

УДК 504.55.054:622(470.6)

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ

**Голик Владимир Иванович,**

д-р техн. наук, профессор кафедры технологии разработки месторождений  
Северо-Кавказского государственного технологического университета,  
Россия, 362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44. E-mail: v.i.golik@mail.ru

**Лукьянов Виктор Георгиевич,**

д-р техн. наук, профессор кафедры транспорта и хранения нефти и газа  
Томского политехнического университета, Россия, 634050, г. Томск,  
пр. Ленина, д. 30. E-mail: krets@tpu.ru

**Страданченко Сергей Георгиевич,**

д-р техн. наук, проф., ректор Института сферы обслуживания  
и предпринимательства Донского государственного технического университета,  
Россия, 346500, г. Шахты, ул. Шевченко, 147. E-mail: ssg72@mail.ru

**Масленников Станислав Александрович,**

канд. техн. наук, доцент, заведующий кафедрой строительства и техносферной  
безопасности Института сферы обслуживания и предпринимательства Донского  
государственного технического университета,  
Россия, 346500, г. Шахты, ул. Шевченко, 147. E-mail: MaslennikovSA@mail.ru

**Актуальность работы** обусловлена необходимостью расширения области применения технологии с подземным выщелачиванием металлов в блоках, как условия удовлетворения закономерно возрастающей потребности промышленности в сырье.

**Цель работы:** обоснование технической возможности и экономической целесообразности извлечения металлов из запасов, преимущественно полиметаллических руд, некондиционных для традиционной технологии получения металлов, но пригодных для применения инновационных технологий разработки месторождений.

**Методы исследования:** полупромышленные испытания на рудниках подземной добычи и лабораторные исследования в перколяторах с обработкой данных на основе множественного регрессионного и корреляционного анализа с реализацией алгоритмов, интерпретация результатов опытов, достижений практики, патентных данных и публикаций.

**Результаты.** Выявлены новые закономерности технологических процессов извлечения металлов из руд подземным выщелачиванием. Доказано, что комплексное совершенствование технологических процессов системы разработки с подземным выщелачиванием позволяет новой технологии конкурировать с традиционной технологией, особенно в тех случаях, когда методы традиционной технологии ограничиваются возможностями современных технологий переработки металлических руд.

**Выводы.** Технология с подземным выщелачиванием металлов из скальных руд является еще недостаточно используемым резервом увеличения производства металлов, в первую очередь дефицитных и редких, в том числе из некондиционных руд. Результаты полупромышленных исследований технологических процессов подземного выщелачивания и теоретических расчетов обнаруживают достаточную корреляцию практики и теории, что свидетельствует о возможности управления ходом получения металлов с корректировкой технологии в ходе ее освоения. Подземное выщелачивание бедных и забалансовых руд получит развитие по мере исчерпания запасов в удобных для эксплуатации регионах Земли в ближайшей исторической перспективе, как технология, удовлетворяющая одновременно и экономической и экологической компонентам гуманизации горного производства.

### **Ключевые слова:**

Подземное выщелачивание, металл, блок, извлечение, запасы, традиционная технология, исследования, процессы, экология, экономика.

### **Введение**

Одним из новых прогрессивных способов добычи металлов является метод подземного выщелачивания (ПВ) полезных ископаемых на месте их залегания [1]. Вовлечение в отработку месторождений полезных ископаемых, залегающих в сложных горно-геологических условиях или представленных бедными рудами, разработка которых в настоящее время традиционными способами (ТС) нерентабельна, позволяет значительно расширить сырьевую базу промышленности. Несомненными преимуществами метода являются его экономич-

ность, повышенная безопасность работ, сохранность внешней среды.

Метод ПВ позволяет произвести доработку запасов, считавшихся потерянными в охранных целиках, зонах обрушения и т. п. Он служит резервом увеличения выпуска валовой продукции, тем более что его реализация осуществляется без значительных капиталовложений.

За сравнительно короткий срок применения ПВ на скальных месторождениях накоплен опыт отработки как забалансовых, так и балансовых руд. Однако, несмотря на имеющийся опыт, недо-

статочная изученность процесса препятствует широкому внедрению нового метода на скальных месторождениях [2].

