысты-молибденді концентрат басты компоненттердің мөлшері бойынша белгілі құрама сұлбамен өндеуге жататын материалдарға сай келеді.

Бағытты сөздер: баланстан тыс кен, Тастау кен орны, флотациялау өнімдері, бөліп алу, флотациялау көрсеткіштері.

Summary

It is shown the necessity to involve non-commercial sulfide copper-molybdenum ores into processing. Tastau deposit non-commercial sulfide ores washability studying results are presented with determination of processing modes and technological results. The laboratory experiments were carried out for each operation included into the closed processing cycle. Special attention was paid to the flotation concentration experiments. It was established that the completeness of copper recovery into a concentrate depends both on the collector consumption and the flotation duration, as well as the grinding fineness. Following optimum processing conditions: collector consumption – 500 to 600 g/t of ore, flotation duration – 8 to 12 minutes, ore grinding fineness – 60 to 65 % of -0.074 mm size fraction, are recommended. The produced rough copper-molybdenum concentrate, with regard to the main components content, corresponds to the similar materials to be treated by the conventional combination flow sheets.

Key words: non-commercial ore, sulfide ore, Tastau deposit, flotation, extraction, beneficiation

Поступила 12.05.2014.

УДК 622.73

**Комплексное использование
минерального сырья. № 2. 2014.**

А.М. МАКАШЕВА

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, Караганда, eia_hmi@mail.ru

УЧЕТ ВЛИЯНИЯ МЕЛЮЩИХ ТЕЛ РАЗЛИЧНОГО РАЗМЕРА И ИХ НАБОРА В ВЕРОЯТНОСТНОЙ МОДЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

В современной вероятностной модели измельчения материалов анализируется влияние размеров мелющих шаров и их смеси на измельчение руды. При этом дано объяснение некоторым особенностям, ранее известным только по практическим данным. При использовании мелких шаров фракционный состав продукта характеризуется появлением двух аналитических максимумов в области крупных и мелких фракций, что является теоретической основой разделения этих фракций при работе мельницы в замкнутом цикле с классификатором. Скорость процесса при использовании смеси шаров оказывается более высокой, чем при использовании монофракций шаров той же общей массы, что указывает на синергетический эффект совместного их воздействия. Положение логарифмически нормального максимума, в отличие от раздельного применения шаров разного размера, смещаясь по времени в сторону мелких фракций, сопровождается прохождением через наибольшее абсолютное значение максимума, которое больше любого текущего значения максимума при раздельном использовании тех же шаров. Этот максимум формируется раньше в сравнении с раздельным применением шаров, а не в самом конце изучаемого интервала (3600 с), что является также весьма благоприятным фактором.

Ключевые слова: измельчение, вероятностная модель, кинетика, шаровая мельница, кварцевая руда

Введение. В развитие систематического анализа вероятностной модели измельчения [1-3] необходимо детализировать разрушающее и экранирующее воздействие шаров раз-

ного размера и особенно их смесей на зерновой материал, тем более, что последние широко применяются на практике путем эмпирического подбора состава смесей [4-9].