

## ИНТЕНСИФИКАЦИЯ КУЧНОГО (ОТВАЛЬНОГО) ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЕДНЫХ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОЛИМПИЙСКОЕ

*Институт химии им. В.И. Никитина АН Республики  
Таджикистан*

Технология кучного выщелачивания золота с использованием цианистого раствора была предложена Горным Бюро США в 1967 году. Первую крупномасштабную отработку с выщелачиванием 2 млн.т бедной руды провела компания «КортесГолдМайнз» в начале 1970 года.

Именно благодаря широкому внедрению этой технологии прирост производства золота за рубежом существенно увеличился. Так, в США в 1998 г. более 42 % годовой добычи приходилось именно на способ КВ [1,2]. За последние 8-10 лет в строй введено более 100 объектов на базе небольших по размеру месторождений, некондиционных для классических способов добычи и переработки руд.

Одним из резервов эффективного использования добываемого сырья в ООО СП «Зеравшан» является вовлечение в переработку накопленных отвалов, бедных и забалансовых руд различных месторождений.

Известна практика применения упрощенного метода кучного выщелачивания для переработки бедных руд, так называемого отвального выщелачивания. В этом случае такие дорогостоящие операции, как дробление, агломерация и другие подготовительные работы, исключаются, и руду

транспортируют на штабелирование непосредственно из карьера без предварительной обработки.

В лабораторных условиях был произведен цикл испытаний по колонному выщелачиванию на различных типах руд Таджикистана.

Для исследования бралась руда с содержанием золота 0,6-1 г/т, добытая из забалансовых горизонтов и лежалых отвалов. В ходе лабораторных исследований были проведены тестовые эксперименты на руде различной крупности, которые позволили сделать вывод о высокой эффективности переработки руды методом кучного (отвального) выщелачивания.

Руда укладывалась в колонну на высоту около двух метров, сверху на нее подавался раствор цианида натрия, который качался насосом из емкости со скоростью потока 250мл/минут. Просачиваясь через руду, раствор насыщался благородными металлами, после чего насыщенный раствор прокачивался через колонну с активированным углем. Каждые сутки велся контроль концентрации золота на выходе из колонны. При необходимости для поддержания рН среды на уровне не ниже 10,5 добавляли каустическую соду и цианид натрия для достижения концентрации последнего 500 мг/л. Два раза в день измерялся объем прокачиваемого раствора. Выщелачивание продолжалось до тех пор, пока на выходе из колонны в течение трех дней содержание золота не изменялось. После этого в течение двух дней проводили промывку руды, т.е. прокачивали воду с той же скоростью, что и раствор цианида.

В табл. 1 представлены результаты выщелачивания золота и серебра из руд различных месторождений.

Таблица 1

Результаты лабораторных исследований по колонному выщелачиванию руд различных месторождений

№ Опыта	Наименование месторождения	Класс крупности мм(-)	Содер. Au в исходной руде, г/т	Содер. Ag в исходной руде, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %	Расход NaCN кг/т	Расход CaO кг/т
1	Джилау	200	0,63	0,77	55,8	21,4	0,32 2	0,210
2	Джилау	50	0,80	1,05	79,3	24,6	0,38 6	0,330
3	Хирсона	200	0,66	0,71	58,3	37,2	0,33 8	0,320
4	Хирсона	50	0,96	0,86	71,4	25,2	0,61 0	0,420
5	Сев. Джилау	200	0,80	1,05	61,8	20,6	0,34 0	0,205
6	Сев. Джилау	50	0,82	1,03	81,3	25,6	0,41 5	0,310
7	Олимпийский	200	0,63	0,44	56,5	32,1	0,28 0	0,250
8	Олимпийский	50	0,68	0,93	59,9	28,5	0,30 5	0,265

Анализируя полученные данные, можно видеть, что при колонном выщелачивании руд крупностью минус 50 мм удастся получить извлечение золота в раствор до 81,3%. С увеличением крупности кусков до минус 200 степень извлечения золота снижается до 43-73%.

Результаты показали, что отвальным выщелачиванием можно извлечь более 50% золота, содержащегося в различных типах бедных руд. Результаты лабораторных исследований по колонному выщелачиванию легли в основу полупромышленных испытаний.

С целью дальнейшего изучения и проверки результатов лабораторных работ, построен и введен в эксплуатацию объект отвального выщелачивания небольшого масштаба. Его преимущество заключается в том, что он позволяет испытывать бедную руду в таком виде, в каком она добывается на карьере, т.е. без удаления больших кусков.

