

УДК 622.7

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА
ПРОИЗВОДСТВА КОНЦЕНТРАТА МЕДИ УЛУЧШЕННОГО КАЧЕСТВА
И СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ СВИНЦА НА ПРИМЕРЕ КОНЦЕНТРАТА
ИЗ ШАХТЫ БАИН-ЦАГАН**

Баосюй Сун¹, Сяожун Дун², Эньлэй Ван¹, Сяньян Пю³, Чжэнь Ху³

¹Ляонинский университет науки и технологий,
114051, г. Аньшан, провинция Ляонин, Китай

²Гуандунский институт материалов и обработки,

E-mail: dongxiaorong0201@163.com, 510651, г. Гуанчжоу, провинция Гуандун, Китай

³Гуандунский институт комплексного использования ресурсов,
510651, г. Гуанчжоу, провинция Гуандун, Китай

Предложены пути решения проблемы повышения качества медного концентрата из руды шахты Баин-Цаган: подавлением минералов свинца и цинка перед медной флотацией или флотацией минералов свинца из медного концентрата. Спроектирован и реализован процесс извлечения свинца из первичного концентрата меди, в который входит удаление реагента, удаление воды, повторное измельчение и дополнительный цикл флотации свинца. В качестве детоксикатора использован сульфид натрия, в качестве депрессанта меди – полисульфид, а в качестве собирателя свинца — диэтилдитиокарбамат. Установлена возможность получения медного и свинцового концентратов, удовлетворяющих требованиям китайских стандартов.

Концентрат основной флотации меди, разделение меди и свинца, повышение качества, флотация

DOI: 10.15372/FTPRPI20210414

Значительное по размеру месторождение Баин-Цаган, расположенное на юге округа Да-Хинган-Лин, Внутренняя Монголия, содержит главным образом Cu, а также Pb, Zn, Ag и Sn и другие элементы. С точки зрения геотектонического расположения оно пережило два металлогенических периода, а именно период осаждения продуктов выветривания и период гидротермальной трансформации. Месторождение Баин-Цаган возникло в результате осаждения в низкотемпературной среде [1, 2].

Руда характеризуется достаточным разнообразием и сложным составом. Основным медьсодержащим минералом является халькопирит, который ассоциируется с пиритом. Свинцовые и цинковые минералы представлены галенитом и сфалеритом соответственно. Упорные руды свинца и меди характеризуются содержанием элементов ниже 0.20 % и мелким рассеянием, отдельные минералы в свободной форме появляются при $P_{80} < 43$ мкм [3]. Кроме сульфидов, руды месторождения отличаются высоким содержанием олова, находящимся в основном в форме касситерита, который предполагается к дальнейшей переработке в связи с его высокой рыночной стоимостью.

Эксплуатация подземной шахты и фабрики по обогащению меди и олова горной корпорации Xingye ведется с 2014 г. Фабрика производит два концентрата: концентрат меди (содержание 16 % с долей извлечения более 80 %) и концентрат олова (содержание 40 % с долей извлечения более 50 %). Рабочие параметры фабрики требуют изменения, так как глубина шахт увеличивается, и руда добывается из областей с повышенным содержанием свинца и цинка. Повышение содержания свинца и цинка в руде не только негативно влияет на качество концентрата меди, но и приводит к потерям запасов этих элементов [4].

Выделение меди, свинца и цинка из коллективного флотационного концентрата пирро- и гидрометаллургическими методами исследовалось во многих работах. Новая комбинированная технология насыщения кислородом при обжиге и выщелачивании для выделения меди, свинца и цинка из концентрата, полученного при коллективной флотации руды с низким содержанием элементов, добытой из области Джама (Тибет) рассмотрена в [5]. После насыщения кислородом при обжиге концентрата большая часть сульфидов трансформируется в оксиды, которые подвергаются выщелачиванию серной кислотой для извлечения меди и цинка в раствор, а свинец остается в виде твердого осадка. В [6] изучено влияние двух тиольных собирателей — этилового ксантогената калия (КЕХ) и амилового ксантогената калия (КАХ) — на биовыщелачивание сульфида цинка кислотоустойчивыми бактериями. Результаты показали, что степень растворения цинка в процессе биовыщелачивания увеличилась благодаря кумулятивному эффекту реагентов в диапазонах концентраций, обеспечивающих флотацию галенита и сфалерита. Тем не менее технологии выщелачивания или металлургического обогащения сложны в промышленном применении из-за высоких эксплуатационных затрат и экологических нагрузок. Таким образом, необходимо определить возможность обогащения руды с новыми характеристиками для производства конкурентоспособных продуктов обогащения.

В настоящей работе выполнены исследования по обогащению руды, содержащей медь, свинец и цинк в текущих промышленных условиях, а также выполнена разработка и реализация технологического процесса, нацеленного на производство концентратов свинца и цинка.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ

Рассматриваемая руда раздроблена до –2 мм щековой и роликовой дробилкой, а затем разделена на образцы массой 100 кг. Около 3 кг руды отобрано методом квартования, в ходе которого определен ее элементный состав масс-спектрометрией с индуктивно-связанной плазмой (ICP AES). Текстура минералов изучена оптическим микроскопом, рентгеновским дифрактометром (XRD) и сканирующим электронным микроскопом (SEM).

