

ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ

УДК 622.772 (85)

© Р.А.Амосов, В.Сальгадо, 2014

ПЕРЕРАБОТКА ОКИСЛЕННЫХ ЗОЛОТЫХ РУД НА РУДНИКЕ ЯНАКОЧА, ПЕРУ

Р.А.Амосов (Компания «АГАВА ГРУПП», Россия), В.Сальгадо (Компания «GRAN COLOMBIA GOLD», Колумбия)

По впечатлениям от посещения крупнейшего в Южной Америке золотодобывающего предприятия компании Minera Yanacocha кратко охарактеризованы ее сырьевая база, организация работ и технологические приемы, обеспечивающие уникальные объемы производства и низкую себестоимость продукции.

Ключевые слова: золото, кора выветривания, кучное выщелачивание, Перу.

Амосов Роман Африканович, amosovr@mail.ru, Сальгадо Виктор

OXIDIZED GOLD ORE PROCESSING AT YANACocha, PERU

R.A.Amosov, V.Salgado

Authors present their impressions from their visit to the South America's largest gold-producing enterprise. They briefly describe the mineral base, management and technologies that provide unique productivity and low cost of the end product.

Key words: gold, weathering profile, heap leaching, Peru.

Статья основана на впечатлениях от посещения авторами компании *Minera Yanacocha* в Перу, а также сведениях с сайта этой компании. Представляется, что организация работ и используемые подходы к отдельным технологическим операциям в компании могут заинтересовать отечественных специалистов.

Золотой рудник Янакоча — самый крупный в Южной Америке. Основные акционеры компании *Minera Yanacocha* — корпорация *Ньюмонт*, США (51,35%), *Минас Буэнавентура*, Перу (43,65%) и Международная финансовая корпорация (5%). Первоначально 24,7% акций принадлежали французской государственной компании *BRGM*, позднее они были выкуплены американским и перуанским участниками проекта.

Активы компании включают группу рудников, расположенных в Андах на высоте 4000–4160 м над уровнем моря и разрабатывающих месторождения Янакоча, Кинуа, Карачуго, Маки Маки, Серро Negro, Сан Хуан (все Au-Cu-Mo-порфирирового типа). Рудники находятся на севере Перу в провинции Кахамарка, в 700 км от Лимы. Названные месторождения локализованы в средне- и верхнемиоценовых вулканитах среднего и кислого составов

(лавах, туфах, игнимбритах), залегающих на пенепленизированной поверхности меловых отложений (известняков, сланцев, кварцитов), а также в диатремовых брекчиях, сцементированных кварцем (наиболее богатые руды). Этот вулканический пояс протягивается в юго-восточном направлении через всю страну.

Месторождение Кинуа* флювиогляциальное, вмещающие породы — несцементированные моренные галечники, перемещенные с территории месторождения Янакоча и захороненные в неотектонической впадине размером 2×4,5 км. Мощность золотоносных флювиогляциальных отложений 200 м, среднее содержание Au 0,75 г/т.

Текстуры первичных руд прожилково-вкрапленные. Главные рудные минералы — мышьяковистый пирит, халькозин, Ag-содержащий энаргит, ковеллин, дигенит, самородное золото; второстепенные — галенит, сфалерит, молибденит. Отрабатываемые руды содержат в среднем (г/т): As 130, Pb 630, Cu 41, Hg 8,6, Zn 25, Mo 25. Столь низкое содержание сопутствующих золоту элементов объясняется глубоким окислением руд. Глубина распространения зоны окисления достигает 300 м, средняя — 150–200 м. Околорудные изменения представлены алу-

* На руднике Кинуа руда добывается без буровзрывных работ

нитизацией. Благодаря связыванию алюминия в алуните, слоистые силикаты в руде практически отсутствуют. Это обеспечивает высокую проницаемость руды, способствующую эффективному выщелачиванию золота при цианировании.

Организация работ направлена на достижение максимальной производительности и снижение удельных затрат. На предприятии принята двухступенчатая система планирования — краткосрочная (от недели до трех месяцев) и долгосрочная (на один год). Согласование долгосрочного плана заканчивается не позднее, чем за три месяца до начала нового года. В нем определяются четыре основных показателя: объем конечной продукции; количество извлекаемого золота в штабелях; масса руды, подаваемой на штабели; объем пустых пород,



Рис. 1. Погрузка руды в карьере

которые предстоит отбить и переместить в отвал. План корректируется в течение года с учетом динамики цены золота и обязательств перед инвесторами. Коррекция обеспечивается за счет изменения объемов добычи и интенсивности орошения.



