

И.В. Пестряк, В.В. Морозов, С. Хандмаа, Ж. Баатархуу
ОБОГАЩЕНИЕ ПРОМПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ
МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД
С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМБИНИРОВАННОЙ
ФЛОТАЦИОННО-БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ
ТЕХНОЛОГИИ

Разработан научно-обоснованный подход к выбору объекта для применения комбинированной обогатительно-гидрометаллургической технологии и определению параметров технологического процесса обогащения в условиях применения дальнейшей химической или биохимической переработки. Разработана схема комбинированной технологии обогащения промпродуктов переработки медно-молибденовых руд, Разработанная технология рекомендована к промышленному освоению на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

Ключевые слова: технология обогащения, медно-молибденовые руды, ГОК «Эрдэнэт».

Перспективным направлением повышения эффективности переработки руд является применение комбинированных технологий, предполагающих использование физических, физико-химических и химических методов. Такие комбинированные технологии применяются на предприятиях, перерабатывающих смешанные руды, в которых ценные компоненты представлены существенно отличающимися по физико-химическим и химическим свойствам минералами.

Важной научной задачей, возникающей при разработке и использовании комбинированных технологий является выбор продукта технологической схемы, для которого применение комбинированной обогатительно-гидрометаллургической технологии будет наиболее эффективным. Традиционными объектами на сегодня являются окисленные забалансовые руды текущей отработки месторождений открытым способом и гипергенно-измененные складированные хво-

сты обогащения руд в предшествующие периоды. Разработаны схемы обогащения отвальных продуктов металлургического производства. Сегодня значительное внимание уделяется и другим технологическим продуктам, в частности коллективным концентратам и промпродуктам схем флотационного обогащения полиметаллических руд.

Другой важной научной задачей является определение глубины первоначального обогащения с применением классических методов в условиях дальнейшей химической или биохимической переработки. Существующие на сегодня технологии обогащения проектировались в значительном большинстве случаев исходя из требования получения максимально обедненных отвальных продуктов, которые не предполагались к дальнейшей переработке.

Весьма важным является рассмотрение целесообразности применения технологии бактериального выщела-

чивания как одного из способов повышения рентабельности всего производственного комплекса, и как фактора, определяющего целесообразную глубину первоначального обогащения.

При выборе объектов для применения комбинированной технологии с использованием биогидрометаллургических способов следует руководствоваться следующими критериями.

1. Массовой долей сульфидных минералов в исходном сырье.

2. Массовой долей карбонатных и гидрокарбонатных минералов в исходном сырье.

3. Степенью раскрытия минеральных сростков ценных компонентов от породы или степенью трещиноватости кускового сырья.

4. Климатическими условиями применения биогидрометаллургической технологии.

5. Обеспеченностью внешней инфраструктурой для утилизации продуктов переработки.

Повышенное внимание к продуктам схемы обогащения медно-молибденовых руд обусловлено следующими факторами. Так на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» с промпродуктовым циклом связано около 15% потерь меди и 30% потерь молибдена. Именно в промпродуктовом цикле, где скапливаются минеральные фракции промежуточной флотуемости, решение задачи по повышению извлечения меди на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» стоит наиболее актуально [1]. Для условий ГОКа «Эрдэнэт» было доказано, что биогидрометаллургические методы, в частности бактериальное выщелачивание, являются перспективными для переработки бедных труднообогатимых руд, удельный вес которых возрастает с каждым годом [2].

Выбор в качестве объекта для применения комбинированной фло-

тационно-биогидрометаллургической технологии промпродуктов цикла коллективной флотации медно-молибденовых руд обусловлен повышенным содержанием вторичных сульфидных и окисленных минералов меди, повышенным содержанием пирита и сниженным содержанием карбонатных породообразующих минералов. Результаты минералогического, анализа исходной руды, промпродукта и конечных хвостов показывают, что в промпродуктовых фракциях концентрируются фракции промежуточной флотуемости, представленные поверхностно измененными сульфидами, сростками минералов меди с пиритом, окисленными медными минералами.

Значительную часть окисленных медных минералов представляет куприт, а определенную долю занимает тенорит и самородная медь. Окисленные медные минералы в сростках с нерудными минералами образуют тонкие вкрапленности. Большая часть окисленных минералов (73,14%) находится в свободной виде. Значительная часть (более 15%) связана с пиритом.