На основе результатов химических и минералогических анализов выполнена экспериментальная флотация в лабораторной флотомашине объемом 1.5 л при использовании 500 г руды. Ячейки снабжены мешалками со скоростью вращения 1400 об/мин, пульпа аэрирована сжатым воздухом в экспериментальных условиях, описанных в следующих разделах.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Текущий контур пенной флотации. Руда из месторождения Баин-Цаган содержит халькопирит и касситерит как ценные минералы в составе пирита, доломита и кварца. Текущий контур состоит из флотации сульфидов и последующей гравитационной сепарации касситерита. На рис. 1 представлен технологический цикл флотации, разработанный и используемый с 2016 г. с небольшими модификациями.

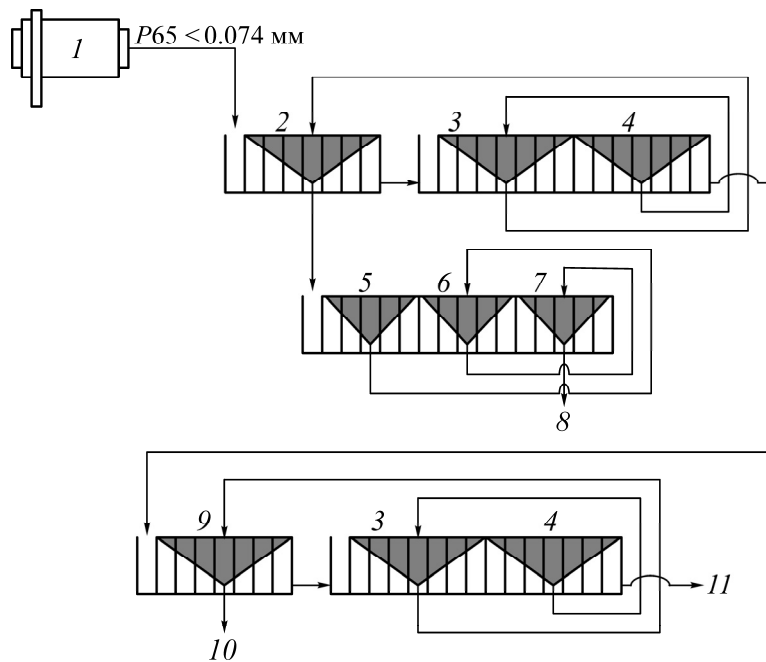


Рис. 1. Технологический процесс и условия флотации руды месторождения Баин-Цаган: 1 — измельчение; 2 — аппарат основной флотации меди; 3, 4 — аппараты контрольной флотации; 5, 6, 7 — аппараты перечистой флотации; 8 — концентрат меди; 9 — аппарат основной флотации серы; 10 — хвосты серы; 11 — гравитационная сепарация касситерита

Согласно технологическому процессу, исходная руда измельчается в мельнице до $P_{65} < 0.074$ мм. В ходе измельчения добавляется известь с расходом 5000 г/т в качестве регулятора до $pH = 10$ и депрессии пирита. Затем руда попадает в смесительный резервуар, который используется для добавления реагента 40 г/т Z 200 и интенсивного перемешивания пульпы перед флотацией. При флотации меди применяется одна установка основной флотации, две установки контрольной флотации с добавлением 10 г/т Z 200 и три установки перечистой флотации с дозировкой 400 г/т извести. Сера флотируется при помощи одной установки основной флотации и двух установок контрольной флотации.

Известь добавлялась при измельчении для повышения pH раствора, при котором пирит проявляет низкую флотационную способность. Ионы кальция, входящие в состав извести, также способствуют подавлению пирита в процессе флотации [7, 8]. В результате растворения извести в воде образуется два основных компонента: Ca^{2+} и OH^- . При pH ниже 12.5 $Ca(OH)^+$ является основным компонентом раствора. С одной стороны, обладая положительным зарядом и взаимодействуя по электростатическому механизму с поверхностью пирита, $Ca(OH)^+$ легко адсорбируется на минерале, так как его поверхность имеет отрицательный заряд при высоком значении pH . С другой стороны, измельчение с известью способно повысить степень раскрытия, так как частицы гидроксида кальция быстро заполняют трещины в руде, что облегчает процесс раскрытия полезных минералов [9].

Изопропилэтилтионокарбамат, поставляемый Пекинским главным исследовательским институтом горного дела и металлургии (BGRIMM), используется в качестве собирателя халькопирита. Известно, что этот реагент применяется специально для халькопирита при pH 8,5 и является более эффективным при флотации меди по сравнению с другими реагентами, а именно ксантогенатами и дитиофосфатами [10–13]. В табл. 1 представлена фактическая производственная статистика, полученная при описанных условиях.

ТАБЛИЦА 1. Технологические показатели фактического производственного обогащения при текущих условиях

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Концентрат	2.25	13.15	6.59	6.82	83.46	83.49	79.69
Хвосты	97.75	0.06	0.03	0.04	16.54	16.51	20.31
Исходная руда	100.00	0.35	0.18	0.19	100.00	100.00	100.00

Результаты показывают, что общее содержание свинца и цинка в концентрате меди превышает 13 % (китайский стандарт качества концентрата меди — $Pb + Zn < 10\%$). Однако содержание меди в полученном концентрате составляет только 13 % из-за высокого содержания включений свинца и цинка, что позволяет рассматривать концентрат меди как промпродукт.

