

УДК 504.55.054:622(470.6), 622.8

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЕДНЫХ РУД В КУЧЕ

Голик Владимир Иванович^{1,2},
v.i.golik@mail.ru

Разоренов Юрий Иванович¹,
yiri1963@mail.ru

Бурдзиева Ольга Германовна²,
olgaburdzieva@mail.ru

1 Северокавказский государственный технологический университета,
Россия, 362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44

2 Геофизический институт – филиал Владикавказского научного центра РАН,
Россия, 362002, г. Владикавказ, ул. Маркова, 93а.

Актуальность. Традиционные обогатительные процессы не обеспечивают полного раскрытия минералов ввиду конструктивных параметров применяемого оборудования, поэтому они модернизируются путем привлечения операций гидрометаллургической и химической переработки, которые повышают эффективность обогащения за счет использования нового вида энергии, например, технологий реагентного выщелачивания металлов. Становится актуальным направление увеличения объема производства металлов путем выщелачивания некондиционного сырья и отходов добычи и переработки в штабелях, применяемое для получения меди, золота, урана.

Целью исследования является доказательство эколого-экономической эффективности технологии выщелачивания некондиционного сырья и отходов добычи и переработки в штабеле и обоснование их перспективности.

Методы исследования включают в себя анализ и обобщение результатов выполненных ранее собственных и привлеченных из литературы теоретических и экспериментальных исследований, литературных и патентных данных в процессе аналитического моделирования.

Результаты. В комплексе гидрометаллургия и выщелачивание руды наименьшая себестоимость продукта достигается при содержании урана в руде 0,08 %. С повышением содержания урана без увеличения объемов добычи руды выпуск продукции уменьшается из-за низкого коэффициента извлечения урана и длительности выщелачивания. Расчет параметров орошения базируется на закономерностях гидродинамики инфильтрационного процесса и корреляционных связях между расходом растворителя, его концентрации и диаметром зоны смачивания. Аналитическое моделирование эффективности технологии выщелачивания осуществлено при проектировании процессов переработки бедных руд конкретного месторождения. Отличительная черта проекта заключается в каскадности расположения оборудования для обеспечения самотечного движения материала. Процессы komponуются по принципу максимального сокращения технологических перекачек, протяженности технологических трубопроводов и других коммуникаций. Практика захоронения хвостов выщелачивания способствует развитию процессов природного выщелачивания отходов с миграцией жидких химических компонентов в слои земной коры и газообразных – в атмосферу, что ухудшает показатели выщелачивания урана в штабеле, низводя ее на уровень незавершенного производства с усложнением возможностей глубокой утилизации.

Выводы. После выщелачивания в штабеле содержание урана в хвостах выщелачивания остается достаточно высоким, чтобы рассматривать их как бедную руду с радиационным воздействием на окружающую среду. Перспективным направлением безотходного извлечения металлов из некондиционного сырья является сочетание химического обогащения и механической активации в процессе выщелачивания.

Ключевые слова:

Уран, выщелачивание, штабель, моделирование, проектирование, месторождение, рекультивация, хранилище, извлечение, природная среда, экономика.

Введение

Применяемые в настоящее время обогатительные процессы не обеспечивают полного извлечения полезных компонентов из минералов ввиду конструктивных параметров применяемого оборудования и аппаратов, поэтому при отработке забалансовых запасов месторождений не могут быть востребованы. Их возможности ограничены использованием, чаще всего, одной только механической энергии [1–3].

Комбинирование методов магнитного, гравитационного и электрохимического разделения и обогащения позволяет выделять из некондиционного сырья металлы, однако по экономическим соображениям случаи их использования единичны.

Модернизация обогатительных процессов осуществляется путем привлечения операций гидрометаллургической и химической переработки, которые повышают эффективность обогащения за счет использования нового вида энергии, например, технологий реагентного выщелачивания металлов [4–6].

Практикой подтверждено, что увеличить извлечение металлов, например золота, меди, урана, до определенных пределов позволяет использование процессов выщелачивания.

Начало выщелачивания металлов в штабеле в США, Южной Америке, Японии и др. странах восходит к 1915–1918 гг. [7–9].

Эффективность выщелачивания металла в каждом конкретном случае определяется геотехнологическими свойствами металлического сырья. Дуализм поведения металла объясняется, с одной стороны, низкой растворимостью, с другой – образованием и миграцией легкорастворимых субмикроскопических форм.

Растворение металлов зависит главным образом от минералогического свойства вмещающих пород, их структурно-текстурных особенностей и физико-химических свойств среды применения технологии.

Из внутренних факторов геохимии имеет значение переменная валентность элемента и способность к образованию комплексов. Металл растворяется после разрушения кристаллических решеток минералов. Наиболее быстро растворение металлов происходит в присутствии сильных окислителей: двуокиси марганца, кислорода, окиси железа и меди. Максимальному растворению способствуют более высокие значения коэффициентов фракционирования кальция с магнием, кремния с железом или алюминием, калия с натрием и ванадия с хромом.

