

Название работы: К вопросу разделения медно-свинцовых концентратов

Авторы работы Видуецкий М.Г., Кораблёва Л.В

Место публикации: Горный журнал, №12

Год публикации: 2008 г.

К ВОПРОСУ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-СВИНЦОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Видуцкий М.Г., Корablёва Л.В.

Разделение коллективных медно-свинцовых концентратов, получаемых при обогащении полиметаллических руд, осуществляется в 2 этапа. Сначала проводится подготовка концентрата к селекции, включающая удаление избыточного количества реагентов с поверхности минеральных частиц и, при необходимости, его доизмельчение. Затем, используя тот или иной режим селективной флотации, в зависимости от вещественного состава, в пенный продукт извлекают медные, либо свинцовые минералы.

В настоящее время разделение медно-свинцового концентрата на Рубцовской обогатительной фабрике ОАО «Сибирь-Полиметаллы» осуществляется по следующей схеме:

- десорбция в присутствии сернистого натрия и активированного угля;
- отмывка путём сгущения;
- агитация с депрессорами галенита – тиосульфатом натрия и железным купоросом при рН – 5,3 – 5,8, создаваемом серной кислотой;
- основная медная флотация;
- перечистная и контрольная операции также в присутствии депрессоров.

В качестве собирателя и вспенивателя используются бутиловый ксантогенат калия и бутиловый аэрофлот.

По данным технологических балансов фабрики за последнее время извлечение меди в среднем составляет не более 55% в концентрат с массовой долей меди 21 – 23%, свинца – 7 – 9%, свинцовый концентрат получить не удаётся. Столь невысокие показатели объясняются многими параметрами, в том числе рН оборотной воды на уровне 12 – 13, недостаточной ситовой характеристикой (массовая доля класса минус 0,071 мм составляет 90 – 95%) и т.д.

По данным минералогического анализа в исследуемом концентрате наблюдается чрезвычайно тонкое взаимопроращение разделяемых минералов. Основная масса сростков: халькопирита со сфалеритом, редко с ковеллином; сфалерита с халькопиритом и галенитом, реже с ковеллином; галенита со сфалеритом, реже с ковеллином в виде эмульсионной вкрапленности в этих минералах; ковеллина со всеми рудными минералами.

Однако, при более тонком измельчении существует опасность переошламования галенита, а шламовые частицы, как известно [1], оказывают на флотационный процесс негативное влияние, но добиться наиболее полного раскрытия сростков разделяемых минералов и в то же время избежать их переизмельчения – очень трудная задача.

В лабораторных условиях на пробе некондиционного медного концентрата Рубцовской обогатительной фабрики (массовая доля меди – 17,58%, свинца – 16,88%, цинка - 8,99%) были проведены исследования по

разработке технологии разделения медных и свинцовых минералов, позволяющей повысить показатели обогащения.

В процессе работы были проверены различные режимы разделения [2 – 6] с предварительной десорбцией в присутствии сернистого натрия и активированного угля. В качестве депрессоров свинца использовались упомянутые тиосульфат натрия и железный купорос, а также сульфит натрия, сульфат алюминия, бихромат калия, жидкое стекло, фосфат натрия при различных их соотношениях и расходах в кислой, нейтральной и щелочной средах. В качестве собирателей применялись этиловый, изопропиловый, бутиловый ксантогенаты и бутиловый аэрофлот, вспениватель – Т-80. Но ни один из проверенных режимов не позволил добиться приемлемых результатов, а предварительное измельчение исходного концентрата еще более ухудшало показатели (свинцовые шламы не поддавались депрессии, засоряя пенный продукт). Таким образом возникла необходимость искать новые режимы разделения медно-свинцового концентрата.