Рис. 2. Штабель из десяти слоев по 16 м; верхний слой в стадии отсыпки



Рис. 3. Водоотводная канава

Соответствующие изменения вносятся в списки приобретаемых конструкционных и расходных материалов и в штатное расписание. Общая численность персонала компании 8900 человек, в том числе 2300 ИТР и 6000 сотрудников подрядных компаний *Knight Piesold LLC* и *Fluor Daniels*. Первая специализируется на сооружении штабелей и прудков, транспортировке руды и пустых пород, прокладке траншей для отвода ливневых вод; в сферу ответственности второй входят монтаж фабрик, производство и распределение электроэнергии, перекачка и распределение растворов, обслуживание оборудования.

Объектом отработки являются исключительно окисленные руды. Для оконтуривания рудных тел в карьерах принято бортовое содержание Au 0,2 г/т. В начальный период деятельности предприятия среднее содержание Au в товарной руде достигало 1,9 г/т. По состоянию на 2000 г. совокупные запасы золота в окисленных рудах на всех месторождениях оценивались в 1135 т при содержании Au в руде от 0,9 до 1,6 г/т. В 2010 г. запасы возросли до 1860 т при одновременном снижении среднего содержания Au в руде до 0,96 г/т и содержании Ag 17–20 г/т. В отдельных подсчетных блоках среднее содержание Au составляет всего 0,5 г/т. Площадь земельного отвода 1570 км², нарушенных земель 157 км². Руда добывается из пяти карьеров общей площадью 6500 га. Достигнутая глубина отработки 80–150 м, проектная до 300 м.

На погрузке отбитой руды используются 9-кубовые фронтальные погрузчики и экскаваторы *Nitachi* и *Cummins* с объемом ковша от 6,5 до 28 м³ (рис. 1). Доставка руды выполняется самосвалами грузоподъемностью 90, 120 и 260 т. Дальность транспортировки руды не превышает 2,5 км. На долю отбойки, погрузки и доставки руды приходится 50% эксплуатационных затрат. Ежегодно добывается 50–60 млн. т, из них 6 млн. т перерабатывается на фабрике по схеме прямого цианирования, вся остальная руда по технологии кучного выщелачивания. В год производится 1,5–1,8 млн. унций золота.

В эксплуатации находятся четыре поля штабелей кучного выщелачивания, места заложения которых выбраны с учетом минимизации перевозок и рельефа местности. Каждое поле штабелей состоит из множества секций размером 100×100 м в плане, которые последовательно пристыкуются один к другому. Руда укладывается слоями толщиной 16 м, общая высота штабелей достигает 120–160 м (рис. 2).

Конструкция основания штабелей не вполне традиционная. После удаления почвенно-растительного слоя и выравнивания грунта на него укладывают дренажные трубы, предназначенные для сбора и отвода цианистого раствора в случае повреждения и протечки геомембраны. Минимальный уклон основания 3°. Дренажные трубы покрывают 30–40-сантиметровым слоем глины, выполняющим функции противодиффузионного экрана и мягкой подложки для геомембраны. После уплотнения глиняного экрана на него стелют геомембрану толщиной 1,5 мм, на которую укладывают перфорированные дренажные трубы диаметром 100 мм, собранные «в елочку» и соединенные с магистральным трубопроводом диаметром 400 мм. Геомембрану и дренажные трубы покрывают слоем песка толщиной 35–40 см и щебенки той же толщины. В основание штабелей закладываются датчики давления. Для защиты от ливневых вод поле штабелей окружено по периметру мощеной канавой шириной 4–5 м и глубиной 1,5 м (рис. 3).

В начальный период работы предприятия считали, что приемлемая скорость просачивания раствора достижима только на агломерированной руде, поэтому была построена большая агломерационная фабрика производительностью 120 тыс. т/сут, на которой окомкование приходило за счет пересыпания увлажненной и перемешанной с цементом руды на каскадном транспортере. Строительство агломерационной фабрики обошлось в 60 млн. дол. Впоследствии высокие затраты на дробление, цемент и агломерацию, а также транспортировку агломерированной руды и укладку ее в штабели вынудили отказаться от агломерации и законсервировать фабрику. В настоящее время в штабели укладывают руду забойной крупности (75% класса -3 дюйма). После наращивания штабеля на 5–5,5 м в высоту прикатанный самосвалами слой руды «перелопачивают» экскаватором 350С с обратной лопатой, а затем выравнивают и нарезают систему мелких параллельных канавок бульдозером D10Т со специальным рыхлителем. Устойчивость штабеля контролируют маркшейдерским способом по положению специально закладываемых в них реперов. Насыпная плотность руды в штабеле 1,35 т/м³.