Переход металлов из колчеданных минералов в раствор происходит под действием сульфата окисленного железа, а выпадение из растворов – при их встрече с сульфидными породами. Растворение происходит под действием сульфита окисленного железа, образующегося при окислении пирита при $pH=5,5$ и $Eh=0,8$ В.

Одним из направлений увеличения объема производства металлов является выщелачивание некондиционного сырья и отходов добычи и переработки в штабелях, достаточно широко применяемое, преимущественно, для получения меди, золота, урана (рис. 1).

Добытая урановая руда подвергается обогащению и рудосортировке с разделением на сорта по содержанию урана. Продукт обогащения в виде концентрата поступает на гидрометаллургическую переработку, а обедненные продукты выщелачиваются в штабелях.

На первом этапе обогащения выделяются забалансовые руды, имеющие содержание металла менее 0,03 % и крупность 200 мм. Забалансовые руды выщелачиваются сравнительно плохо. По данным практики за полтора года непрерывного процесса кислотной обработки извлекается до 30 % урана, а остаточное содержание урана в выщелоченной массе составляет 0,01–0,014 %. В результате выщелачивания происходит дезактивация малоактивных твердых отходов добычи с доведением остаточной удельной активности радионуклидов до 0,3 Бк/г.

Вторым продуктом обогащения является обедненная руда с содержанием урана 0,07–0,12 % крупностью 200 мм. Интенсивность выщелачивания и извлечения урана характеризуются остаточным содержанием после 18 месяцев кислотной обработки 0,03–0,05 %.

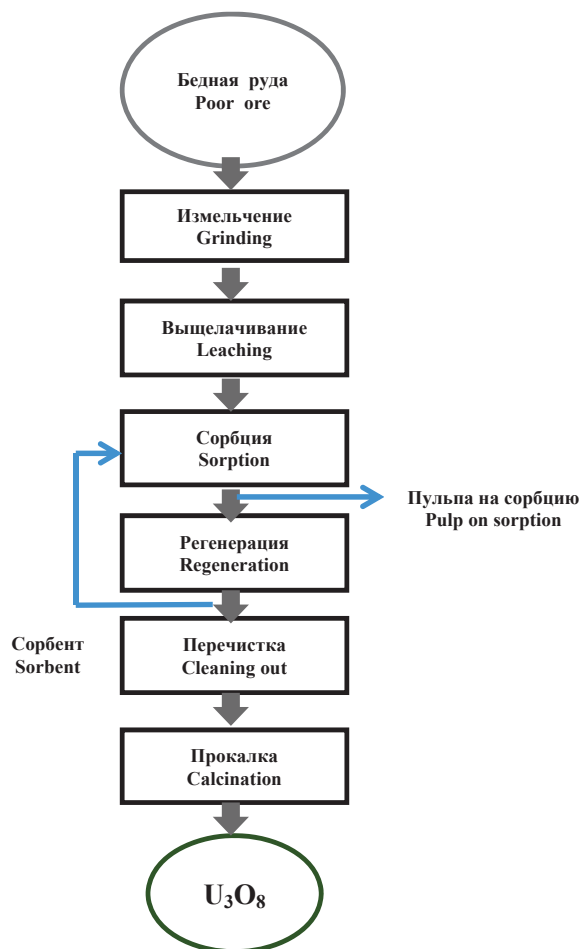


Рис. 1. Схема извлечения урана выщелачиванием

Fig. 1. Scheme of uranium extraction by leaching

При комплексировании гидрометаллургической переработки и продуктов выщелачивания руды наименьшая себестоимость конечной продукции достигнута при выщелачивании руды с содержанием урана 0,08 %.

С повышением содержания урана при постоянном или сниженном объеме добычи руды выпуск продукции уменьшается из-за меньшего коэффициента извлечения при извлечении в штабеле 65–70 % в течение 18 мес.

Наиболее высокие показатели выщелачивания достигаются дроблением руды до крупности 5–10 мм. При этом извлечение урана возрастает до 80 %, а срок кислотной обработки руды сокращается до 10 мес. Минимальная себестоимость получена при содержании урана 0,16 %.

Зависимость извлечения урана от содержания в исходной руде:

$$K_{\text{изв.КВ}} = -0,008((q_{\text{кш}} - 0,07\%) / 10^{-4})^2 + 0,0132(q_{\text{кш}} - 0,07\%) \cdot 10^{-4} + 0,8174,$$

где $q_{\text{кш}}$ – содержание урана в руде, %.

При содержании металла в дробленой руде 0,16 % производительность комплекса повышается на 4 %, относительно недробленой руды, а себе-

стоимость понижается на 2,5 %. Концентрация урана в продуктивных растворах дробленых руд на 25 % больше.

Выщелачивание металлов в штабеле осуществляется, чаще всего, параллельно с подземным выщелачиванием, предоставляя возможность утилизации хвостов сортировки руд [10–12]. На месторождении Маныбай (Северный Казахстан) отвал бедно-товарных руд и хвостов обогащения объемом 1,5 млн т выщелачивали в течение более 20 лет.