Известны случаи, когда одним из наиболее эффективных способов подготовки пульпы при разделении медно-молибденовых, медно-никелевых, медно-свинцовых коллективных концентратов является окислительно-тепловая обработка [3, 7]. В нашем случае она заключается в обработке измельченного исходного продукта острым паром. В измельчение подавался активированный уголь в качестве сорбента. Пропарка проводилась при температуре $\sim 70^{\circ}\text{C}$ при плотности пульпы не менее 45% твердого. В качестве собирателя использовался бутиловый ксантогенат, вспениватель – Т-80. По схеме (рисунок 1) после проведения I основной медной флотации с получением готового медного концентрата грубый медный концентрат II основной флотации подвергается двум перечистным операциям в присутствии тиосульфата натрия и железного купороса. После проведения контрольной медной флотации и операции обесцинкования камерный продукт является готовым свинцовым концентратом с массовой долей свинца 47,40% при извлечении 55,54% (таблица 1). Извлечение меди в медный концентрат с массовой долей меди 25,50%, свинца 5,84% составляет 91,94%.

В процессе работы были выявлены следующие закономерности. Снижение температуры пропарки до 60°C влечёт за собой повышение массовой доли свинца в медном концентрате, а увеличение её до 80°C приводит к увеличению расхода собирателя при тех же технологических показателях. На рисунках 2, 3 приведены зависимости извлечения меди в I медный концентрат от тонины помола и продолжительности пропарки, полученные по результатам открытых опытов.

Показано, что измельчение в данном случае не только не ухудшает, но и значительно повышает показатели обогащения, а продолжительность пропарки должна быть не менее 25 – 30 минут.