Минералогия. Анализ элементного состава показал, что исходная руда содержит 0.18 % свинца и 0.19 % цинка. Это не соответствует китайским стандартам по сопутствующим элементам в месторождениях меди ($Pb > 0.20\%$ и $Zn > 0.20\%$). Низкое содержание данных элементов в руде осложняет контроль над их наличием в действующей шахте.

Для определения минералов свинца и цинка изучался флотационный концентрат меди. Соответствующие SEM-изображения представлены на рис. 2. В руде свинец содержится в виде галенита и джемсонита, а цинк в основном в виде сфалерита. Все минералы тесно ассоциированы с халькопиритом.

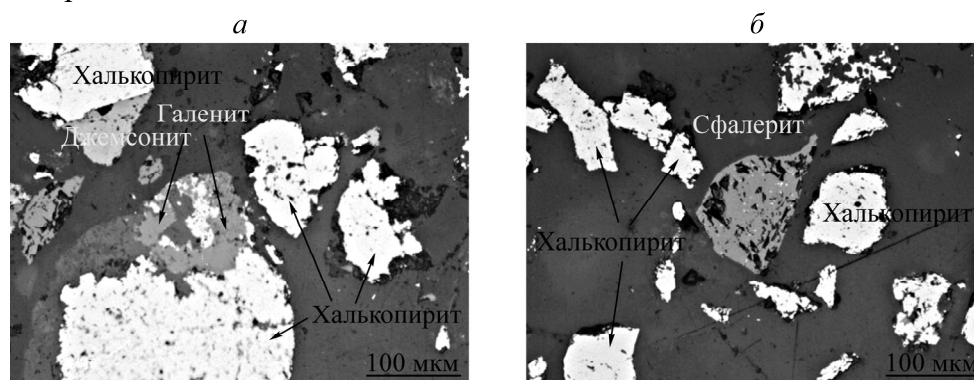


Рис. 2. SEM-изображения минералов свинца (а) и цинка (б) в концентрате меди

В табл. 2 представлено распределение полезных элементов (Cu, Pb и Zn) в зависимости от фракционного состава в концентрате меди. Наибольшая часть полезных минералов имеет размер частиц более 20 мкм, который является удовлетворительным для флотационного разделения. В общем случае результаты не показали выделенного диапазона размеров частиц минералов по флотуемости.

ТАБЛИЦА 2. Распределение содержания Cu, Pb и Zn по размерным фракциям концентрата меди

Размерная фракция, мкм	Выход, %	Содержание, %			Распределение, %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
+0.074	20.07	15.22	5.00	2.15	23.23	15.23	6.33
-0.074+0.043	15.27	12.25	5.95	6.33	14.23	13.79	14.17
-0.043+0.020	56.40	13.21	7.22	7.79	56.67	61.82	64.42
-0.020	8.26	9.35	7.30	12.45	5.87	9.15	15.08
Итого	100.00	13.15	6.59	6.82	100.00	100.00	100.00

После измельчения степень раскрытия халькопирита, галенита и сфалерита в исходной флотационной пульпе представлена в табл. 3. Из таблицы видно, что халькопирит имеет степень раскрытия 88.56 %, а также некоторую связь с галенитом и сфалеритом, которая объясняется их низкой степенью раскрытия.

ТАБЛИЦА 3. Степень раскрытия минералов Cu, Pb и Zn по классам крупности

Размерная фракция, мкм	Степень раскрытия, %		
	Халькопирит	Галенит	Сфалерит
+0.074	66.04	44.59	63.24
-0.074+0.043	77.62	70.74	70.13
-0.043	93.97	83.31	83.66
Итого	88.56	78.86	77.50

Во фракции менее 43 мкм частицы галенита и сфалерита полностью раскрыты, а некоторые находятся на границах с халькопиритом, в то время как частицы размером более 75 мкм почти полностью закрыты халькопиритом. Эти результаты показывают, что концентрат меди необходимо измельчать до более мелкой фракции, чтобы увеличить степень раскрытия галенита и сфалерита. В результате сепарация свободных частиц из концентрата меди пенной флотацией не только повысит содержание Cu, но и минимизирует содержание Pb и Zn.

Разработка технологического процесса. Согласно процессу производства концентрата меди, существует два способа сокращения содержания Pb и Zn в концентрате. Первый способ заключается в подавлении свободных минералов свинца и цинка в исходной руде перед медной флотацией, а второй способ — во флотации минералов свинца и цинка из концентрата меди. На их основе выполнены испытания по флотации.

Флотация меди. В ходе производства концентрата меди используется изопропилэтилтионокарбамат (Z200) в качестве собирателя меди, при котором извлечение Cu достигает 83 %. Однако Z200 является реакционно-активным собирателем, его производство растворимости позволяет гораздо легче переводить сульфиды свинца и цинка в концентрат меди по сравнению с ксантогенатом. Более того, Z200 — трудноудаляемый реагент из-за своей химической адсорбции на поверхности меди, что делает последующую сепарацию Cu, Pb и Zn почти невозможной [14 – 16]. В связи с данной проблемой возникла необходимость изменения условий использования реагента при флотации меди.