Выщелачивание позволяет извлекать металлы из некондиционного по содержанию металлов сырья с меньшими затратами. Поэтому комбинирование традиционной технологии при добыче балансовых запасов и выщелачивания забалансового сырья повышает эффективность эксплуатации месторождения.

Куча выщелачивания является основным звеном в технологической цепи участков. Удельный вес затрат на сооружение и эксплуатацию штабелей КВ в себестоимости продукции составляет 60–70 %.

Для снижения затрат и повышения надежности основания его формируют путем закачки тампонирующей смеси в нижнюю часть кучи через перфорированные трубы, предварительно размещенные в нижней части кучи, а для обеспечения аэрации рудной массы после закачивания тампонирующей смеси подают сжатый воздух. При этом нижняя часть кучи может отсыпаться пустыми породами.

Расчет параметров орошения базируется на закономерностях инфильтрационного процесса, увязывающих расход растворителя, падение градиента его концентрации и диаметр зоны проникновения растворов. Параметры формирования инфильтрационной зоны и оценка насыщенности потока раствора определяются проницаемостью, параметрами факела единичного источника и показателями рассеивания потока.

Размещение оросителей, диаметры труб и расходы раствора определяются из условия насыщения штабеля КВ раствором. В качестве оросителей используют полиэтиленовые перфорированные трубы диаметром 14–16 мм, оборудованные капельницами, расположенными через 25 см друг от друга. Параметры фильтрационной зоны определяются объемом и площадью штабеля КВ.

Результаты и обсуждение

Аналитическое моделирование эффективности технологии выщелачивания осуществлено при проектировании процессов переработки бедных руд месторождения «Восток» (Северный Казахстан).

Месторождение «Восток» сложено крепкими аргиллитами. Урановая минерализация представлена настураном и урановой чернью с прожилковой, микро-вкрапленной и пятнистой текстурой. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодя-

конова руд – 6–7, вмещающих пород – 7–8. Руды бесториевые, равновесные, среднеэманулирующие (17–18 %) с коэффициентом радиоактивного равновесия 0,96–0,97 %.

Химический состав руды, % по массе: SiO_2 – 60; Al_2O_3 – 13+16; Fe_2O_3 – 1+2; FeO – 4–6; Na_2O – 0,2–1; P_2O_5 – 0,5; U – 0,063; $\text{Z}_{\text{общ}}$ – 0,5; $\text{C}_{\text{орг}}$ – 0,35.

Содержание урана в складываемой для хранения в связи с экономической нецелесообразностью переработки традиционным способом руде изменяется от 0,03 до 0,09 %.

Технология выщелачивания беднотоварных руд в штабеле включает в себя этапы:

- выделение рудных частиц с содержанием урана менее 0,09 %;
- грохочение руды с выделением классов крупностью до 50 мм;
- дробление надрешетного продукта грохочения крупностью более 50 мм;
- строительство штабеля выщелачивания;
- собственно выщелачивание урана раствором серной кислоты с расходом 20 г/л при интенсивности орошения 30 л/м²/ч;
- сорбция урана в колонне СВНК-2400 при скорости фильтрации раствора – 30 м/ч и высоте слоя сорбента – 4,5 м;
- донасыщение сорбента десорбатом в колонне СДК;
- промывка насыщенной смолы;
- десорбция урана в колонне десорбционного концентрирования СДК-1500 с приготовлением десорбирующего раствора;
- погрузка десорбата для отправки;
- промывка сорбента в колонне СДК при объемном соотношении сорбента и воды 1:3;
- нейтрализация части маточников сорбции 20%-м раствором известкового молока до кислотности pH 7 с последующим отделением гипса;
- осаждение кристаллов диураната раствором кальцинированной соды 200 г/л Na_2CO_3 при pH 7 с последующей фильтрацией продукта и упаковкой в контейнеры;
- обработка 0,1 части сорбента от кремния 20%-м раствором едкого натра в течение 6 часов при объемном соотношении сорбента и раствора 1:2;
- отмывка регенерированного сорбента в колонне типа СНК-800 при объемном соотношении сорбента и воды 1:3;
- приготовление выщелачивающего раствора путем укрепления маточников сорбции и растворов серной кислотой;
- отмывка отработанных штабелей шахтной водой и растворами после фильтрации гипса.

Расход химических реагентов приведен в табл. 1. В начальный период выщелачивания при закислении руд концентрация серной кислоты в выщелачивающих растворах составляет 25 г/л, снижаясь так, чтобы в продуктивных растворах концентрация серной кислоты не превышала 5 г/л.

Таблица 1. Свойства и расход реагентов

Table 1. Properties and consumption of reagents

Наименование Name	Единицы измерения Units of mea- surement	Расход Consumption	Свойства Properties
Серная кислота Sulfuric acid	кг/т (kg/t)	135–150	92,5 %
Сода каустическая Caustic soda		5–8,6	40 %
Сода кальцинированная Soda ash		5,13–9,1	97,5 % Na ₂ CO ₃
Известь/Lime		12,8–14,3	60 % CaO
Смола/Resin		0,02–0,035	–

Для сорбционного концентрирования применен анионит с емкостью 30 кг/т. Сорбция осуществляется в колонне СНК, а десорбции – в колонне СДК. Импульсное передвижение смолы из колонны в колонну осуществляется в противоточном режиме относительно раствора.