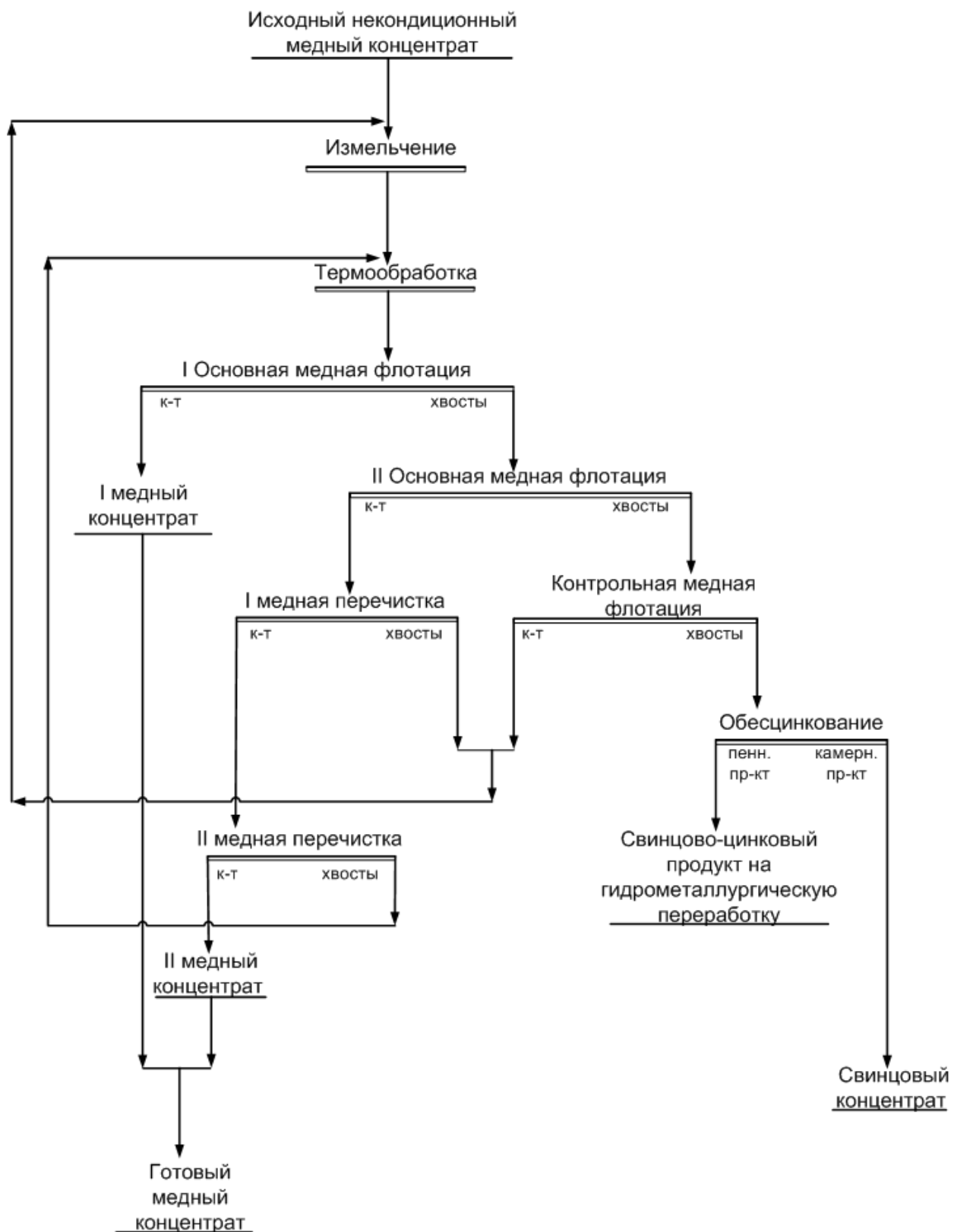


Рисунок 1 - Технологическая схема доводки некондиционного медного концентрата Рубцовской обогатительной фабрики

Таблица 1 – Технологические показатели обогащения некондиционного медного концентрата

Наименование продуктов обогащения	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
I медный концентрат	46,95	26,20	6,61	4,26	69,97	18,38	22,24
II медный концентрат	16,44	23,50	3,64	3,16	21,97	3,55	5,78
Суммарный медный концентрат	63,39	25,50	5,84	3,97	91,94	21,93	28,02
Свинцовый концентрат	19,78	2,55	47,40	7,36	2,87	55,54	16,18
Продукт на гидрометаллургическую переработку	16,83	5,42	22,60	29,81	5,19	22,53	55,80
Исходный продукт	100,00	17,58	16,88	8,99	100,00	100,00	100,00

Характерно, что рН среды не имеет решающего значения и в конечном итоге зависит только от рН воды, подаваемой в процесс (подача регуляторов для создания как щелочной, так и кислой среды ухудшала показатели).

Исследованиями установлено, что данный способ подготовки коллективного концентрата к разделению является настолько эффективным, что позволяет в замкнутом цикле до 70% меди извлекать в готовый концентрат в одну операцию без подачи депрессоров. То есть в процессе пропарки медно-свинцового концентрата Рубцовской фабрики происходит не только удаление избытка собирателя, но и депрессия свинцовых минералов, в том числе и шламовых частиц.

Применительно к Рубцовской обогатительной фабрике разработанная технология позволит отказаться от серной кислоты, сократить расходы тиосульфата натрия и железного купороса в 7 – 9 раз, а также заменить более дорогостоящий бутиловый аэрофлот на вспениватель Т-80, а при установке дополнительного измельчающего оборудования значительно повысить извлечение меди при сохранении качества и получать свинцовый концентрат.

В заключении следует отметить, что температурная обработка пульпы при подготовке коллективных медно-свинцовых концентратов к селекции является перспективным методом, обеспечивающим получение стабильно высоких показателей при обогащении труднообогатимых полиметаллических руд, а для разделения концентратов с тонким (вплоть до эмульсионной вкрапленности) взаимным проращением минералов, требующих максимально тонкого измельчения, этот метод можно считать единственно возможным.

