

УДК 622.272

В.И. Голик, В.И. Култышев

ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Описана система разработки этажным принудительным обрушением с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде, магазинированием и выщелачиванием металла инфильтрационным потоком реагента.

Ключевые слова: месторождение, забалансовая руда, грохочение, кучное выщелачивание, магазинирование, электровакуумная установка.

Освоение физико-химических технологий на месторождениях России дает возможность вовлечь в эксплуатацию месторождения, не пригодные для традиционных способов, увеличить эксплуатационные запасы на вновь проектируемых объектах, сократить сроки их строительства и освоения, снизить размер капиталовложений, уменьшить себестоимость продукции и отказаться от трудоемких и дорогостоящих технологий разработки.

Технологии с выщелачиванием урана противопоставляются технологиям со слоевым обрушением, слоями с твердеющей закладкой, поэтажным обрушением с гибким перекрытием и др. Снижается расход дорогостоящих и остродефицитных материалов, например, леса и цемента.

Северный Кавказ. Быкогорское месторождение не отличались большими запасами урана, а размещение его в курортной зоне Минеральных вод предъявляло жесткие радиационные требования к технологии работ.

Месторождение разрабатывали системами горизонтальных слоев с закладкой пустот породой от проходческих работ, забалансовой рудой и металлосодержащими породами. Извлечение металла из месторождения дос-

тигалось за счет вовлечения в разработку попутно с промышленной рудой и части забалансовых запасов.

Для увеличения активных запасов руды в блоке и сокращения объема подготовительных и нарезных работ горизонты грохочения, погрузки и отбойки были совмещены. Горную массу обогащали на барабанном грохоте с отверстиями диаметром 50 мм. После грохочения руда содержала до 70 % металла от исходного количества, что позволяло выделять из забалансовой руды до 40 % руды с промышленным содержанием металла и перерабатывать ее на заводе. Надрешетный материал был сырьем для технологии кучного выщелачивания.

Начиная с 1961 г. добыча урана сократилась из-за истощения балансовых запасов, поэтому с 1963 г. здесь использовали способ подземного и кучного выщелачивания руд, отнесенных к забалансовым для традиционной технологии. Одновременно путем переработки кучным выщелачиванием утилизировали забалансовые руды в отвалах.

Перевод рудника на новую технологию добычи позволил не только сохранить уровень добычи урана, но и создать благоприятные предпосыл-

ки для дальнейшего роста производства несмотря на то, что содержание урана в руде снизилось более чем в пять раз по сравнению с начальным значением.

В результате пересчета запасов количество урана в бедных рудах, некондиционных для традиционного способа, повысилось в 3,5 раза по сравнению с разведанными запасами балансовых руд.

На основе изучения физико-механических и геотехнологических свойств руд разработаны варианты подготовки блоков для подземного выщелачивания как с взрывным дроблением, так и в естественном массиве. Днище блока формировалось взрыванием скважин, пробуренных сверху вниз из выработок оросительного горизонта. Выпуск руды из компенсационной щели осуществлялся на нижележащий откаточный горизонт. Орошение осуществлялось через скважины, пробуренные через потолочный целик.

Подготовка блока без предварительного дробления массива заключалась в проходке выработок по нижней границе вдоль его длинной стороны, из которых через 4—4,5 м бурили восходящие нагнетательные скважины на высоту этажа. Из двух параллельно пробуренных вееров скважин один являлся дренажным, второй — нагнетательным.

Объем подготовительно-нарезных работ и горной массы, извлекаемой на поверхность, был доведен до минимума, более чем в 9 раз увеличена производительность труда, осуществлена бесцеликовая отработка рудных тел, количество рабочих уменьшилось в 1,4 раза, улучшены санитарно-гигиенические условия труда: по пыли — в 6 раз, по спецфактору — в 7 раз.

На предприятии были освоены физико-химические процессы получения металла, в результате чего оно

представляло собой геотехнологический комплекс с подземным и кучным выщелачиванием урана из забалансовых руд.

Основной стала система разработки этажным принудительным обрушением с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде, магазинированием и выщелачиванием металла инфильтрационным потоком реагента.