Общая массовая доля сульфидных минералов в промпродукте в 3,5 раза выше, чем в исходной руде и в 4 раза - чем в отвальных хвостах. Повышенная сульфидоносность промпродукта является благоприятным фактором для продуктивной деятельности бактерий типа *Th. thiooxidans*. Характерно, что в промпродукте происходит снижение в 4 раза массовой доли карбонатных породообразующих минералов. Это, наряду с повышенным содержанием окисленных и вторичных сульфидов меди, является благоприятным фактором для применения технологии кислотного выщелачивания (табл. 1).

Важным фактором является значительная степень раскрытости минеральных сростков.

Таблица 1
Минеральный состав руды и продуктов обогащения

	Минералы	Содержание минералов, %		
		В промпродукте	В руде	В отвальных хвостах
1	Халькозин	0,06	0,04	0,017
2	Ковеллин	0,03	0,02	0,008
3	Халькопирит	0,20	0,86	0,1
4	Борнит	0,06	0,05	0,02
5	Теннантит	0,016	0,01	0,003
6	Окисл. минералы меди	0,1	0,02	0,017
7	Молибденит	0,015	0,03	0,012
8	Пирит	18,3	3,7	3,5
9	Окисл. минералы железа	0,3	0,3	0,33
10	Кварц	24,4	35,7	36,6
11	Полевой шпат	41,5	45,0	45,5
12	Серицит	15,0	11,5	10,9
13	Кальцит, магнезит, доломит	0,08	2,8	3,0
Итого		100,0	100,0	100,0

Так по данным минералогического анализа доля минералов меди в свободных зернах, открытых сростках и закрытых сростках с сульфидными минералами составляет 90-95,5% [3].

Совокупность вышеперечисленных факторов позволяет рекомендовать в качестве объекта исследований для применения комбинированной флотационно-биогидрометаллургической переработки промпродуктовую фракцию схемы коллективной флотации медно-молибденовых руд.

Дальнейшие решения, касающиеся рациональной глубины обогащения с применением способов флотации должны вырабатываться в ходе технологических исследований, основной задачей которых является разработка схемы и режима процесса бактериального выщелачивания промпродуктовой фракции. Для выбора рациональной глубины флотационного обогащения необходимо провести связанное исследование процессов флотации и выщелачивания в условиях варьирования базового технологического параметра, регулирующего фактор глубины обогащения.

Для поиска рациональных режимов процессов комбинированной флотационно-биогидрометаллургической технологии в качестве такого параметра следует использовать степень измельчения продукта в стадии подготовки к флотационному обогащению и связанному с ним показателю извлечения меди в процессе флотации.

Необходимым условием для верного выбора значений критерия является установление закономерностей процессов флотации и выщелачивания и построение зависимостей показателей этих процессов от выбранного параметра – степени измельчения промпродукта коллективной флотации.

Выбор и обоснование параметров процесса химического или биогидрохимического выщелачивания целесообразно осуществлять на основе термодинамического анализа условий окисления медных минералов и анализ поведения породообразующих минералов. Методика термодинамического анализа соответствует классической и заключается в расчете диаграмм термодинамической ста-

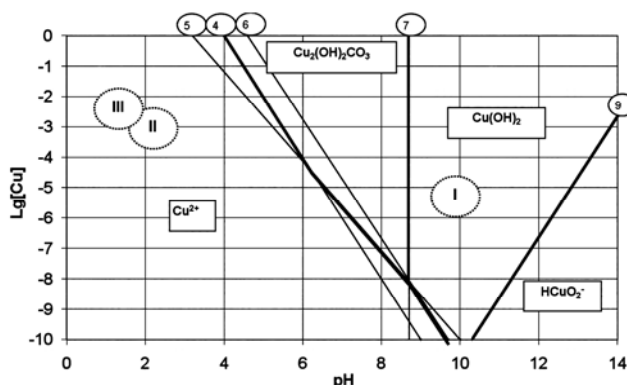


Рис. 1. Диаграмма термодинамической стабильности меди в окислительных условиях при варьировании щелочности фильтрата: I – область промпродуктовой флотации; II – область кислотного выщелачивания; III – область бактериального выщелачивания; VI – область сульфат-аммонийного выщелачивания

бильности в заданной системе координат [4]. Результаты термодинамических расчетов для окисленных форм минералов меди показывают, что технология кислотного и бактериального выщелачивания протекают в благоприятных условиях для перевода окисленных минералов меди в растворимую форму. Напротив, при использовании технологии сульфат-аммонийного выщелачивания процесс протекает в граничных условиях, характеризующихся низкой кинетикой перехода соединений меди в водорастворимую форму.