Основной задачей развития метода является разработка его научных основ. Главная задача горного производства – извлечение полезного ископаемого из недр с наименьшими для данных условий потерями и разубоживанием.

Системой разработки методом ПВ называется совокупность вскрывающих подготовительных выработок и определенный порядок их проведения и эксплуатации, увязанный во времени и пространстве с управляемым химико-технологическим процессом перевода полезного компонента из руды в раствор.

Исходя из этого, системы ПВ имеют особенности:

- Подготовительно-нарезные работы, кроме разделения месторождения на эксплуатационные блоки, предполагают проходку специальных выработок – оросительных и дренажных.
- Качество дробления руды для ПВ является решающим фактором, от которого зависит полнота и время извлечения полезного компонента из руды и экономическая эффективность технологии. Наиболее благоприятными являются куски руды класса +0–50 мм. Если при ТС габаритные куски могут иметь размер 1000 мм и более, то для ПВ даже количество фракции +200 мм следует сводить к минимуму.

Важной задачей является равномерность уплотнения магазинируемой в блоке руды. При отбойке руды компенсационное пространство формируются за счет частичного выпуска отбитой руды. При этом руда разрыхляется только в пределах эллипсоида, а в остальном объеме остается неподвижной.

При выщелачивании скальных руд распространена инфильтрационная схема движения потока реагента от оросителей к дренажным устройствам под действием гравитации. Раствор не заполняет пустоты между кусками руды, а лишь покрывает их тонкой пленкой, поэтому перспективна схема орошения блоков ПВ с помощью скважин, пробуренных в замагазинированной руде. Сбор растворов осуществляется в нижней части блока.

В процессе извлечения полезного компонента (ПК) из руды спустя время процесс замедляется и возникает необходимость его интенсификации, что достигается воздействием на выщелоченную массу физическими, химическими и биологическими методами, а также их комбинациями.

Особенностями разработки месторождений способом ПВ являются: извлечение полезного компонента из руды на месте залегания, повышенные требования к гранулометрическому составу и равномерности уплотнения руды, проведение специальных выработок; совмещение функций подготовительных выработок, защита внешней среды от утечек растворов; интенсификация процесса.

Эксперименты по исследованию технологии выщелачивания осуществлены на горных предприятиях урановой отрасли в Северном Казахстане и Забайкалье [3, 4].

#### Объекты и методы исследования

Исследование эффективности выщелачивания осуществляется комплексным методом, включающим оценку качества дробления руды и параметров извлечения металлов их руд в ходе инфильтрации выщелачивающих растворов.

Для оценки качества дробления руды применяется метод фотопланиметрии на всех этапах подготовки к выщелачиванию с подсчетом габаритных с точки зрения выщелачивания классов.

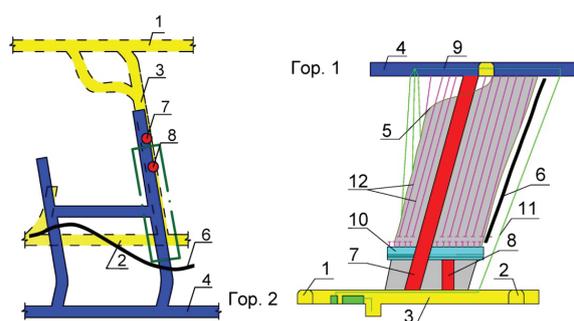
После выщелачивания руды для установления полноты выщелачивания по замагазинированной руде проходятся контрольные выработки с отбором проб и лабораторными определениями не извлеченного металла. По разнице исходного и конечного содержания металлов в руде определяется полнота извлечения металлов для каждой фракции руды [5].

Экспериментальный блок отработывали на месторождении, сложенном линзовидным рудным телом неправильной формы, залегающим в рассланцованных осадочных породах крепостью 4–6 по шкале проф. М.М. Протодяконова [6].

Верхняя часть месторождения отработывалась системами с обрушением.

Начальным этапом полупромышленных испытаний было выщелачивание руды забойной крупности, загруженной в восстающий сечением 2×2 м и высотой 37 м. Для контроля за фильтрацией растворов из подэтажных выработок были пройдены сбойки с восстающим. Продукционные растворы собирали в бак с последующей откачкой на переработку. Выщелачивание руды длилось 220 суток.