Параметры влажности участников процесса:

- коэффициент испарения из штабеля – 0,7 м³/м² в год;
- влажность руды – 4 %;
- влажность гипса – 4 %;
- влажность готового продукта – 4 %;
- влажность хвостов выщелачивания – 6 %.

Собираемые в основании штабеля производные растворы по коллекторам поступают в отстойные карты, откуда насосами откачиваются в сорбционную напорную колонну СВНК-2400, куда навстречу движущемуся снизу вверх продуктивному раствору из зумпфа гидроэлеватором подается смола.

Проходя через зажатый слой ионообменной смолы, производный раствор освобождается от урана. Маточники сорбции через пульсационную камеру сливаются в пачук и проходят контрольное грохочение на дуговом сите с целью улавливания остатков смолы. В пачуке маточники сорбции доукрепляются серной кислотой и насосами перекачиваются на орошение штабеля.

Насыщенная смола выводится из нижней части колонны и гидроэлеватором подается в сорбционно-десорбционную колонну СДК. Из бункера она поступает в зону донасыщения, в нижнюю часть которой подается продуктивный раствор из коллектора. После насыщения по урану смола поступает в концентратор и затем в десорбционную зону.

В верхнюю часть десорбционной зоны подается концентрированная серная кислота и промывная вода из коллектора оборотной воды после отмычки штабеля. Десорбирующий раствор готовится путем растворения подаваемой насосами кислоты с водой, подаваемой насосами в смеситель десорбционной ветви СДК. В зону отмычки ионита от кислоты подается промывная вода из коллектора оборотной шахтной воды.

Десорбат вытекает из нижней части переходной зоны слоя ионита в бак, откуда насосами пере-

дается на осаждение кристаллов диурната натрия в чан с перемешивающим устройством.

Ионнообменная смола в колоннах передвигается с помощью сжатого воздуха, подаваемого в пульсационную камеру. Маточники сорбции и водно-хвостовые растворы в пульсационной камере выжимаются сжатым воздухом и объединяются с маточными растворами из колонны СВНК.

Таблица 2. Показатели выщелачивания металлов в куче

Table 2. Leaching rates of metals in a pile

Показатели Indicators	Единица измерения Unit of mea- surement	Количество Number
Извлечение в раствор/Extraction into solution		
Продолжительность выщелачивания Leaching duration	Сутки/Day	200
Выход продуктивного раствора Output of productive solutions	м ³ /т/м ³ /t	5
Производительность по раствору Solution capacity	м ³ /ч/м ³ /h	88
Концентрация металла в растворе Metal concentration in solution	г/л/g/l	0, 16
Расход серной кислоты Consumption of sulfuric acid	кг/т/kg/t	130–150
Концентрация серной кислоты в растворе Concentration of sulfuric acid in the solution	г/л/g/l	5
Извлечение из раствора/Extract from the solution		
Насыщение смолы по металлу Resin metal saturation	кг/т/kg/t	30
Концентрация металла в маточниках сорбции Metal concentration in sorption mother liquor	г/л/g/l	0,005
Остаточная концентрация металла в ионите Residual metal concentration in ion exchanger	г/л/g/l	0,7
Концентрация карбоната в растворе Carbonate concentration in solution	г/л/g/l	200
Нейтрализация растворов/Neutralization of solutions		
Содержание металла в фильтрате Metal content in filtrate	г/л/g/l	0,10
Расход известкового молока на нейтрализацию Consumption of lime milk for neutralization	м ³ /ч/м ³ /h	0,2–0,4
Масса гипса/Gypsum mass	кг/ч/kg/HR	550–650
Количество смолы на регенерацию Amount of resin for regeneration	м ³ /ч/м ³ /h	0,7–0,12
Концентрация раствора щелочи Alkali solution concentration	%	20
Расход раствора щелочи на регенерацию Alkali consumption for regeneration	м ³ /ч/м ³ /h	0,15–0,25

Смола через клапан верхней части десорбционной ветви перегружается большей частью в зумпф

хранилища и частично на регенерацию в пачук. Смывные, проливные и уборочные воды собираются в зумпф и возвращаются в технологию.

Параметры выщелачивания в штабеле сведены в табл. 2.

Результаты моделирования условий выщелачивания бедных руд сведены в табл. 3.