Свежий раствор подается к штабелям по стальным магистральным трубопроводам диаметром 400 мм (рис. 4). От них в центр группы из четырех секций укладывается (до погрузки руды) стальной трубопровод диаметром 200 мм. Он заканчивается вертикальным «стояком» того же диаметра, который защищен пластиковой трубой большего диаметра и последовательно наращивается одновременно с погрузкой руды в штабель. После завершения погрузки руды вертикальная труба высовывается из нее на 0,5–1 м.

Система распределения свежего раствора цианида на поверхности штабеля включает три параллельные



Рис. 4. Стальные нагнетательные трубы для подачи свежего раствора на штабель и пластиковая труба для отвода нагруженного раствора самотеком

пластмассовые трубы диаметром 6 и 4 дюйма, уложенные параллельно друг другу на расстоянии 50 м (рис. 5). Они соединены друг с другом при помощи гибких перфорированных шлангов диаметром 16 мм, расстояние между которыми составляет 70 см (рис. 6). Калиброванные отверстия в шлангах расположены через 70 см друг от друга. Вся эта система присоединяется к магистральной вертикальной трубе гибким шлангом. Давление на входе в шланг поддерживается на уровне 50 psi и контролируется манометром, поток раствора рас-

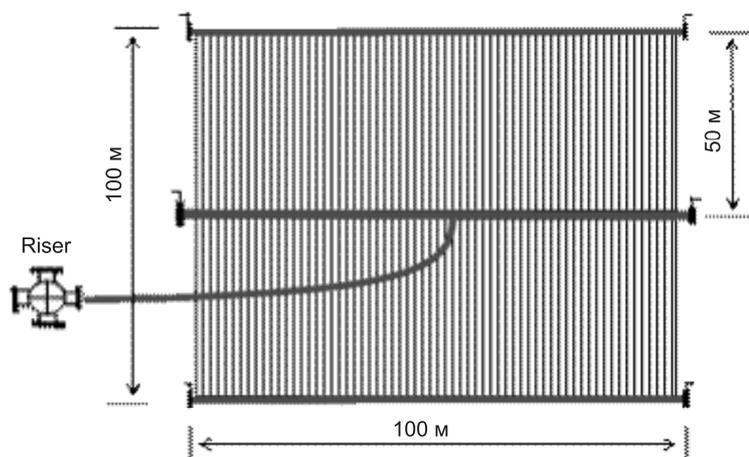


Рис. 5. Система орошения одной секции штабеля (схема)



Рис. 6. Система распределения свежего раствора:

вертикальный «стояк», магистральные шланги диаметром 6 дюймов и 16-миллиметровые шланги с капельницами. На дне канавок, заполненных цианистым раствором, заметен темный осадок активированного угля. На дальнем плане склон наращиваемого штабеля, покрытый известковым молоком

ходомером и с помощью вентиля поддерживается в диапазоне не более 10 л/час на 1 м². Для очистки оросительной системы от тонкодисперсного активированного угля, который не удается отделить на фабрике, ежедневно на две минуты открываются краны, смонтированные на концах пластиковых труб (см. рис. 5). Для орошения склонов штабелей более эффективны вращающиеся импульсные распылители (рис. 7). Изоляция поверхности штабелей от атмосферных осадков не предусмотрена, несмотря на то что среднегодовое их количество составляет 1200 мм.

При длительности цикла выщелачивания 180 сут уже через 70 сут после начала орошения, не дожидаясь полного извлечения золота, производят демонтаж оросительной системы и на поверхность неполностью выщелоченного штабеля укладывают новый слой руды. На этот момент извлечение золота в раствор достигает только 56%. Монтаж и демонтаж системы орошения на секции размером 100×100 м выполняются двумя рабочими и занимают по две смены.