Параллельно с выщелачиванием руды в восстающем отработывался опытный блок ПВ (рис. 1).



**Рис. 1.** Подготовка опытного блока: 1, 2 – штреки; 3 – орт А; 4 – орт Б; 5 – граница рудного тела; 6 – разлом; 7 – отрезной восстающий; 8 – дучка; 9 – монтажный слой; 10 – подсечной слой; 11 – скважина для подачи растворов; 12 – взрывные скважины

**Fig. 1.** Arrangement of the experimental block: 1, 2 are the entries; 3 is the A drift; 4 is the B drift; 5 is the boundary of the ore body; 6 is the fault; 7 is the cut-out raise; 8 is the finger raise; 9 is the assembly layer; 10 is the under-mining layer; 11 is the well for solution feeding; 12 is the blast hole

Нарезные работы в блоке включали формирование монтажного и подсечного слоев, проведение выпускной дучки, отрезного восстающего и отрезной щели. Монтажный слой представлял собой верхнюю подсечку по всей длине блока и предназначался для бурения взрывных скважин и размещения оросительной системы. Подсечной слой был проведен с уклоном 5° к центру блока. Дня гидроизоляции по площади днища блока укладывалась поливинилхлоридная пленка, защищаемая деревянным настилом и рудной подушкой. Параметры блока составили, м: длина 23–27, ширина – 5, высота – 28.

Станком НКР-100М обурено 44 скважины по сетке 1,7×2 м параллельно друг другу с наклоном согласно падению рудного тела с недобуриванием на величину 1,5 м. Заряжание скважин осуществлялось гранулитом АС-0 без забойки. Взрывание осуществлено электрическим способом по встречной схеме, короткозамедленное с интервалом замедления между рядами 25 с. Общий вес заряда составил 4200 кг. Коэффициент разрыхления 1,12.

Выщелачивание продолжалось 6,5 месяцев до снижения концентрации ПК в растворах до уровня, не отвечающего технологическим требованиям. Прекратился расход выщелачивающего реагента.

Для уточнения механизма выщелачивания блок был вскрыт четырьмя выработками сечением 6–8 м<sup>2</sup> с креплением неполными дверными окладами на 4 подэтажах до границ рудного тела (рис. 2).

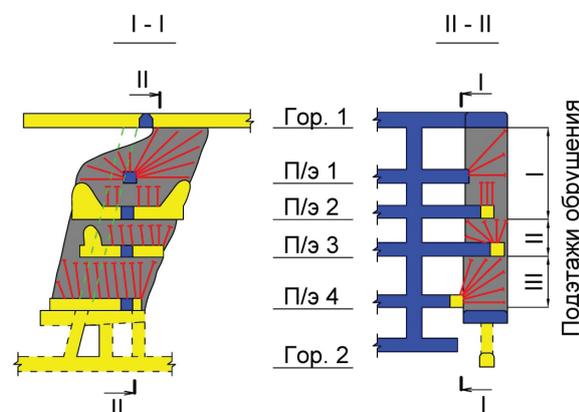


Рис. 2. Подготовка блока к интенсификации процесса выщелачивания

Fig. 2. Block arrangement to intensify leaching

Было установлено: в зоне отрезной щели произошло переуплотнение руды, а в ряде мест крупность руды достигла 1,2 м; дробление массива на мелкие фракции происходило только в зоне, равной 2–3 диаметрам заряда; растворы проникали неравномерно: более интенсивно двигались по трещинам и переизмельченной руде, а также в районе лежащего бока.

Повторное дробление было осуществлено зарядами во взрывных скважинах диаметром 85 и 65 мм с увеличением сетки по отношению к первоначальной в 2 раза. Заряжание скважин произво-

дилось гранулитом АС-4. Боевики из аммонала ВА-8 размещались на забое и в устье скважин, между ними прокладывались 2 нитки детонирующего шнура. На I подэтаже взорвано 35 скважин диаметром 105 мм и 15 скважин диаметром 65 мм. Подэтаж II подвергался дроблению из расчески 3 веерами скважин диаметром 65 мм. Компенсационное пространство было сформировано мелкошпуровым способом в районе отрезной щели. Общее число скважин – 42 (7 вееров по 6 скважин). На подэтаже III повторное дробление произведено с помощью 73 скважин. Общее количество взрывчатых веществ (ВВ) на повторное дробление составило 5120 кг. Удельный расход ВВ на вторичное дробление – 1,55 кг/м<sup>3</sup>, коэффициент разрыхления – 1,43.