В состав медной руды месторождения Нуссир, расположенного на севере Норвегии, входят халькопирит, борнит и минералы платиновой группы (МПП) как ценные минералы, пустая порода состоит из пирита, карбонатов и силикатов. Результаты экспериментальной флотации [17] показали, что использование смеси ксантогената и тионокарбамата позволило увеличить долю извлечения меди на 2–8 % по сравнению с использованием индивидуальных собирателей. Наилучшие показатели были получены при добавлении тионокарбамата по сравнению с ксантогенатом. В итоге возникла более сильная адсорбция тионокарбамата на поверхности активного минерала сульфида меди, тогда как ксантогенат адсорбировался на оставшихся участках, так как он более слабый собиратель. Таким образом, сочетание собирателей увеличивает поверхностное покрытие и флотационную способность. На основе данного исследования состав реагентов при флотации меди для руды из месторождения Баин-Цаган изменен с 40 г/т Z200 на 10 г/т Z200 и 120 г/т этилового ксантогената. В табл. 4 приведены результаты фактического обогащения после данных изменений.

ТАБЛИЦА 4. Технологические показатели фактического производственного обогащения после изменений

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Концентрат Cu	1.82	15.95	5.35	5.32	83.13	66.48	58.49
Хвосты медной флотации	98.18	0.06	0.05	0.07	16.87	33.52	41.51
Исходная руда	100.00	0.35	0.15	0.17	100.00	100.00	100.00

При сравнении данных табл. 4 с табл. 1 можно увидеть, что доля извлечения Cu не изменилась (83 %), тогда как извлечения Pb и Zn значительно уменьшились с 83.49 и 79.69 % до 66.48 и 58.49 % соответственно. Общее содержание свинца и цинка уменьшилось с 13 % до менее 11 %. Следовательно, созданы более предпочтительные условия для дальнейшего процесса разделения.

Сепарация меди и свинца. Как показано в табл. 3, концентрат меди требует более мелкого измельчения для повышения раскрытия галенита и сфалерита. Также для более эффективного осуществления дальнейшей сепарации рекомендуется операция по удалению реагента.

В табл. 5 представлены результаты измельчения, проведенного в лабораторных условиях, и последующего анализа степени раскрытия халькопирита, галенита и сфалерита.

ТАБЛИЦА 5. Степень раскрытия минералов Cu, Pb и Zn по размерных фракциям после повторного измельчения

Степень измельчения, мм	Степень раскрытия, %		
	Халькопирит	Галенит	Сфалерит
Без повторного измельчения	88.56	78.86	77.5
P75 < 0.074	92.15	81.12	79.05
P85 < 0.074	93.16	87.12	82.12
P95 < 0.074	93.45	91.12	84.16

При увеличении степени измельчения концентрата степень раскрытия галенита и сфалерита увеличилась с 78 до более 88 %. Учитывая затраты на измельчение, для дальнейшей оптимизации выбрано значение P₈₅ < 0.074 мм.

В Китае распространены два метода удаления реагентов: сульфидом натрия или активированным углем (рис. 3) [18–19]. Оба метода проверены в лаборатории в соответствии с рис. 3, после флотационных испытаний выполнено сравнение полученных результатов (рис. 4).

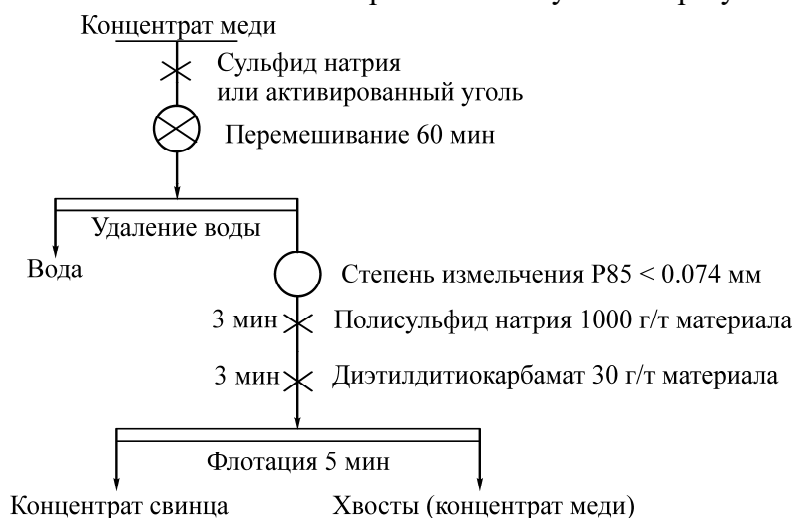


Рис. 3. Алгоритм и реагентный режим проведения лабораторных флотационных испытаний