Анализ результатов термохимических расчетов для карбонатных и гидрокарбонатных породобразующих минералов показал, что в условиях кислотного и бактериального выщелачивания происходит полное растворение этого класса минералов и переход катионов металлов в раствор. Напротив, режим сульфат-аммонийного выщелачивания благоприятен для карбонатных минералов и не сопровождается их полным растворением с непроизводительным расходом кислоты. Поэтому,

при дальнейших исследованиях технология сульфат-аммонийного выщелачивания была включена в перечень сравниваемых вариантов.

При проведении исследований изучалось влияние условий и продолжительности окисления на его результаты. При подготовке пульпы тонкоизмельченный промпродукт смешивается с регенерированным бактериальным раствором при определенном соотношении Т:Ж. В процессе эксперимента проводили химические и фазовые анализы отдельно твердой и жидкой фазы.

Испытывались следующие способы выщелачивания: - серной кислотой после окисления бактериями; - выщелачивания серной кислотой; - выщелачивание сульфатом аммония; - бактериальное выщелачиванием сернокислотной среде; - бактериальное выщелачиванием в среде сульфата аммония.

В качестве критерия эффективности использовалось извлечение меди из твердой фазы в жидкую фазу. При проведении экспериментов варьировали Т:Ж от 1:1 до 1:3, температуру от 22 до 45 °С, pH от 2,0 до 6,2. Результаты лабораторных опытов показали, что после выщелачивания в жидкой фазе пульпы содержится до 20 г/л меди и 3,2 г/л железа. При исследовании процессов окислительно-биогидрометаллургического выщелачивания промпродуктов было показано, что вероятными причинами высокой эффективности применения процесса бактериального выщелачивания являются автоподкисление жидкой фазы вследствие жизнедеятельности бактерий (рис. 1).

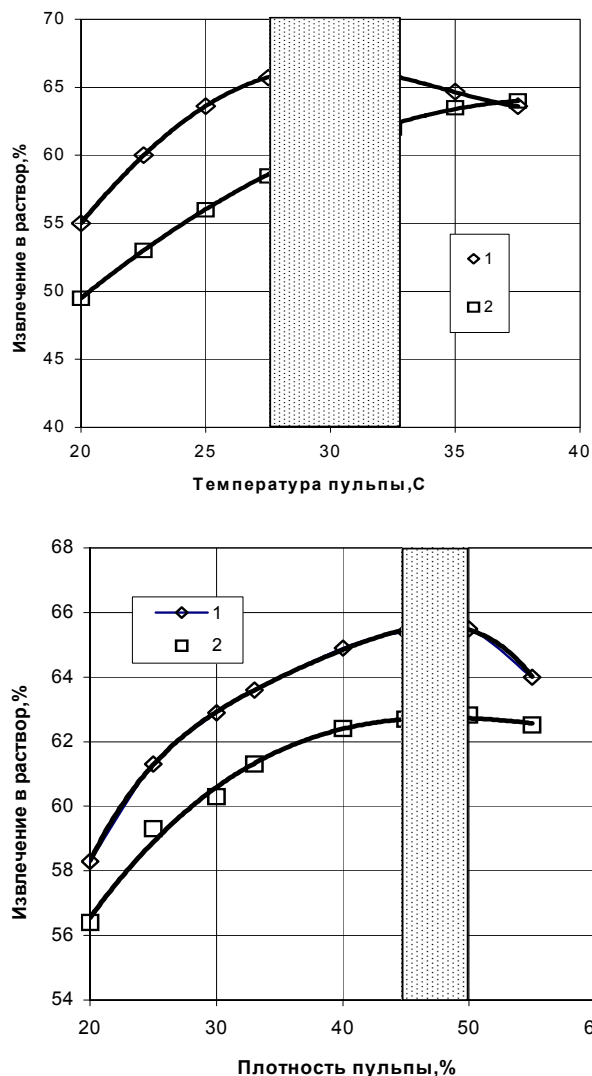


Рис. 2. Зависимости извлечения меди в раствор при выщелачивании: А: 1 – бактериально-кислотном; 2 – кислотном (при расходе кислоты 15 г/кг; Т:Ж = 1:1), Б: 1 – бактериально-кислотном; 2 – кислотном (при расходе кислоты 15 г/кг, Т = 32 °С)

По скорости перехода меди в раствор и конечному извлечению меди в раствор наиболее эффективными были процессы кислотного и бактериального выщелачивания в сернокислотной среде. На этих способах было

сосредоточено внимание при проведении укрупненных исследований.