После повторного дробления и встряхивания руды орошение выщелачивающими растворами продолжалось четыре с половиной месяца. Получено количество металлов, составляющее 1,22 количества за период выщелачивания до повторного дробления.

Блок 2 был заложен висячем боку рудной залежи и ограничен по простиранию контурами обрушения другого месторождения (рис. 3).

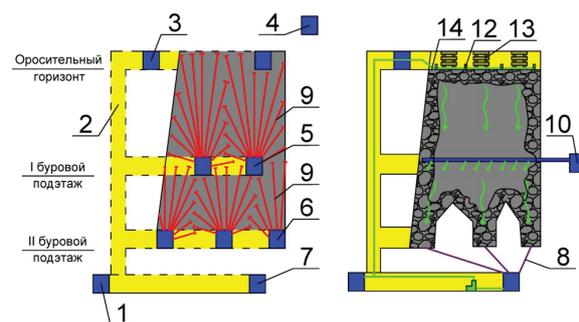


Рис. 3. Подготовка блока к выщелачиванию: 1 – транспортный штрек; 2 – восстающий; 3, 11 – штреки для орошения; 4 – штрек для вентиляции; 5 – буровые штреки; 6 – дренажно-буровые штреки; 7 – дренажный штрек; 8 – дренажные скважины; 9 – промежуточный горизонт орошения; 12 – верхняя подсечка; 13 – костровая крепь; 14 – оросительная система

Fig. 3. Block arrangement for leaching: 1 is the transport drift; 2 is the raise; 3, 11 are the entries for irrigation; 4 is the ventilation drift; 5 is the drill drift; 6 are the drainage-drill drifts; 7 is the drainage drift; 8 are the drainage wells; 9 is the irrigation sublevel; 12 is the upper undercut; 13 is the pigsty crib; 14 is the irrigation system

Длина блока составляла 60 м, ширина от 26 м в центре до 10 м на флангах, высота 36 м.

Горизонт улавливания продукционных растворов был выполнен в виде дренажного штрека, с которого в днище блока пробурены дренажные скважины диаметром 67 и 85 мм в виде вееров по три скважины в каждом. Оросительная система была уложена на поверхности замагазинированной руды. Кровля оросительного горизонта поддерживалась тремя рядами костровой крепи. При дроблении руды применялись восходящие веера скважин диаметром 85 мм. Взрывание осуществлялось с ис-

пользованием ступеней замедления 25, 30, 75 и 100 мс. В торцах дренажно-буровых штреков

Параметры буровзрывных работ по блоку 2: линия наименьшего сопротивления 2,6 м; расстояние между концами скважин 2 м; коэффициент сближения зарядов 0,97, длина скважин 9,5 м; расход ВВ 1,3 кг/м<sup>3</sup>; выход руды с 1 м скважин 3,9 м<sup>3</sup>/м; коэффициент использования скважин 0,8; коэффициент разрыхления 1,23; тип ВВ – граммонт 79/21, аммонал ВА8.

После отбойки каждого из 22 слоев качество дробления руды определялось методом фотопланиметрии во всех буровых штреках – перед отгрузкой, в процессе отгрузки и по окончании отгрузки с оценкой по суммарному выходу габаритных с точки зрения технологии выщелачивания классов.

Выщелачивание блока 2 продолжалось в течение года, однако удовлетворительных результатов не дало. Для выявления причин по замагазинированной руде был пройден контрольный орт длиной 18 м и из него штрек длиной 10 м.

В результате проведения контрольных выработок установлено: выход негабаритного класса в три раза превысил данные оценки степени дробления руды методом фотопланиметрии, и такая оценка качества дробления достоверна лишь для зоны в границах эллипсоида разрыхления; участок между буровыми штреками раздроблен неудовлетворительно; выявлены зоны переизмельченной руды и зоны повышенной фильтрации.