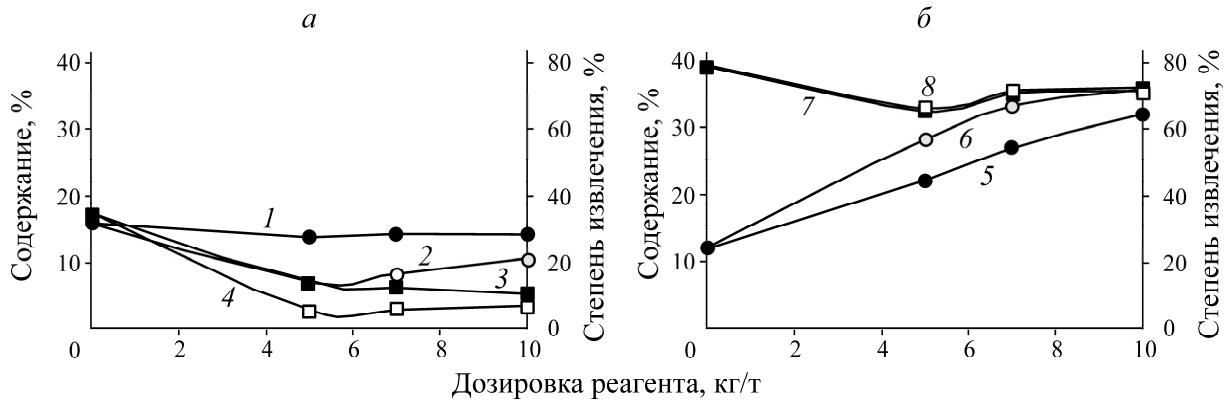


Рис. 4. Содержание меди (а) и свинца (б) в свинцовом концентрате после десорбции собирателя: 1, 5 — активированным углем; 2, 6 — сульфидом натрия. Извлечение меди из свинца после десорбции собирателя: 3, 7 — активированным углем; 4, 8 — сульфидом натрия

Сравнение двух методов удаления реагентов показало, что наличие меди в первичном концентрате свинца при использовании сульфида натрия сократилось приблизительно на 8 %, а содержание свинца в концентрате значительно увеличилось в отличие от применения активированного угля. В этой связи для процесса удаления реагентов выбран сульфид натрия с дозировкой подачи 7 кг/т.

После удаления реагента и повторного измельчения 500 г концентрата загружено в механическую флотоячейку объемом 1.5 л с водным раствором для проведения лабораторных флотационных испытаний. После фазы начального перемешивания в пульпу вводились следующие вещества: полисульфид натрия, гипохлорит натрия и в качестве депрессанта меди — известь. Подготовительная обработка продолжалась в течение трех минут. В качестве собирателя свинцовых минералов использовался диэтилдитиокарбамат [20]. В ходе флотации установлены на постоянных значениях скорость вращения импеллера 1500 об/мин, поток воздуха 3.0 л. Время флотации составляло 5 мин. Результаты лабораторных флотационных испытаний представлены на рис. 5.

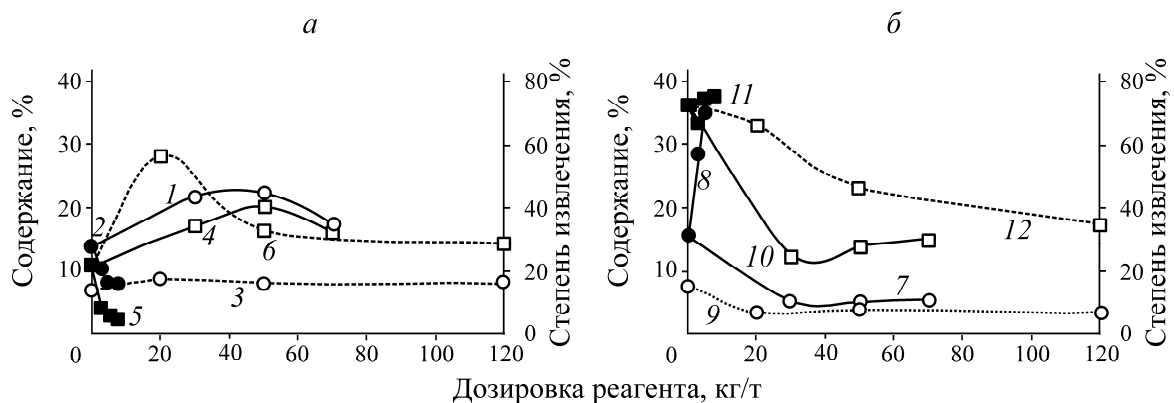


Рис. 5. Содержание меди (а) и свинца (б) в свинцовом концентрате после удаления реагента и повторного измельчения: 1 — содержание меди (известь); 2 — содержание меди (полисульфид натрия); 3 — содержание меди (гипохлорит натрия); 4 — извлечение меди (известь); 5 — извлечение меди (полисульфид натрия); б — извлечение меди (гипохлорит натрия); 7 — содержание свинца (известь); 8 — содержание свинца (полисульфид натрия); 9 — содержание свинца (гипохлорит натрия); 10 — извлечение свинца (известь); 11 — извлечение свинца (полисульфид натрия); 12 — извлечение свинца (гипохлорит натрия)

При использовании полисульфида натрия, гипохлорита натрия и извести в качестве депрессанта меди содержание меди в свинцовом концентрате составило 8, 16 и 22 % при оптимальных дозировках 5, 50 и 50 кг/т соответственно. Степень извлечения меди при данных дозировках составила 6, 32 и 40 % соответственно. Результаты показали, что полисульфид натрия обладает наибольшей эффективностью сепарации галенита и джемсонита из халькопирита при дозировке 5 кг/т концентрата меди.