При полупромышленных испытаниях процесс выщелачивания хвостов флотации промпродуктового цикла производился в специальных чанах футерованных кислотоустойчивым материалом. Предварительно проводили сгущение пульпы, после чего осуществляли биовыщелачивание хвостов промпродуктовой флотации содержащих 0,14 – 0,15% меди в сернокислотной среде при рН=2,1-2,2 с получением богатого раствора по меди. При этом достигалась извлечение меди в богатый раствор от 51,8 до 64,5%. Богатый раствор в дальнейшем обрабатывался с применением технологии SX-EW.

В ходе проведения укрупненных экспериментов была подтверждена возможность эффективного получения богатого медью раствора с использованием технологии биогидрометаллургической переработки. Анализы показали, что извлечение меди в богатый раствор составляет 63,5-65,4%. В ходе полупромышленных опытов было подтверждено, что наилучшие результаты получают при поддержании оптимальной рН среды в пределах 2,1-2,3 при соотношении Т:Ж 1:1, продолжительности выщелачивания до 168 часов (рис. 2).

Общая схема комбинированной технологии обогащения медно-молиб-

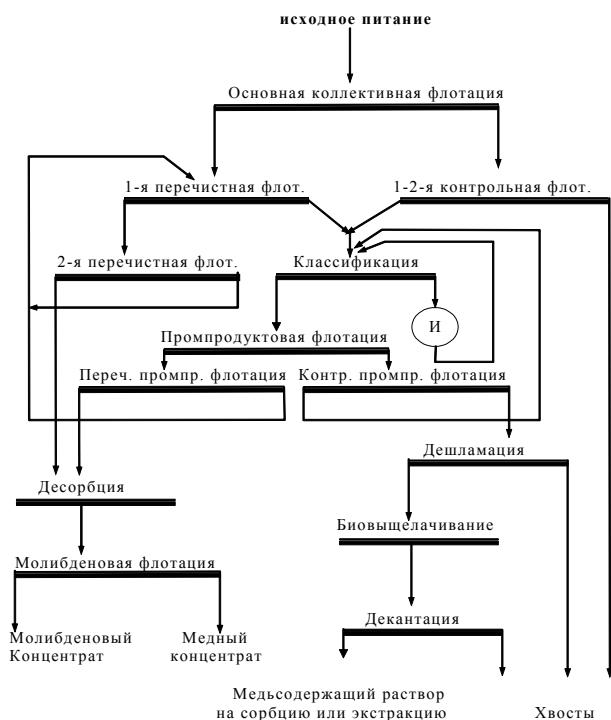


Рис.3. Принципиальная схема флотационно-биогидрометаллургической переработки медно-молибденовых руд

деновых руд, приведенная на рис. 3 включает операции измельчения, классификации и коллективной флотации, измельчения и перефлотации промпродукта коллективной флотации, бактериального выщелачивания хвостов промпродуктовой флотации (рис. 3). В данном случае основным фактором, определяющим глубину обогащения промпродуктовой фракции флотацией, является степень ее доизмельчения.

Затраты на обогатительный передел, как и совокупные издержки на переработку растут с увеличением степени измельчения руды. При определенной степени измельчения наблюдается инверсия зависимости извлечения руды флотацией от затрат на обогащение. Это обусловлено увеличением потерь со шламовыми фракциями.

Снижение крупности твердой фракции (увеличение степени измельчения) ведет к росту извлечения меди в флотационном переделе и снижению извлечения на стадии выщелачивания. При существующей крупности доизмельчения промпродукта (85-86% кл. – 74 мкм) значительная часть медных и молибденовых минералов теряется с камерным промпродуктом контрольной промпродуктовой флотации в классе крупности – 10 мкм. Увеличение крупности флотируемого материала практически не приведет к увеличению потерь меди по существующей схеме переработки, но позволит сократить расход электроэнергии.