Опытными работами установлено, что традиционные способы подготовки месторождений для целей ПВ непригодны.

Способы ПВ скальных руд должны совершенствоваться на основе сплошной бесцеликовой отработки месторождений, что будет сочетаться со снижением удельных объемов подготовительно-нарезных работ в ходе совмещения функций выработок.

Примером этого направления может быть вариант системы ПВ на месторождении с крутопадающими рудными телами при доработке забалансовых запасов с этажной обойкой руды и выщелачиванием в инфильтрационном режиме. Недостатками варианта явились: опасность работ ввиду наличия больших площадей обнажения горных пород; трудоемкость работ по оформлению подсечек и возведению гидроизоляционного слоя; повышенный объем подготовительно-нарезных работ.

После освоения электровакуумных установок с целью повышения качества дренажа продукционных растворов исчезла надобность в нижней подсечке и гидроизоляционном слое. В трансформированном виде вариант стал выглядеть следующим образом (рис. 4).

Изменение схем орошения, дренажа и буровзрывных работ значительно улучшило экономические показатели. Трудоемкость системы снизилась в два с лишним раза, удельный вес нарезных работ в общем объеме запасов блока – в 3,1 раза, эффективность горно-подготовительных работ повысилась в 2,5 раза [7].

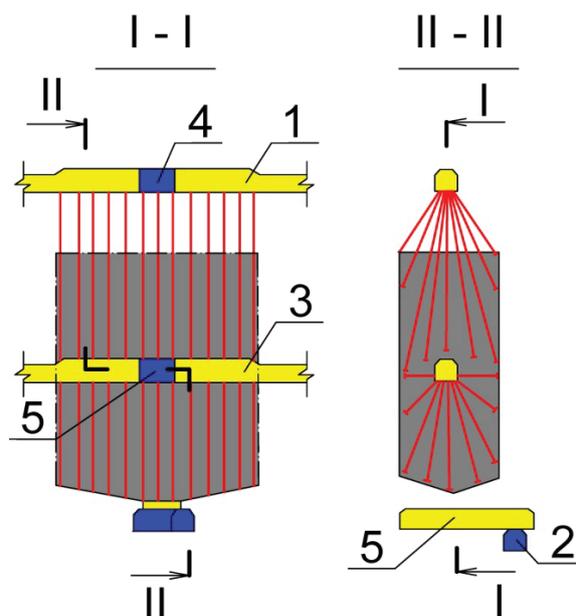


Рис. 4. Подготовка блока к выщелачиванию с совмещением функций выработок: 1 – оросительно-буровой штрек; 2 – нижний этажный штрек; 3 – буровой штрек; 4 – верхняя рассечка отрезной щели; 5 – нижняя рассечка отрезной щели; 6 – заходка

Fig. 4. Block arrangement for leaching combining the functions of workings: 1 is the irrigation-drill drift; 2 is the lower level drift; 3 is the drill drift; 4 is the slot upper cutting; 5 is the slot lower cutting; 6 is the cut

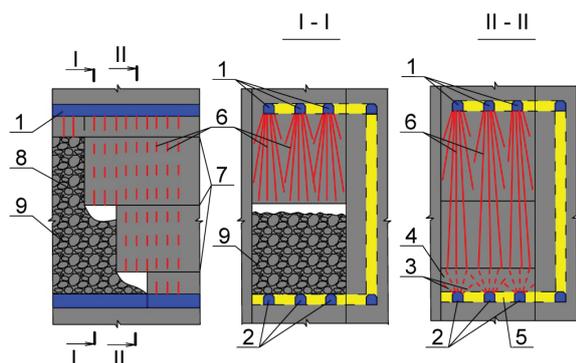
Применение на всех стадиях процесса выщелачивания высокоэффективного оборудования, внедрение прогрессивных способов и средств орошения, гидроизоляции блоков, улавливания продуктивных растворов, рациональных схем буровзрывных работ способны сокращать объемы подготовительно-нарезных работ в блоках ПВ, упрощать схемы их подготовки и удешевлять производство.

Разработка месторождений методом ПВ предъявляет иные требования к крупности руды, чем методом ТС. Продолжительность и полнота извлечения полезных компонентов из руд зависят от степени дробления, а также от равномерной плотности размещения раздробленной руды, обеспечивающей смачивание её без образования неорошаемых зон [8].