Улавливание продуктивных растворов с уровня депрессионной воронки подземных вод с помощью электровакуумных установок позволило отказаться от гидроизоляции днища блока. Пьезометрический уровень трещинных вод обусловил способ улавливания продуктивных растворов, которые, проникая в зону смешивания с глубинными напорными водами, сформировали дренажный горизонт. Через скважины, пробуренные в эту зону, с помощью электровакуумных установок производилась откачка продуктивных растворов. Благодаря этому потери металла с растворами не превышали 3—5 %.

Электровакуумные установки производительностью 40—50 м³/час, глубиной забора 6,5 м, объемом бабка 1,1 м³ подавали растворы на расстояние до 600 м. Создаваемые с их помощью под блоками депрессионные воронки с понижением уровня до 0,5 м исключали растекание растворов за пределы контура работ. Разбавление продуктивных растворов подземными водами компенсировалось применением сорбционных стационарных напорных колонн и передвижных сорбционных установок, способных перерабатывать продуктивные растворы с низкой концентрацией урана.

Рационализация методов выщелачивания позволила: повысить безопасность работ; уменьшить в 3 раза

объем нарезных работ; увеличить в 2,5 раза эффективность горно-подготовительных работ; увеличить активные запасы руды на 20—30 %; сократить потери урана.

Без предварительного разрушения потоком реагента с секционной подачей и приемом продуктивных растворов в скважинах выщелачивали участки в зоне напорных трещинных вод, уровень которых на 2—4 м ниже самого глубокого горизонта. Выщелачивание осуществлялось с магистральным давлением в 0,6 МПа в закачные веера скважины и откачкой продуктивных растворов из дренажных вееров с помощью электровакуумных установок.

Технология выщелачивания обеспечила добычу 15 % металла из забалансовых руд.

Средняя Азия. Месторождение *Чаркасар — II* локализовано в грейзенезированных, мелкотрещиноватых гранитах. После отработки балансовых руд уран добывали подземным выщелачиванием из забалансовых руд с содержанием 0,023 %. Отбитая горная масса орошалась растворами серной кислоты расходе серной кислоты 64 кг/кг. Время отработки блока — 300 дней. Концентрация урана в продуктивных растворах — 38 мг/л. Здесь же осуществлялось кучное выщелачивание из забалансовых руд с содержанием урана 0,018 %.

На месторождении *Киик-Тал* уран выщелачивали без дробления руды. Вмещающие породы — мелкозернистый аплитовидный гранитоид, слабо грейзенезированный. Минеральный состав руд: кварц и щелочные полевые шпаты с урановой минерализацией, состоящей из урановой черни, настурана и коффинита. Исходное содержание урана в руде 0,017 %. Выщелачивание проводилось серной кислотой с концентрацией реагента на стадии закисления 30—35 г/л, в пе-

риод активного выщелачивания и на стадии доработки — 10 г/л. В продуктивных растворах концентрация достигала 90 мг/л.

На месторождении *Чаркасар I* после отработки балансовых запасов выщелачивали забалансовые руды с содержанием урана 0,018 %. Горную массу орошали через скважины с поверхности раствором серной кислоты с производительностью 30 м/час. Расход кислоты — 105 кг/кг урана. Продуктивные растворы перерабатывали ионообменным способом, а маточники доукрепляли и вновь подавали на орошение. Себестоимость урана была в 2 раза ниже, чем при отработке балансовых руд.

На месторождении *Табошар* после отработки балансовых руд забалансовые руды обрушили и затопили раствором серной кислоты. Растворы откачивали на поверхность и перерабатывали на сорбционной установке. Ежегодно выпускали 12 тонн урана при исходном содержании его в руде 0,017 %. Расход кислоты на 1 кг урана — 224 кг.

Кучное выщелачивание из бедных руд месторождений *Адатаньга*, *Каштасай* и *Джекиндек* проводилось из куч с объемом горной массы по 100 тыс. т при исходном содержании урана 0,012 %. Интенсивность орошения — 30—60 л/м²/час с концентрацией серной кислоты 10—20 г/л. Расход серной кислоты 178 кг на 1 кг урана.

Казахстан. На месторождении *Звездное* выщелачиваемые запасы локализованы в сланцах. Для выщелачивания было замагазинировано 69 тыс. т руды, содержащей 37 т урана.

За два года выщелачивания коэффициент извлечения из руды составил 69,5 %, а сквозной коэффициент извлечения урана из погашенных запасов блока — 87 %, что на 1,5 % пре-

высило показатели традиционного подземного способа.