Таблица 3. Результирующие показатели

Table 3. Resulting indicators

Показатели Indicators	Единицы измерения Units of measurements	Величина Value
Масса выщелачиваемой руды Leached ore mass	тыс. т/год thousand t/year	90
Начальное содержание металла в руде Initial metal content in ore	%	0,095
Масса металла в руде Mass of metal in ore	т/т	84
Извлечение металла в раствор Metal extraction into a solution	%	80
Производительность по металлу Metal capacity	т/год t/year	67
Содержание металла в хвостах Metal content in tailings	%	0,02

Из результатов моделирования следует, что даже при полном соблюдении проектного регламента выщелачивания содержание металлов в хвостах выщелачивания остается достаточно высоким, чтобы использовать их в производстве товарной продукции для народного хозяйства. Хвосты по-прежнему остаются бедной рудой, опасной в обращении. В качестве примера можно привести практику уранового предприятия, которое 30 лет разрабатывало в подземных блоках руду с забалансовым содержанием урана.

Руда, выданная из шахты, на РКС сортируется на богатую и бедную. Богатая руда с содержанием $>0,1\%$ U отправляется на ГМЗ, а с меньшим содержанием – на кучное выщелачивание.

Строительство штабеля выщелачивания осуществляется из условий поддержания процесса выщелачивания в течение всего срока отработки штабеля. Отсортированная руда направляется на грохот. Подрешетный материал направляется на склад для отправки на ГМЗ, а надрешетный материал – на повторное дробление и грохочение. Из бункера-накопителя прошедшая подготовку руда конвейером загружается в автосамосвалы и транспортируется к месту строительства штабеля выщелачивания.

Укладка дробленой руды на площадке с подготовленным гидроизоляционным основанием осуществляется поэтапно. При формировании первого слоя мощностью 6 м руда бульдозером равномерно распределяется по площади. После создания первого слоя на его поверхность отсыпается второй слой.

Хвосты выщелачивания штабеля подлежат захоронению на месте их складирования путем выполнения операций по рекультивации:

- выполаживание откосов до углов 18° ;
- укладка противорадионуклидного водонепроницаемого глиняного экрана толщиной 0,5 м;
- укладка потенциально-плодородного грунта (суглинок) мощностью 0,5 м;
- посев многолетних трав.

На площадках добывающих предприятий располагаются отвалы:

- пустых пород с содержанием урана до 0,006 %;
- рудовмещающих пород с содержанием урана до 0,01 %;
- забалансовых руд (отходы сортировки руды) с содержанием урана до 0,03 %;
- хвостов радиометрического обогащения и выщелачивания руд с содержанием урана до 0,02 %.

В начальный период добычи урановых руд (до 1970-х гг.) пустые породы из отвалов использовали при засыпке котлованов, насыпей под дороги и дамбы и для других видов строительных работ в пределах санитарно-защитных зон предприятий.

В период совершенствования технологий переработки урановых руд (1970–1990 гг.) внедряется метод выщелачивания урана из забалансовых руд и отходов радиометрического обогащения в штабеле с доведением остаточного содержания урана до 0,01–0,02 %.

Кроме радионуклидов хвосты выщелачивания содержат химически токсичные вещества.

Наиболее значимое радиационное воздействие на окружающую среду оказывает альфа и гамма активность естественных долгоживущих радионуклидов уранового ряда в отвалах, а также интенсивность эманаии радона с их поверхности. Опасность характеризуется диапазоном фактически зарегистрированных значений:

- суммарная альфа-активность: 1000–12900 Бк/кг;
- суммарная гамма-активность: 20–200 мкР/ч;
- плотность потока радона с поверхности отвалов: 0,037–1,200 Бк/м²·с⁻¹;
- содержание радия-226: 37–1700 Бк/кг.

Реабилитация загрязненных радиоактивными и токсичными веществами территорий включает в себя инженерно-технические мероприятия:

- изоляция отходов на месте их формирования за счет покрытия инертными материалами;
- извлечение опасного и полезного компонента до санитарных норм;
- захоронение в горных выработках.

Реабилитационные мероприятия должны обеспечить защиту:

- поверхности отвалов от ветра и от инфильтрации осадков сквозь защитный слой;
- оснований отвалов от поверхностных стоков с отвалов и рельефа.

В результате многолетней деятельности ППГХО (Читинская обл.) площадь загрязненной естественными радионуклидами территории ориентировочно составляет 1000 Га.

Отвалы ЛПО «Алмаз» расположены на территории эколого-курортного района РФ – Кавказ-

ские Минеральные Воды, в район, сейсмичность которого составляет 8 баллов.

На территории Якутии размещены более 40 радиоактивных отвалов, образованных добычей урановых руд открытым способом в районах вечной мерзлоты, наиболее уязвимых с экологической точки зрения.

Особенностью отходов добычи и переработки ураново-минерального сырья является наличие в их составе радия-226, продуктом распада которого является радиоактивный газ радон-222, обладающий способностью эманировать из содержащей его среды. Основным источником формирования радиационного воздействия на персонал являются короткоживущие дочерние продукты распада радона (ДПР). Вклад ДПР в облучении человека составляет до 70 % эффективной дозы [13–15].

Существующая практика захоронения хвостов выщелачивания в штабеле способствует развитию процессов природного выщелачивания металлосо-держащих отходов с миграцией жидких химических компонентов в гидросферу и верхние слои земной коры и газообразных – в атмосферу.