Полупромышленные испытания были начаты после завершения лабораторных исследований и получения обнадеживающих результатов относительно экономической прибыльности выщелачивания на примере бедной руды месторождения Олимпийский.

Испытательная куча выщелачивания была расположена внутри одного из недостроенных сгустителей, в 50-60 метрах от здания фабрики и на расстоянии 800 метров от хвостохранилища.

Этот участок был доступен для проезда, рядом с энергосистемами и позволял персоналу обогатительной фабрики контролировать процесс и осуществлять безопасное извлечение золота. Основание сгустителя было модифицировано и закупорено цементированием. Было уложено 11,4 тыс. тонн бедной руды из месторождения Олимпийский. Опытная куча эксплуатировалась с использованием стандартного насосного и распылительного оборудования, труб и приборов (рис.1).

Над кучей была установлена необходимая сеть орошения, система сбора раствора. Системы рециркуляции раствора и распылителей были приведены в рабочее состояние с использованием технической воды с фабрики. После этого рН раствора был доведен до необходимого значения 10,2, концентрация цианида до 300 мг/л, после чего процесс выщелачивания был начат незамедлительно со скоростью циркуляции раствора 23 м<sup>3</sup>/ч. Поток насыщенного раствора выщелачивания (ПНР), выходящий из отвала, регулировался так, чтобы поддерживать постоянный уровень раствора в нижней части основания сгустителя. Этот раствор перекачивался в емкость

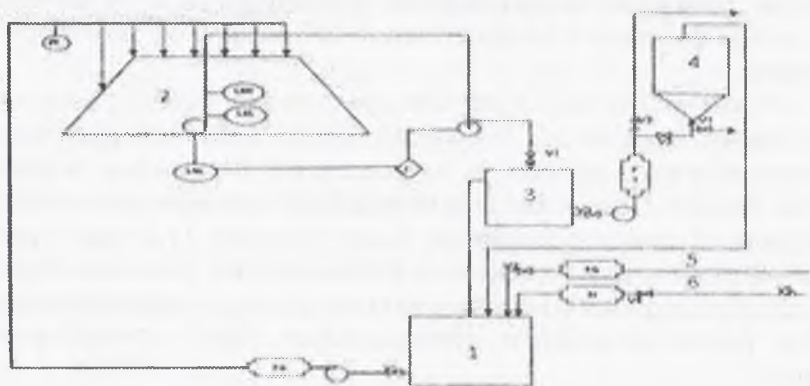


Рис. 1. Технологическая схема полупромышленных испытаний

- 1 – Емкость для насыщенного раствора
- 2 – испытательная куча
- 3 – емкость для насыщенного раствора
- 4 – колонна угля
- 5 – вода процесса из фабрики
- 6 – раствор NaCN из фабрики

насыщенного раствора. Поток насыщенного раствора со скоростью 10 м<sup>3</sup>/ч направлялся из емкости насыщенного раствора в колонну угля, которая работала в режиме восходящего потока. Колонна содержала 1100 кг угля, которая ад-

сорбировала золото из ПНР. После сорбции золота на угле ненасыщенный раствор цианида переливался из колонны в емкость ненасыщенного раствора. Содержание золота в переливе колонны угля поддерживалось ниже 0,1 мг/л. Процесс выщелачивания продолжался в течение 66 дней до тех пор, пока прирост извлечения золота не наблюдался. После извлечения золота из циркулировавшего раствора в колонне угля раствор из колонны подавался в систему измельчения фабрики со скоростью 7 м<sup>3</sup>/ч, а раствор выщелачивания для промывки кучи был заменен технической водой. С началом промывки было прекращено добавление каустической соды и цианида. Промывка продолжалась до того времени, когда отвал стал экологически безопасен для размещения в хвостохранилище. Дальнейшее добавление воды было прекращено, и раствор был полностью выкачан из отвала в систему измельчения фабрики.

Полученные закономерности извлечения золота в раствор хорошо согласуются с результатами других исследований.

После окончания цикла выщелачивания 6 дней отработанная куча промывалась чистой водой до достижения концентрации цианида в растворе ниже 15 мг/л, после чего производилась сушка кучи, которая затем вывозилась на хвостохранилище для дальнейшего захоронения.

При этом расход цианида составил 0,2 кг/т, извести – 2,0 кг/т. итоговые результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных и забалансовых руды месторождения Олимпийский.