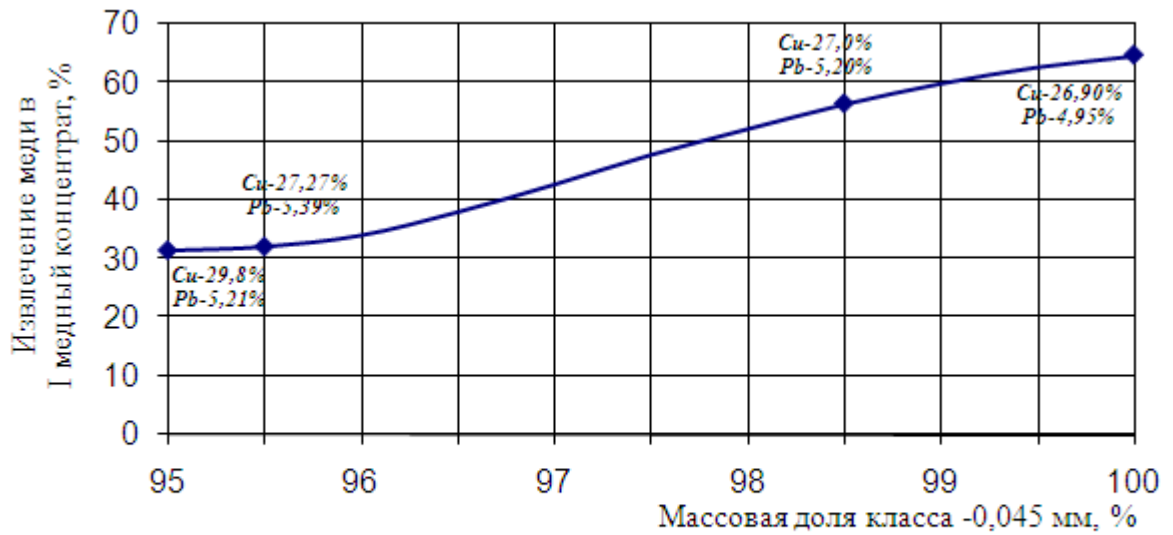


Рисунок 2 – Зависимость извлечения меди от тонины помола (продолжительность пропарки -30 мин)

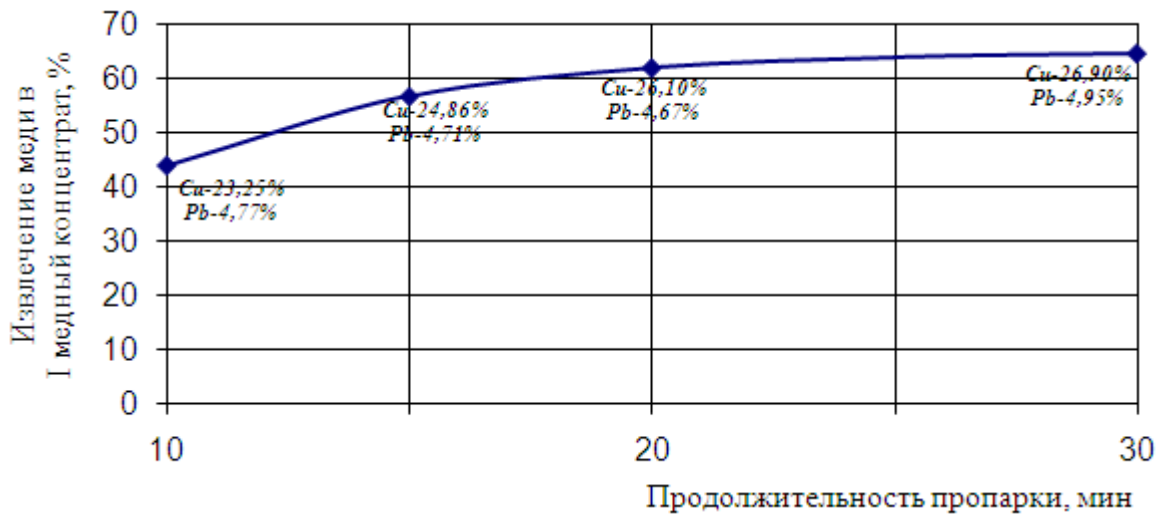


Рисунок 3 – Зависимость извлечения меди от продолжительности пропарки (массовая доля класса минус 0,045 мм – 100%)

Список использованных источников

- 1 Классен В.И., Недоговоров, Д.И., Дебердеев И.Х. Шламы во флотационном процессе – М., Недра, 1969.
- 2 Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Справочник. Книга 2 – М., Недра, 1990.
- 3 Абрамов А. А. Технология обогащения руд цветных металлов – М., Недра, 1986.
- 4 Дуденков С. В., Шубов Л. Я., Глазунов Л. А. и др. Основы теории и практика применения флотационных реагентов – М., Недра, 1969.
- 5 Польшкин С. И., Адамов Э. В., Ковачев К. П., Семков Н. И. Технология обогащения руд цветных металлов – М., Недра, 1979 – 271 с.
- 6 Клебанов О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова Н.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов – М., Недра, 1974.
- 7 Бочаров В.А., Рыскин М.Я. Технология кондиционирования и селективной флотации руд цветных металлов – М., Недра, 1993.