Это еще более ухудшает показатели выщелачивания урана в куче, низводя их до уровня незавершенного производства с усложнением возможностей глубокой утилизации.

Развитие новых технологий позволяет прогнозировать уже в скором времени появление способов извлечения металлов из сегодняшних некондиционных ресурсов, которыми являются захороненные хвосты добычи и переработки. К таким относятся, например, реагентное выщелачивание с механохимической активацией в дезинтеграторе.

Новейшее направление извлечения металлов из некондиционного сырья сочетает возможности одновременно химического обогащения и механической активации. В быстроходных аппаратах типа дезинтегратор выщелачивающий раствор под давлением запрессовывается в образующиеся трещины и извлечение металлов в раствор происходит в кратчайшее время (рис. 2) [16–18].

Рассматриваемая проблема представляет интерес при определении перспектив выхода из кризиса горнодобывающих предприятий, многие из ко-

торых являются градообразующими и формирующими экономику регионов [19–22].

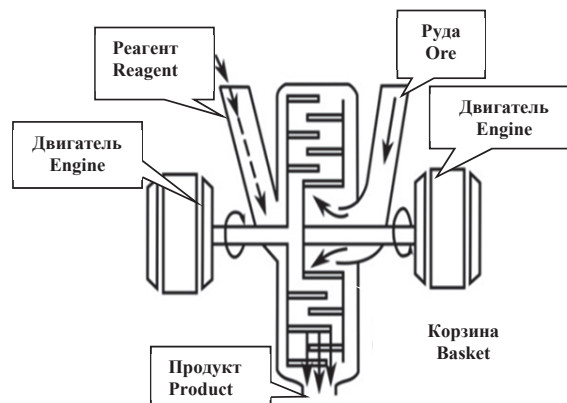


Рис. 2. Выщелачивание руд в дезинтеграторе ДЭЗИ-11

Fig. 2. Ore leaching in disintegrator DAZI-11

Заключение

При оценке перспектив минеральной базы горной промышленности можно утверждать, что спрос на продукцию горного производства увеличится, удовлетворять его будет труднее. Ввиду отставания сроков проведения разведочно-поисковых работ темпы освоения новых месторождений снизятся. Будут осваиваться малоактивные запасы действующих рудников, что сопряжено с увеличением объема отходов и усилением нагрузки на окружающую среду.

Получат развитие новые перспективные направления безотходного извлечения металлов.

Выщелачивание металлов в штабеле не решает проблемы глубокой утилизации металлосо-держащих отходов, так как остаточное содержание незначительного отличается от минимального значения балансового порога, а руда представляет собой исходное сырье для получения металлов по новым технологиям.

Захоронение хвостовых продуктов выщелачивания в верхних слоях литосферы, не снижая опасности химического загрязнения среды, будет служить препятствием при их утилизации в случае появления новых технологий переработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пучков Л.А. Прогноз минерально-энергетического потребления при бескризисном развитии экономики // Горный журнал. – 2014. – № 7. – С. 45–48.
2. Голик В.И., Разоренов Ю.И. Проектирование горных предприятий. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2007. – 262 с.
3. Sustainable Development Principles for the Disposal of Mining and Mineral Processing Wastes / D.M. Franks, D.V. Boger, C.M. Côte, D.R. Mulligan // Resources Policy. – 2011. – V. 36. – № 2. – P. 114–122.
4. Vrancken C., Longhurst P. J., Wagland S. T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production // Waste Management. – 2017. – V. 61. – P. 40–57.
5. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects // Hydrometallurgy. – 2015. – V. 157. – P. 306–324.
6. Mwase J.M., Petersen J., Eksteen J.J. A conceptual flowsheet for heap leaching of platinum group metals (PGMs) from a low-grade ore concentrate // Mining Engineering & Metallurgical Engineering, Hydrometallurgy. – 2012. – V. 111–112. – P. 129–135.
7. Каплунов Д.Р. Теоретические основы проектирования освоения недр: становление и развитие // Горный журнал. – 2014. – № 7. – С. 49–51.
8. Комашенко В.И. Эколого-экономическая целесообразность утилизации горнопромышленных отходов с целью их переработки // Известия Тульского государственного университета. – 2015. – Т. 326. – № 4. – С. 23–30.