В подаваемом на штабель свежем растворе pH поддерживается на уровне 9,5. При замачивании штабеля цианистый раствор подкисляется вследствие смешивания его с поровой жидкостью, pH

которой равен 4,5. При pH <9,35 происходит выделение летучего цианистого водорода по схеме $CN^- + H_2O \rightarrow HCN + OH^-$, что вызывает повышенный расход цианида и снижение эффективности выщелачивания золота. Для предотвращения этого явления в руду при погрузке ее в штабель дополнительно вносится известь в виде известкового молока. На руднике Кинуа для приготовления известкового молока за 1,5 млн. дол. построена фабрика, включающая силос вместимостью 300 т сухой извести, шаровую мельницу, гидроциклон диаметром 4 дюйма и танк вместимостью 400 м³ известкового молока. Из накопительного танка готовый раствор по трубопроводу перекачи-

вается в два расходных танка по 100 м³ каждый, смонтированных на удалении 500 м от штабелей. От расходных танков известковый раствор доставляется на штабель 10-кубовыми автоцистернами и распыляется с помощью компрессора на склон штабеля, который отсыпают по схеме «от себя» [1], а также на щебеночный слой перед укладкой первого слоя руды. Внутри штабеля образуется серия параллельных склонов зон, смоченных известковым молоком. Продуктивный раствор со штабелей сначала поступает на станцию управления потоками и опробования растворов. Один раз в сутки продуктивный раствор анализируется на Au, Ag, Cu, Hg; определяются также концентрация свободного цианида и pH. Раствор с концентрацией Au 0,45 мг/л и более подается в сгуститель диаметром 40 м для очищения от механических примесей. Слив сгустителя перекачивается в прудок продуктивного раствора, где обрабатывается полимерным ингибитором для подавления осадкообразования, и далее — на узел сорбции. Расход ингибитора 6–10 г/м³. Раствор, содержащий Au в концентрации <0,45 мг/л (в среднем 0,2 мг/л), минуя сгуститель и узел сорбции, сразу поступает в прудок свежего раствора для подкрепления или перекачивается на другой штабель, если концентрация цианида достаточно высока.

На угольной фабрике рудника Кинуа установлены два ряда сорбционных колонн диаметром 3,1 м, по пять колонн в ряд. Раствор в колонны должен подаваться снизу и перемещаться из одной в другую самотеком. Расчеты показали, что для обеспечения гравитационного перемещения раствора между колоннами выгоднее изготавливать колонны разной высоты, чем устанавливать колонны одинаковой высоты на рамы (рис. 8). Раствор подается в колонну сверху по центральной трубе и распределяется металлическим «зонтом», находящимся у дна колонны. Такое решение обходится дешевле и позволяет при необходимости увеличить загрузку угля. Свежий уголь загружается в последнюю колонну и последовательно перемещается в первую. Затем его перегружают в емкость для кислотной отмывки от карбонатов, которая осуществляется традиционным способом с помощью 3%-ной соляной кислоты. После десорбции золота с угля элюат перекачивается по трубопроводу на фабрику рудника Янакоча для извлечения

золота и серебра по технологии *Merril Crow*. Там же выполняется плавка извлеченного золота на слитки.

Все параметры технологических процессов измеряются автоматически и передаются в реальном времени в центр управления, который обслуживается тремя специалистами. На экран контрольного монитора передаются также изображения с видеокамер, установленных в различных точках технологической схемы. Операторы центра управления могут контролировать местоположение погрузочной техники и самосвалов, перевозящих руду и пустые породы.

Основные показатели кучного выщелачивания: количество руды в слое из расчета на одну секцию



Рис. 7. Серия вращающихся распылителей свежего раствора на склоне штабеля

размером 10 000 м² — 210 000 т; исходное содержание Au в руде 0,5–0,9 г/т; интенсивность орошения — не более 10 л/ч на 1 м²; концентрация цианида в свежем растворе — 0,45 г/л; pH свежего раствора — 9,5; извлечение Au в раствор — 76%; извлечение Au на уголь — 96–98 %; содержание Au на угле после сорбции — 1,5–3 кг/т; содержание Au на угле после десорбции — 30 г/т; полный цикл выщелачивания — 180 сут; удельный расход цианида — 0,35 кг/т; удельный расход извести — 1,8 кг/т; себестоимость унции золота — 390 дол., в том числе 100 дол. административных расходов.

Среди факторов, обеспечивающих низкую себестоимость товарной продукции, следует назвать:



Рис. 8. Линия сорбционных колонн на фабрике Кинуа

низкий коэффициент вскрыши (на месторождении Маки Маки — 0,6);

большие объемы производства, использование высокопроизводительного оборудования на добыче и транспортировке руды, а также при сооружении штабелей;

исключение из процесса операции рудоподготовки;

высокую проницаемость окисленных руд и свободное золото в них.

К названным факторам следует добавить и территориальный: рыночная цена цианида в Западном полушарии втрое ниже, чем в России.