В отличие от других сульфидных шахт, руда из месторождения Баин-Цаган характеризуется высоким содержанием олова, которое в основном находится в форме касситерита. Эта руда является более предпочтительной для обогащения из-за высокой стоимости олова. Учитывая последующий процесс гравитационной сепарации, модификация флотации включает изменение фракции измельчения руды и настройку установленных флотоочеек.

Согласно результатам исследований, при флотации меди собиратель заменен на сочетание Z200 и этилового ксантогената. Дозировка Z200 сокращена на 75 %. Это позволило получить предпочтительные условия для последующего процесса сепарации. Схема нового спроектированного и реализованного процесса флотации свинца и меди, включающего удаление реагента, удаление воды, повторное измельчение и дополнительную флотацию свинца, приведена на рис. 6.

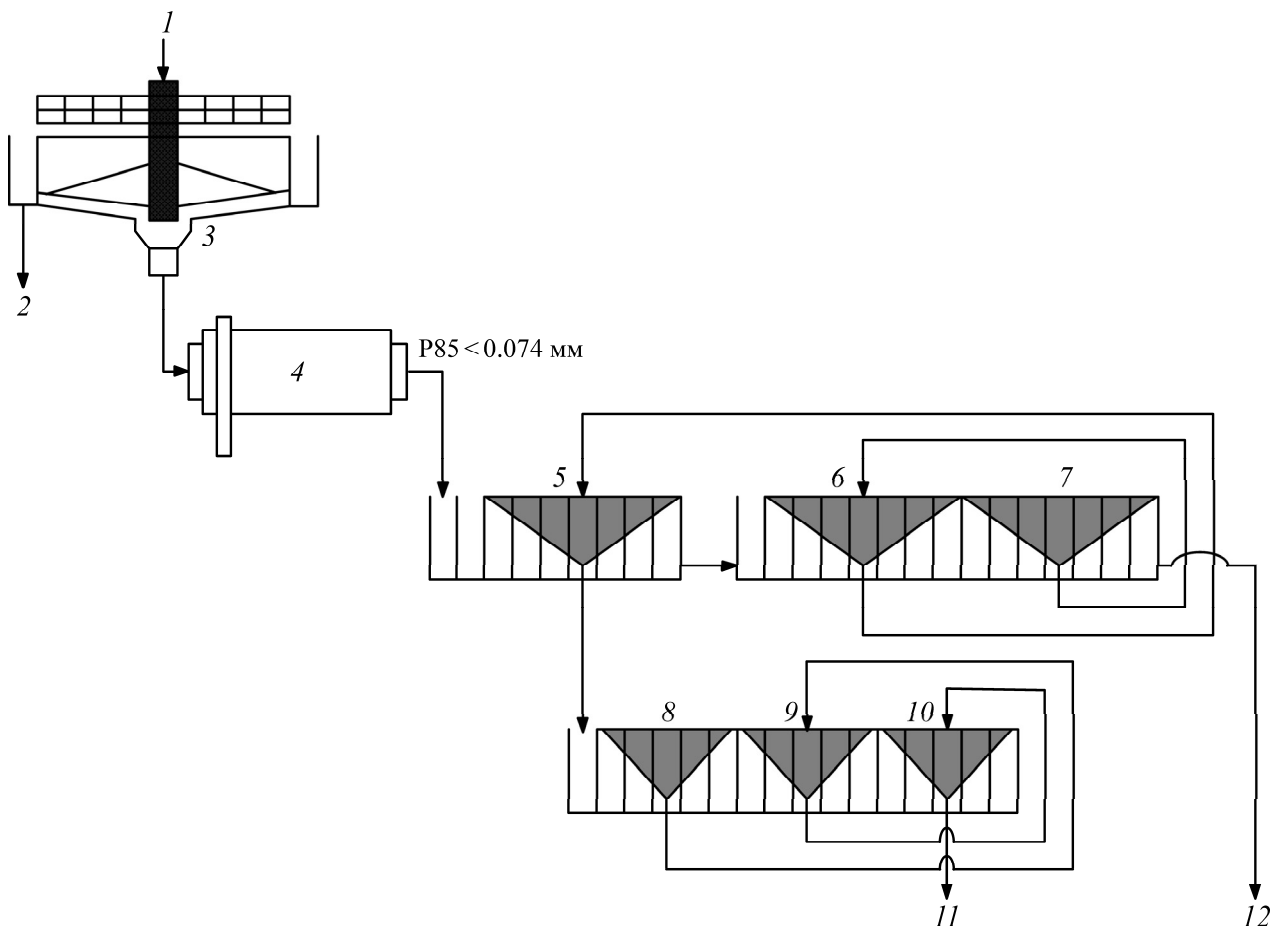


Рис. 6. Новый технологический процесс обогащения свинца и меди флотацией: 1 — концентрат меди; 2 — повторное использование воды после нейтрализации; 3 — удаление реагента и воды; 4 — повторное измельчение; 5 — аппарат основной флотации свинца; 6, 7 — аппараты контрольной флотации; 8, 9, 10 — аппараты переместной флотации; 11 — концентрат свинца; 12 — концентрат меди