9. Халезов Б.Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд. – Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. – 332 с.
10. Каплун Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Проблема использования возобновляемых источников энергии в ходе разработки месторождений твердых полезных ископаемых // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 1. – С. 88–96.
11. Логачев А.В. Ресурсосбережение при добыче золота // Цветная металлургия. – 2016. – № 1. – С. 17–23.
12. Numerical study of the interaction between adjacent galleries in a high-level radioactive waste repository / L. Chen, G. Duveau, A. Poutrel, Y. Jia, J.F. Shao, N. Xie // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2014. – V. 71. – P. 405–417.
13. Adrián H. Gallardo, Tomose Matsuzaki, Hisashi Aoki. Geological storage of nuclear wastes: Insights following the Fukushima crisis // Energy Policy. – 2014. – V. 73. – P. 391–400.
14. Оценка экологической опасности хранения отходов добычи и переработки медно-никелевых руд / В.А. Маслобоев, С.Г. Селезнев, Д.В. Макаров, А.В. Светлов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 4. – С. 138–153.
15. Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения-2014) / под общ. ред. В.А. Чантурия. – Алматы: Центр наук о Земле, металлургии и обогащения, 2014. – 624 с.
16. Волков Ю.В., Соколов И.В. Оптимизация подземной геотехнологии в стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом // Горный журнал. – 2011. – № 11. – С. 41–44.
17. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – V. 7. – № 3. – P. 49–52.
18. Golik V.I., Komashchenko V.I., Razorenov Yu.I. Activation of technogenic resources in desintegrator // Mine Planning and Equipment Selection: Proc. of the 22nd MPES Conference / Eds. Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. – Freibrg, 2013. – P. 1101–1106.
19. Принципы и экономическая эффективность комбинирования технологий добычи руд / В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, С.Г. Страданченко, З.М. Хашева // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2015. – Т. 326. – № 7. – P. 6–14.
20. Перспективы возрождения разработки Тырныаузского месторождения на основе технологического картирования и переоценки остаточных балансовых запасов / В.А. Хакулов, Б.С. Карамурзов, Н.Ф. Сыцевич, О.В. Кононов // Горный журнал. – 2015. – № 8. – С. 45–51.
21. Тамбиев А.С. Освоение минерально-сырьевых ресурсов Карачаево-Черкесской Республики – важное условие ее устойчивого ее развития // Горный журнал. – 2015. – № 8. – С. 79–84.
22. Лукьянов В.Г., Крец В.Г. Горные машины и проведение горно-разведочных выработок. – М.: Юрайт, 2016. – 343 с.

Поступила 14.11.2017 г.

Информация об авторах

Голик В.И., доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горного дела Северокавказского государственного технологического университета; главный научный сотрудник Геофизического института – филиала Владикавказского научного центра Российской Академии наук.

Разоренов Ю.И., доктор технических наук, профессор, проректор Южно-Уральского государственного политехнического университета.

Бурдзиева О.Г., кандидат географических наук, заведующая лабораторией Геофизического института – филиала Владикавказского научного центра РАН.

UDC 504.55.054:622(470.6), 622.8

FEASIBILITY OF LEACHING POOR ORE IN A PILE

Vladimir I. Golik^{1,2},
v.i.golik@mail.ru

Yuri I. Razorenov¹,
yiri1963@mail.ru

Olga G. Burdzieva²,
olgaburdzieva@mail.ru

¹ North-Caucasian State Technological University,
44, Nikolaev street, Vladikavkaz, 362021, Russia.

² Vladikavkaz Scientific Center,
93a, Markov street, Vladikavkaz, 362002, Russia.

Relevance. Traditional beneficiation processes do not provide full disclosure of minerals due to the design parameters of the equipment, so they are modernized by attracting operations of hydrometallurgical and chemical processing, which increase the efficiency of enrichment due to application of a new kind of energy, for example, technology of chemical leaching of metals. The direction of increasing the volume of production of metals by leaching non-conforming raw materials and wastes of mining and processing in piles, which is used to produce copper, gold, uranium, becomes more relevant.

The aim of the study is the proof of ecological-economic efficiency of leaching of non-conforming raw materials and wastes of mining and processing in a pile and substantiation of their prospects.

Methods of the research include analysis and synthesis of results of previously performed theoretical and experimental studies and those borrowed from the literature, patent data in analysis modeling.

Results. In the complex «hydrometallurgy and ore leaching» the least cost of the product is achieved when the uranium content in ore is 0,08 %. At increasing uranium content without growth in ore production output the rate of production decreases due to low recoveries of uranium and duration of leaching. Calculation of irrigation parameters is based on the laws of infiltration hydrodynamics and correlations between the solvent, its concentration and wetting zone diameter. Analytical modeling of leaching efficiency was implemented in designing low-grade ores processing in a specific field. The distinctive feature of the project is in cascade location of the equipment for gravity movement of the material. The processes are arranged according to the principle of maximum reduction of process pumping, trails of technological pipelines and other utilities. The practice of dumping leaching tailings contributes to development of waste natural leaching with migration of liquid chemical components in crust layers and gas ones – into atmosphere, that decreases uranium leaching rates in a pile, reducing it to the level of work in progress with the complexity of possibilities of deep disposal.

Conclusions. After leaching in a pile, uranium content in leaching tailings remains high enough to be considered as poor ore with radiation impact on the environment. A promising direction for wasteless recovery of metals from sub-standard materials is a combination of chemical processing and mechanical activation in leaching.

Key words:

Uranium, leaching, pile, modeling, design, field, reclamation, storage, extraction, environment, economy.