На месторождении *Маньбай* более 20 лет применяли кучное выщелачивание отвалов забалансовых уран-молибденовых руд и хвостов суспензионного выщелачивания. В добычу карбонатным выщелачиванием вовлечено около 8 млн т бедных руд. Промышленная установка обеспечивала добычу урана 80 т и молибдена 120 т в год.

Россия. Руды Стрельцовских месторождений представлены тонкодиспергированным ураном в виде микровкрапленников и редко распространены по трещинам. Выщелачивание проводится с восьмидесятых годов прошлого века с наращиванием объемов и доведением удельного веса технологии до 30 % в общем объеме производства урана.

Сущность применяемой комбинированной горно-химической технологии состоит в следующем: богатые руды обрабатывают вариантами системы слоевой выемки с закладкой пустот твердеющей смесью и перерабатывают на гидрометаллургическом заводе; рядовые руды обрабатывают подэтажными системами и подвергаются кучному выщелачиванию на поверхности; бедные руды магазинируют и подвергают подземному выщелачиванию.

Подземным выщелачиванием экономически целесообразно обрабатывать руды при коэффициенте разрыхления 1,3 и содержании урана более 0,06 %. При этом производительность выщелачивания в 1,35 раза больше, а себестоимость извлекаемого урана в 1,15 раза меньше, чем при коэффициенте разрыхления 1,2.

Параметры блока подземного выщелачивания: длина — 120—150 м; ширина — 30—40 м; высота — 40—60 м. Блок подготавливается восстающими

выработками и подэтажными штреками, проходимыми по всей длине камеры. Отрезная щель формируется взрыванием вертикальных скважин на отрезной восстающей. Руда отбивается на отрезную щель скважинами диаметром 57—105 мм из уступов в отступающем порядке. В процессе отбойки проводится частичный выпуск (до 30 %) взорванной руды для создания компенсационного пространства.

Над рудным магазином проходится оросительный горизонт, из которого бурятся оросительные скважины диаметром 105 мм. Ниже камеры с замазинированной рудой проходится дренажный горизонт и оборудуется приемный зумпф для улавливания продуктивных растворов.

Реагентом является раствор серной кислоты с концентрацией 3—5 г/л при интенсивности орошения — 45—50 л/ч.м².

Выщелачивание руды ведется в фильтрационно-динамическом режиме и при достижении концентрации урана в растворе 20—30 мг/л прекращается. В течение 3—4 суток блок промывают маточниками сорбции при подаче растворов с производительностью в 30—35 м³/час. После этого раствор из блока выпускается, магазин заполняется водой и выстаивается 15—20 сут.

Продуктивные растворы из зумпфа по трубопроводу насосами подаются на поверхность и направляются на переработку.

Коэффициент извлечения при подземном выщелачивании изменяется от 49 % до 88 %, составляя в среднем 65 %.

При разработке месторождения «Тулукуй» открытым способом вместе с балансовыми рудами добывали забалансовые руды, объем которых достигал 40 % добычи.

Кучное выщелачивание забалансовых руд ведется с 1974 г. Из 7,5 млн т горной массы извлечено более 1500 т

урана. Впервые в мировой практике освоено круглогодичное выщелачивание отвалов. Извлечение урана из забалансовых руд составляло 40—50 %.

С 1990 г. в кучах выщелачивают балансовые руды с содержанием урана до 0,15 %. Извлечение урана достигает 85 %. Наиболее эффективно кучное выщелачивание в сочетании с добычей руды системой подэтажных штреков с погашением пустот обрушением пород.

Выдаваемая на поверхность руда по содержанию урана делится на сорта. Рядовая руда обогащается на РОФ с выделением хвостов с содержанием урана до 0,03 %. Остальная руда после дробления до класса -50 мм укладывается в штабели кучного выщелачивания.

Выщелачивание руды ведется инфльтрационным потоком раствора серной кислоты. На начальном этапе концентрация кислоты поддерживается на уровне 20—25 г/л при интенсивности орошения 40—45 л/час.м². Закисление заканчивается при достижении величины рН = 2,5—3,0. На стадии активного выщелачивания концентрация кислоты поддерживается на уровне 3—10 г/л при величине рН = 1,7—1,9. Интенсивность непрерывного орошения поддерживается на уровне 25—30 л/час.м². Отработка штабеля заканчивается по достижении устойчивой концентрации металла в продуктивном растворе < 0,015 г/дм³. Время полного выщелачивания штабеля 300—350 суток.