Для обобщения общих закономерностей изменения показателей флотации и выщелачивания от степени измельчения руды удобно воспользоваться критерием содержания класса -74 мкм в промпродукте после операции доизмельчения. На плакате 1 представлена зависимость себестоимости извлечения меди из промпродукта коллективного цикла обогащения медно-молибденовых руд ГОКа «Эрдэнэт» при применении комбинированной флотационно-биогидро-металлургической технологии.

Анализ представленных результатов показывает, что технологически обоснованная степень измельчения соответствует крупности измельченного промпродукта в 84% класса -74 мкм и лежит в области меньших значений, чем при применении исключительно флотационной технологии 86,5%, рис. 4). Необходимо заметить, что разработка более эффективных технологий выщелачивания может из-

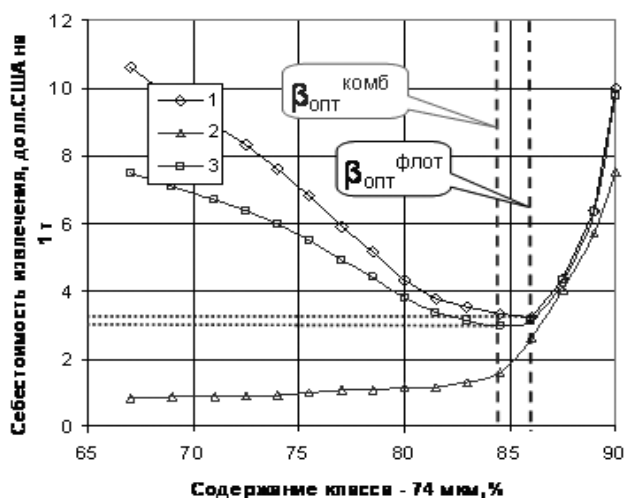


Рис. 4. Зависимость себестоимости от степени флотационного извлечения меди из промпродуктов коллективного цикла руд в условиях совместного применения флотационной и комбинированной технологии: 1- себестоимость 1 т меди при применении флотационного обогащения; 2 – себестоимость 1 т меди бактериальным выщелачиванием; 3 – себестоимость 1 т меди при применении комбинированной технологии; $\beta_{\text{опт флот}}$ – оптимальное содержание класса – 74 мкм в промпродукте без применения комбинированной технологии; $\beta_{\text{опт комб}}$ – содержание класса – 74 мкм в промпродукте при применении комбинированной технологии

менить положение дел и в таком случае целесообразная степень доизмельчения может еще снизиться.

Таким образом, в результате проведенных исследований с применением разработанных принципов были определены рациональные параметры комбинированной технологии обогащения промпродуктов схемы переработки медно-молибденовых руд, включающий их доизмельчение до крупности 84% класса - 74 мкм, флотацию сульфидных минералов при pH 10,3-10,5 и бактериальное выщелачивание при начальном pH раствора от 2,1 до 2,3 при температуре 28-32⁰С при соотношении твердой и жидкой фаз 1:1. Разработанная технология рекомендована к промышленному освоению на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ганбаатар З., Авдохин В.М. Повышение эффективности раскрытия минеральных комплексов в процессах рудоподготовки медно-молибденовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень, МГГУ, Москва, 2003. -№1. – С. 55-57.
2. Баатархуу Ж., Туя Ц., Хандмаа С. Комбинированная технология переработки медно-порфириновых руд // Горный журнал, № 8. -2004 г. С.69-73.
3. Соколов В.И., Морозов В.В. Повышение эффективности обогащения смешанных медно-молибденовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2004, - №7. – С. 305-307.
4. Гаррелс Ч., Крайст Г. Растворы, минералы, равновесия. - М.: Мир, 1967. - 407 с. **ГИАБ**

Коротко об авторах

Пестряк И.В. – декан факультета УЦДП,
 Морозов В.В. – профессор, доктор технических наук, зав. кафедрой химии,
 Хандмаа С. – инженер-исследователь, аспирант,
 Московский государственный горный университет,
 Moscow State Mining University, Russia, ud@msmu.ru
 Баатархуу Ж. – главный обогатитель, «Предприятие «ЭРДЭНЭТ»».