При реализации новых условий производства удаление реагента проводится в резервуаре-сгустителе для получения концентрата с целью последующего повторного измельчения. После повторного измельчения из-за высокой плотности материал необходимо сильно разубоживать. Для этого используются два смесительных резервуара: в один добавляется полисульфид натрия в качестве депрессанта меди, в другой — диэтилдитиокарбамат как собиратель свинца. Дозировка реагентов по этапам флотации представлена ниже, г/т:

Удаление реагента и воды	сульфид натрия — 100
Аппарат основной флотации свинца	полисульфид натрия — 100 диэтилдитиокарбамат — 1
Первый аппарат контрольной флотации свинца	полисульфид натрия — 100 диэтилдитиокарбамат — 0.5
Второй аппарат контрольной флотации свинца	полисульфид натрия — 10 диэтилдитиокарбамат — 0.2
Первый аппарат перераспределительной флотации свинца	полисульфид натрия — 50
Второй аппарат перераспределительной флотации свинца	полисульфид натрия — 20
Третий аппарат перераспределительной флотации свинца	полисульфид натрия — 20

ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА

В табл. 6 представлены производственные данные после оптимизации и модификации технологического процесса.

ТАБЛИЦА 6. Производственные данные после оптимизации и модификации технологического процесса

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Концентрат Pb	0.15	3.15	51.00	7.55	1.35	52.23	6.84
Концентрат Cu	1.67	17.10	1.25	5.12	81.78	14.25	51.65
Хвосты	97.80	0.06	0.05	0.07	16.87	33.52	41.51
Исходная руда	100.00	0.35	0.15	0.17	100.00	100.00	100.00

Согласно данным табл. 6, в настоящее время на фабрике производится концентрат свинца с содержанием 51 % и извлечением 52.23 %, общее содержание свинца и цинка в концентрате меди снизилось (менее 7 %). Экономический эффект после внедрения нового технологического процесса представлен в табл. 7.

ТАБЛИЦА 7. Оценочный экономический эффект

Показатель	После внедрения нового процесса		До внедрения	Разница	
	Концентрат Cu	Концентрат Pb	Концентрат Cu	Концентрат Cu	Концентрат Pb
Доля, %	1.67	0.15	2.25	-0.58	+0.15
Содержание металла, %	17.10	51.00	13.15	+3.95	+51.00
Извлечение металла, %	81.78	52.23	83.46	-1.68	+52.23
Количество извлеченного металла, %	28.62	7.83	29.21	-0.59	+7.83
Цена, юань/т	30000.00	12000.00	22500.00	+7500	+12000
Прибыль, юань/т	85.86	9.40	65.72	+20.14	+9.40
Итого, юань/т	95.26		65.72	29.54	

Согласно оценочным значениям после внедрения нового процесса, цена за тонну концентрата меди после сокращения содержания свинца увеличилась с 62.72 юань/т до 85.86 юань/т. Концентрат свинца, который является новым продуктом, приносит доход 9.40 юань/т, что является хорошим экономическим показателем.

ВЫВОДЫ

В ходе элементного анализа установлено, что исходная руда из месторождения Баин-Цаган содержит 0.18 % свинца и 0.19 % меди. Извлечение сопутствующих металлов из медных месторождений Китая не соответствует стандарту ($Pb > 0.20\%$ и $Zn > 0.20\%$). После флотации общее содержание свинца и цинка в концентрате меди достигает свыше 13 %, что превышает китайский стандарт качества концентрата меди ($Pb + Zn < 10\%$). Такое содержание не только негативно влияет на качество концентрата меди, но и сокращает запасы свинца и цинка.

Флотационные испытания концентрата меди показали, что из него может быть получен концентрат свинца в результате дополнительного процесса, который включает удаление реагента, удаление воды, повторное измельчение и флотацию свинца. На стадии удаления реагента для детоксификации использован сульфид натрия. На стадии флотации свинца в качестве депрессанта меди использовался полисульфид натрия, а в качестве собирателя свинца использовался диэтилдитиокарбамат.

На основе испытаний разработан и реализован новый технологический процесс производства концентратов меди и свинца. Содержание свинца в концентрате превышает 50 %, а общее содержание свинца и цинка в концентрате меди не превышает 7 %.

