

## **ФЛОТАЦИИ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ ОКТЯБРЬСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ**

**Сербин Д.А.,**

**научный руководитель доцент, канд. техн. наук, профессор РАЕ, Коннова Н.И.**  
*Сибирский федеральный университет*

Для окисленных золотосодержащих руд основной метод переработки – цианирование. Это объясняется тем, что в этих рудах сульфидные минералы практически отсутствуют, но имеются гидроксиды и карбонаты железа, с которыми часто связано мелкое золото. Крупность золота в таких шламистых рудах нередко составляет 10 – 20 мкм, поэтому она не извлекается гравитационными способами и хорошо цианируется. Если золото покрытое плотными образованиями, целесообразно перед цианированием прокалить, т.е. подвергать низкотемпературному обжигу. Однако золото в таких рудах извлекается не только гравитационным методом обогащения, но и флотацией. Примером тому может являться кора выветривания отечественных и некоторых зарубежных фабрик.

Целью настоящей работы являлось разработка оптимального режима флотации окисленной руды Октябрьского рудного поля. Рудопроявление находится на территории Республики Тыва, в северной части республики, где в перспективе возможно сообщение как воздушным транспортом (вертолет), так и автомобильным. Исследования обогатимости проб месторождения Октябрьского проводятся впервые.

В результате исследований установлено, что окисленные руды изучаемого месторождения имеют сравнительно простой минеральный состав. В исходных рудах преобладают кварц (до 70%), альбит (до 30%) и глинистые минералы (в составе которых преобладают минералы группы смектитов и каолинит).

Рудные минералы, кроме золота, представлены преимущественно лимонитом (в том числе, тонкодисперсным, а также в виде псевдоморфоз по пириту и арсенопириту) и, в резко подчиненных количествах гематитом и магнетитом. Самородное золото имеет преимущественно ажурную, уплощённую, реже – комковидную форму. Форма частиц и характер поверхности обусловлены рельефом минералов, окружавших выделения золота до дробления руды и высвобождения частиц). Средний размер частиц золота 0,07 – 0,04 мм (рис.2).

Результаты химического анализа руды показывают, что проба имеет в основном силикатный состав и характеризуется низким содержанием серы (0,01 %). Из цветных металлов в незначительных количествах присутствует медь (0,0019 %), цинк (0,0039 %), свинец (менее 0,02 %).

Из результатов фазового анализа следует, что золото, извлекаемое цианированием (свободное и в сростках) в пробе присутствует на 75,5 %, с минералами железа ассоциирует 12,8 %, с сульфидами – 7,4 %. Сера в пробе на 71,4 % находится в виде сульфатов, с сульфидами связано 28,6 % серы. Степень окисления серы (71,4 %) указывает на окисленный тип руды.

Экспериментально уточнялись основные факторы: крупность измельчения, расход реагентов, продолжительность флотации.

За базовый реагентный режим принят следующий: расход соды-1000 г/т, жидкого стекла -300г/т, бутилового ксантогената калия -150 г/т, Т-92 (оксаль) -100 г/т. Подача реагентов осуществлялась в камеру флотационной машины. Время перемешивания с реагентами составило, мин: с содой-10, медным купоросом -5, жидким стеклом -3, бутиловым ксантогенатом калия-2, Т-92 -1.

Определена оптимальная крупность для выделения отвальных по золоту хвостов - 89-96 % класса 0,071-0 мм.

С целью повышения качества пенного продукта флотации, были поставлены опыты на расход жидкого стекла. Из данных исследований следует, что повышение расхода медного купороса до 200 г/т приводит к повышению содержания золота в пенном продукте с 4,41 до 6,98%, извлечение металла при этом несколько возрастает (с 79,69 до 81,93 %), а качество камерного продукта практически не изменяется. Дальнейшее повышение расхода медного купороса с 200 до 600 г/т приводит к снижению качества пенного продукта (содержание золота уменьшается с 6,98 до 4,3 г/т). Оптимальным следует считать расход медного купороса 100-200 г/т.

Влияние расхода жидкого стекла на показатели флотации свидетельствует о том, что увеличение расхода жидкого стекла до 500 г/т приводит к снижению извлечения золота с 81,13 до 71,47% и качества пенного продукта с 8,28 до 6,34 г/т, в связи с чем, подача жидкого стекла при флотации исследуемой пробы руды не целесообразна.

Необходимая продолжительность флотации устанавливалась опытами с фракционным снятием концентрата. Основная часть золота извлекается за 6-7 минут, за последующие 6-8 минут флотация практически заканчивается. Продолжительность основной флотации следует принять 7 минуты, контрольной 5 минут.

С целью уточнения технологических показателей обогащения руды и влияния промпродуктов при их возврате на конечные показатели, были проведены контрольные опыты в замкнутом цикле на 6 навесках по классической схеме, включающей основную, контрольную флотации и 2 перерешетки пенного продукта основной флотации. При флотации руды по классической схеме с двумя перерешетками возврат промпродуктов в соответствующие операции не ухудшает данный процесс. Стабилизация суммы выходов продуктов флотации начинается с 4-го цикла.

Таблица - Результаты контрольного опыта в замкнутом цикле

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание Аи, г/т	Извлечение Аи, %
Концентрат	0,634	117	78,87
Хвосты	99,366	0,20	21,13
Исходная руда	100,0	0,94	100,0

Учитывая, что при флотации получены удовлетворительные технологические показатели, разработка стадийных схем флотации руды, включающих операции доизмельчения продуктов, не проводилась.

Экспериментально определены основные факторы: крупность питания- 89-90% класса 0,071-0 мм; расход реагентов на 1 т руды, г/т: соды – 1000, медного купороса-100, бутилового ксантогената калия -150 (100 г/т в основную флотацию и 50 г/т в контрольную), оксаля 100 (70 г/т в основную флотацию и 30 г/т в контрольную); - продолжительность флотации, мин: основной -7, контрольной -5- крупность питания- 89-90% класса 0,071-0 мм;

Предложена оптимальная схема флотационного обогащения с получением концентрата с массовой долей золота 117 г/т, при выходе 0,634% и извлечении золота 78,87%.

По обогатимости методом флотации исследуемую пробу руды следует отнести к среднеобогатимой, исходя из достигнутого извлечения золота.