REFERENCES

1. Puchkov L.A. Forecast of mineral-energetic consumption with the crisis-free development of the economy. *Mining journal*, 2014, no. 7, pp. 45–48. In Rus.
2. Golik V.I., Razorenov Yu.I. *Proektirovanie gornyykh predpriyatiy* [The design of mining enterprises]. Novocherkassk SRSTU Publ., 2007. 262 p.
3. Franks D.M., Boger D.V., Côte C.M., Mulligan D.R. Sustainable Development Principles for the Disposal of Mining and Mineral Processing Wastes. *Resources Policy*, 2011, vol. 36, no. 2, pp. 114–122.
4. Vrancken C., Longhurst P.J., Wagland S.T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production. *Waste Management*, 2017, vol. 61, pp. 40–57.
5. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects. *Hydrometallurgy*, 2015, vol. 157, pp. 306–324.
6. Mwase J.M., Petersen J., Eksteen J.J. A conceptual flowsheet for heap leaching of platinum group metals (PGMs) from a low-grade ore concentrate. *Mining Engineering & Metallurgical Engineering, Hydrometallurgy*, 2012, vol. 111–112, pp. 129–135.
7. Kaplunov D.R. Theoretical principles of design development of mineral resources: formation and development. *Mining journal*, 2014, no. 7, pp. 49–51. In Rus.
8. Komashchenko V.I. Ecological and economic expediency of utilization of mining wastes for their recycling. *Proceedings of the Tula State University. Earth science*, 2015, no. 4, pp. 23–30. In Rus.
9. Khalezov B.D. *Kuchnoe vyshchelachivanie mednykh i medno-tsinkovykh rud* [Heap leaching of copper and copper-zinc ores]. Yekaterinburg, Uro ran RIO Publ., 2013. 332 p.
10. Kaplunov D.R., Rylnikova M.V., Radchenko D.N. The problem of using renewable energy sources during the development of deposits of solid minerals. *Physical-technical problems of mining*, 2015, no. 1, pp. 88–96. In Rus.
11. Logachev A.V. Resource efficiency in gold extraction. *Nonferrous metallurgy*, 2016, no. 1, pp. 17–23. In Rus.
12. Chen L., Duveau G., Poutrel A., Jia Y., Shao J.F., Xie N. Numerical study of the interaction between adjacent galleries in a high-level radioactive waste repository. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2014, vol. 71, pp. 405–417.
13. Adrián Gallardo H., Tomose Matsuzaki, Hisashi Aoki. Geological storage of nuclear wastes: Insights following the Fukushima crisis. *Energy Policy*, 2014, vol. 73, pp. 391–400.

14. Masloboev V.A., Seleznev S.G., Makarov D.V., Svetlov A.V. Environmental hazard assessment of extraction and processing of copper-nickel ores waste storage. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, 2014, no. 4, pp. 138–153. In Rus.
15. *Progressivnye metody obogoshcheniya i kompleksnoy pererabotki prirodnogo i tekhnogennogo mineralnogo syrya (Plaksinskie chteniya)* [Progressive methods of enrichment and complex processing of natural and technogenic mineral raw materials (Plaksinsky readings 2014)]. Ed. by V.A. Chanturiya. Almaty, Center of Earth Sciences, metallurgy and enrichment Publ., 2014. 624 p.
16. Volkov Yu., Sokolov I.V. Optimization of underground geotechnology in the strategy of development of ore deposits with a combined method. *Mining journal*, 2011, no. 11, pp. 41–44. In Rus.
17. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, vol. 7, no. 3, pp. 49–52.
18. Golik V.I., Komashchenko V.I., Razorenov Yu.I. Activation of technogenic resources in disintegrator. *Mine Planning and Equipment Selection Proceedings of the 22nd MPES Conference*. Eds. Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. Freibrg, 2013. pp. 1101–1106.
19. Golik V.I., Razorenov Yu.I., Stradanchenko S.G., Hacheva Z.M. Principles and economic efficiency of combined technologies of ore extraction. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2015, vol. 326, no. 7, pp. 6–14. In Rus.
20. Khakulov V.A., Karamurzov B.S., Sytsevich N.F., Kononov O.V. Prospects for revival of development of Tyrnyauz Deposit on the basis of process mapping and revaluation of the residual balance reserves. *Mining journal*, 2015, no. 8, pp. 45–51. In Rus.
21. Tambiev A.S. Development of mineral resources of the Karachay-Cherkess Republic is an important condition for its sustainable development. *Gorny zhurnal*, 2015, no. 8, pp. 79–84. In Rus.
22. Lukyanov V.G., Krets V.G. *Gornye mashiny i provedenie gorno-razvedochnykh vyrobotok* [Mining machines and conducting mining and exploration workings]. Moscow, Yurayt, 2016. 343 p.

Received: 14 November 2017.

Information about the authors

Vladimir I. Golik, Dr. Sc., professor, North-Caucasian State Technological University; senior researcher, Geophysical Institute – the affiliate of Vladikavkaz Scientific Center.

Yuri I. Razorenov, Dr. Sc., professor, rector, North-Caucasian State Technological University.

Olga G. Burdzieva, Cand. Sc., head of the laboratory, Geophysical Institute – the affiliate of Vladikavkaz Scientific Center.