Авторы выражают благодарность руководству Программы грантов талантливых проектов Ляонинского университета науки и технологий (д-р Баксу Сонг) и Команде инноваций высшего образования в провинции Лиаонинг (грант № LT2018010) за финансовую поддержку.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Shengyu Li, Jingchun Tian, Xiaobing Lin, Yinhui Zuo, Hua Kang, and Dongdong Yang.** Effect of alkaline diagenesis on sandstone reservoir quality: Insights from the Lower Cretaceous Erlian Basin, China, *Energy exploration & exploitation*, 2019. — P. 1–20.
2. **Zhe Yang, Dakang Zhong, Whitaker F., Zhao Lu, Shuo Zhang, Zicheng Tang, Runchao Liu, and Zhuang Li.** Syn-sedimentary hydrothermal dolomites in a lacustrine rift basin: Petrographic and geochemical evidence from the lower Cretaceous Erlian Basin, Northern China, *Sedimentology*, 2020, Vol. 67. — P. 305–329.
3. **Ran Jin-Cheng, Qiu Xian-Yang, Hu Zhen, Liu Quan-Jun, Song Bao-Xu, and Yao Yan-Qing.** Effects of particle size on flotation performance in the separation of copper, gold and lead, *Powder Technol.*, 2019, Vol. 344. — P. 654–664.
4. **Sehlotho N., Sindane Z., Bryson M., and Lindvelt L.** Flowsheet development for selective Cu-Pb-Zn recovery at Rosh Pinah concentrator, *Miner. Eng.*, 2018, Vol. 122. — P. 10–16.
5. **Qian Zhang, Qicheng Feng, Shuming Wen, Chuanfa Cui, and Junbo Liu.** A novel technology for separating copper, lead and zinc in flotation concentrate by oxidizing roasting and leaching, *Processes*, 2019, Vol. 7. — P. 376.
6. **Dehghan R. and Dianati M.** The effects of Pb-Zn flotation reagents on the bioleaching process by mesophilic bacteria, *Int. J. Miner. Process.*, 2015, Vol. 143. — P. 80–86.
7. **Yufan Mu, Yongjun Peng, and Rolf A. Lauten.** The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems — A review, *Miner. Eng.*, 2016, Vol. 96. — P. 143–156.

8. **Azizi Asghar.** A study on the modified flotation parameters and selectivity index in copper flotation, *Particulate Sci. and Techn.*, 2015, Vol. 35, Issue 1. — P. 38–44.
9. **Xianzhong Bu, Juanjuan Shi, and Zhao Wang.** The influences of adding lime in the grinding process on flotation of copper-zinc-sulfide ore, *Min. Research and Development*, 2018, Vol. 38. — P. 88–92.
10. **Hassanzadeh A. and Hasanzadeh M.** A study on selective flotation in low and high pyritic copper sulfide ores, *Sep. Sci. Technol.*, 2016, Vol. 51, Issue 13. — P. 2214–2224.
11. **Nagaraj D. R. and Brinen J. S.** SIMS study of adsorption of collectors on pyrite, *Int. J. Miner. Process.*, 2001, Vol. 63, Issue 1. — P. 45–57.
12. **Liu Guangyi, Zhong Hong, Dai Taigen, and Xia Liuyin.** Investigation of the effect of N-substituents on performance of thionocarbamates as selective collectors for copper sulfides by ab initio calculations, *Miner. Eng.*, 2008, Vol. 21, Issue 12–14. — P. 1050–1054.
13. **Yongjie Bu, Yuehua Hu, Wei Sun, Zhiyong Gao, and Runqing Liu.** Fundamental flotation behaviors of chalcopyrite and galena using o-isopropyl-n-ethyl thionocarbamate as a collector, *Minerals*, 2018, Vol. 8. — P. 115.
14. **Buckley Alan N., Hope Gregory A., Lee K. C., Eddie A. Petrovic, and Woods R.** Adsorption of O-isopropyl-N-ethyl thionocarbamate on Cu sulfide ore minerals, *Miner. Eng.*, 2014, Vol. 69. — P. 120–132.
15. **Fairthorne G., Fornasiero D., and Ralston J.** Interaction of thionocarbamate and thiourea collectors with sulphide minerals: A flotation and adsorption study, *Int. J. of Miner. Process.*, 1997, Vol. 50. Issue 4 — P. 227–242.
16. **Jia Yun, Huang Kaihua, Wang Shuai, Cao Zhanfang, and Zhong Hong.** The selective flotation behavior and adsorption mechanism of thiohexanamide to chalcopyrite, *Miner. Eng.*, 2019, Vol. 137. — P. 187–199.
17. **Dhar Priyanka, Thornhill M., and Hanumantha Rao Kota.** Investigation of copper recovery from a new copper deposit (Nussir) in Northern-Norway: thionocarbamates and xanthate-thionocarbamate blend as collectors. *Miner. Process. Extr. Metall.*, 2019, Vol. 9. — P. 118.
18. **Xiaoying Guan, Yongsheng Song, Wenjuan Li, and Wei Qu.** Quantitative measurement and removal of residual reagent in Cu-Mo bulk concentrate, *Chinese J. of Rare Metals*, 2017, Vol. 41. — P. 810–815.
19. **Gamelas J. A., Rebola S., Evtugina M. G., Esteves V., and Evtuguin D. V.** Purification of pulp mill condensates by an adsorptive process on activated carbon, *Holzforschung*, 2019, Vol. 73. — P. 589–597.
20. **Wenqing Qin, Guanzhou Qiu, Yuehua Hu, and Jing Xu.** Kinetics of electrochemical process of galena electrode in diethyldithiocarbamate solution, *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2001, Vol. 11. — P. 587.

Поступила в редакцию 07/IX 2020

После доработки 10/VI 2021

Принята к публикации 30/VI 2021