Переработка продуктивных растворов осуществляется методом ионного обмена с использованием анионитов ВП-1Ап и «Россион». Время равновесного насыщения ионита — 24 часа, периодичность загрузки-выгрузки ионита 4—8 часов.

Десорбция урана из насыщенного анионита ведется крепкими раствора-

ми серной кислоты с добавкой нитрата для пассивации оборудования. Выход товарных регенератов 2,3—2,7 м³/м³ сорбента. Содержание металла в регенерате 7—10 г/л. Время десорбции 18 часов. Полученные регенераты направляются на переработку с получением закиси-оксида урана.

Экономический эффект от применения подземного и кучного выщелачивания составляет 14,7 млн руб/год.

Добыча и переработка урановых руд на предприятии производится более 30 лет. За этот период освоены рациональные методы снижения вредного влияния производственной деятельности предприятия на окружающую природу.

Промышленные отходы уранового производства создают проблему их хранения. Наиболее опасным для окружающей среды является хвостохранилище. Пруд хвостохранилища с гидроизолированным основанием размещен в долине. Хвосты гидрометаллургического завода после нейтрализации в виде пульпы перекачиваются в хвостохранилище. В нем пульпа отстаивается, твердые фракции осаждаются, а осветленная вода возвращается в технологический процесс. Для предупреждения распространения загрязненной воды в почве, ниже дамбы организована фильтрационная завеса, которая имеет ряды скважин с погружными насосами. При таком режиме откачивается более 400 тыс. м³/год воды, которая используется в технологии. Хвостохранилище — наливного типа твердые частицы находятся под водой, что уменьшает пыление с поверхности.

Проблемным отходом является шахтная вода, содержащая радиоактивные элементы, соли молибдена и марганца. Она поступает на гидрометаллургический завод, где частично используется в технологии, а оставшаяся обрабатывается с применением

химических реагентов: оксид кальция, сульфат железа. Это обеспечивает осаждение взвесей и примесей. Полученный осадок примешивается к перерабатываемой урановой руде.

Метод кучного выщелачивания забалансовых руд сам по себе является способом уменьшения вредного влияния на природу. В кучах извлечено 62 % от исходного. Это позволило снизить содержание урана в отвалах твердых отходов добычи руд в 1,6 раза и уменьшить степень их загрязняющего влияния на территорию. Уменьшению загрязнения территории радикально способствует и подземное выщелачивание руды без выдачи на поверхность.

Наиболее опасным объектом является хвостохранилище гидрометаллургического завода. Концентрат обогащения руды подвергается гидрометаллургической переработке, отходы которой в виде пульпы с остаточным содержанием радия, после нейтрализации складированы в хвостохранилище наливного типа с гидроизолированным ложем.

Объем заполнения хвостохранилища составляет 48000000 м^3 . Площадь пруда достигает 3000000 м^2 . Дно пруда и дамба покрыты полиэтиленовой пленкой препятствующей

утечкам загрязненной воды. После закачивания в пруд пульпа отстаивается и вода возвращается на завод в технологический процесс.

Для предотвращения опасного загрязнения подземных вод ниже пруда построена перехватывающая воду фильтрационная завеса, состоящая из ряда скважин, в которых установлены насосы. В течение года откачивают около 400000 м^3 воды, также используемой в технологических целях. За период эксплуатации хвостохранилища зона загрязняющего влияния стабилизировалась на расстоянии 4500 м ниже дамбы.

При подземной добыче руды в течение года из подземных горных выработок откачивается 7000000 м^3 воды, загрязненной радиоактивными элементами, солями молибдена и марганца. Весь объем шахтной воды очищается от этих элементов на очистительной установке с применением химических реагентов, не ухудшающих качество воды. Очищенная вода используется в гидрометаллургии.

Среднегодовой экономический эффект от применения подземного и кучного выщелачивания — 14,7 млн руб. в ценах 2004 г. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Голик В.И. — доктор технических наук, профессор, Северо-Кавказский горно-металлургический институт, skgtu@skgtu.ru

Култышев В.И. — доктор технических наук, ПГХК.