В оптимизации процессов и снижении производственных затрат значительную роль играют исследовательские работы, выполняемые департаментом металлургии. Так, в начальный период эксплуатации месторождений обнаружили высокое содержание тонкодисперсного угля в свежем растворе, подаваемом на штабели. Сначала на каждой секции штабелей смонтировали центробежную ловушку для его отделения. При увеличении количества секций выяснилось, что обслуживание ловушек связано с большими трудозатратами, поэтому на фабрике смонтировали центральную станцию центробежного отделения тонкого угля, который не удается отделять грохочением. В дальнейшем усовершенствование аппаратуры позволило снизить содержание угля в свежем растворе до 1,5 г/т.

Серьезные работы проводятся для оптимизации

орошения штабелей. С помощью электроразведки исследовали распределение жидкой фазы в массиве заштабелированной руды. Выявили, что в некоторых секциях в выщелачивание вовлекается всего 65% руды. Этот результат стимулировал проведение сравнительных испытаний гибких шлангов, применяемых для распределения раствора на поверхности штабеля. На одной половине экспериментальной секции использовали гибкие шланги компании *Leach Line*, на другой — компании *Max-Emitter*. Через месяц на первой половине секции оказались закупоренными 6,35% капельниц, на второй — 46,9%. Шланги компании *Max-Emitter* в дальнейшем не использовались.

В структуре затрат на выщелачивание 31% приходится на долю цианистого натрия. Еще в 2003 г. специалисты компании обратили внимание на то, что известная зависимость концентрации Au в рабочем растворе от времени выщелачивания полностью повторяет зависимость концентрации Au от соотношения масс раствора и руды в штабеле, причем максимальное содержание Au достигается при отношении масс раствора и руды ~0,15. Такая зависимость объясняется выщелачиванием раскрытых частиц золота в начальный период. Кинетика этого процесса определяется скоростью орошения, а затем лимитирующим фактором становится диффузия, так что значительная часть цианида проходит сквозь штабель, не взаимодействуя с золотом. Эта закономерность подтвердилась в экспериментах, что послужило основанием для изменения режима орошения. В первые 30 дней на штабель подается раствор с концентрацией свежего цианида 50 г/т, затем ее снижают до 30 г/т. Годовая экономия от сокращения расхода цианида составила 1894 тыс. дол. Общее извлечение золота при этом осталось на прежнем уровне. Кроме того, при новом режиме орошения сократилось извлечение Cu в раствор на 55,8%, а Hg на 27,8%.

Как отмечено выше, ежегодно 6 млн. т руды перерабатывается на фабрике по схеме прямого цианирования. В каждой тонне руды содержится 600 г Cu, что, как известно, создает серьезные проблемы

при сорбции и десорбции золота, а также при переработке катодного осадка [2]. Для отделения Си пульпа после выщелачивания Au подается в сгуститель; слив сгустителя подкисляется гидросульфидом натрия и серной кислотой и поступает в следующий сгуститель, где осаждаются сульфиды Си и Ag. Сгущенный продукт обезвоживают на пресс-фильтре и после сушки отправляют на реализацию. Подщелачивание обезжелезненного раствора до pH 10,5 после сорбции Au на активированный уголь сопровождается регенерацией цианида, который перекачивается в танк технологической воды. После десорбции золота с угля элюат по трубопроводу перекачивается на фабрику Янакоча для переработки по технологии *Merril Crow*.

Рудники компании *Minera Yanacocha* находятся в водораздельной части Анд — области питания многочисленных ручьев и рек, текущих в Атлантический и Тихий океаны и являющихся источниками водоснабжения для прилегающих территорий. В связи с этим правительство страны придает особое значение вопросам охраны окружающей среды. Территория рудника Янакоча огорожена непрерывным металлическим забором на бетонном основании, исключаящим проник-

новение крупных диких и домашних животных на территорию рудника и фабрик. Под штабелями и на прилегающих площадях в контрольных скважинах регулярно определяется содержание цианида в подземных водах (предельно допустимая концентрация 200 мг/м³). При обнаружении протечек цианистого раствора вследствие повреждения геомембраны предусмотрены немедленное прекращение подачи раствора на соответствующий штабель и исключение последнего из эксплуатации. Еще в 24 пунктах производится мониторинг состава поверхностных и грунтовых вод, включающий анализ на Pb, Cd, As, Hg.

Авторы признательны сотрудникам компании Ньюмонт Э.А.Родригесу, Л.К.Чукилину и П.К.Бенавидесу за содержательную экскурсию и ценные комментарии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Кучное выщелачивание благородных металлов* / Под ред. М.И.Фазлуллина. — М.: Академия горных наук, 2001.
2. *Лодейщиков В.В.* Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. — Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. Т. 1, 2.