При отбойке руды вертикальными слоями необходим частичный выпуск, в результате чего образуются зоны с различным коэффициентом разрыхления с неравномерной фильтрацией рабочих растворов. Отбойка с помощью массовых взрывов, при всех её преимуществах по сравнению с послойной, обладает важным недостатком – ограниченной областью применения по геологическим и горнотехническим условиям.

Этот недостаток может быть устранен при формировании компенсационного пространства внутри каждого отбиваемого объема. Отбойку руды вертикальными слоями производят на горизонтальную подсечку по-ярусно снизу вверх секционным взрыванием скважин с опережением подсеч-

ки по мере отбойки слоев на толщину отбиваемого вертикального слоя (рис. 5).



**Рис. 5.** Формирование компенсационного пространства внутри отбиваемого объема: 1 – выработки горизонта орошения; 2 – выработки горизонта улавливания растворов; 3 – восходящие скважины; 4 – горизонт подсечки; 5 – отбитая руда; 6 – нисходящие скважины; 7 – границы секций; 8 – замагистринированная руда; 9 – руда, нуждающаяся в дополнительном дроблении

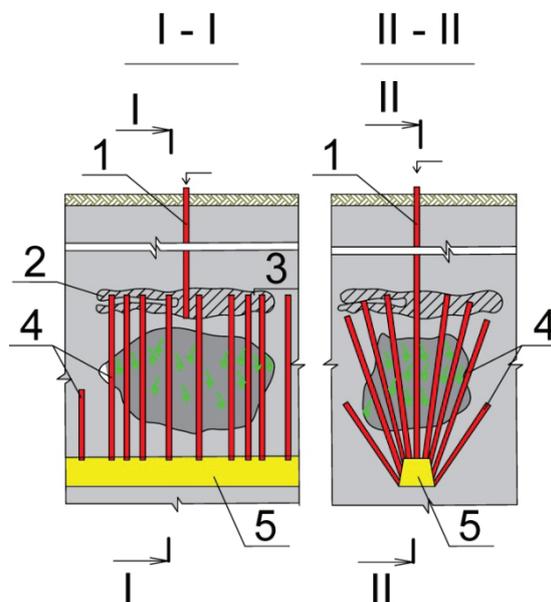
**Fig. 5.** Formation of compensating space inside the breaking volume: 1 are the workings of irrigation horizon; 2 are the workings of solution capturing horizon; 3 are the rising holes; 4 is the undercut level; 5 is the broken ore; 6 are the down holes; 7 are the section boundaries; 8 is the stored ore; 9 is the ore which should be additionally broken

Объем подсечки устанавливается с расчетом получения заданного коэффициента разрыхления обрушаемой на неё руды и образования между выпускными выработками навалов отбитой руды, которую невозможно выпустить.

Над подсечкой рудный массив разбуривается веерами нисходящих взрывных скважин из выработок верхнего горизонта. Нисходящие веера заряжаются и отбивают руду вертикальными слоями, причем отбойка в вертикальных слоях ведется секционным взрыванием по – ярусно снизу вверх на сформированную для данного слоя горизонтальную подсечку. Высота секции устанавливается, исходя из условий обеспечения заданного гранулометрического состава.

Данный способ позволяет сформировать в блоке подземного выщелачивания среду равной плотности, улучшить качество дробления и уплотнения руды и уменьшить объем подготовительно-нарезных работ. Отработка забалансовых руд методом ПВ позволяет снизить себестоимость продукции по сравнению с базовым способом на 25 % [9].

Горизонт орошения может формироваться путем гидравлического разрыва с заполнением образованных трещин фильтрующим мелкозернистым материалом. Способ включает в себя проведение подготовительных выработок в нижней части блока и бурение над рудным телом с поверхности вертикальной скважины, из которой над блоком производится гидравлический разрыв пород (рис. 6) [10].



**Рис. 6.** Формирование горизонта орошения способом гидравлического разрыва: 1 – скважина; 2 – трещины; 3 – фильтр; 4 – восходящие скважины; 5 – растворосборник

**Fig. 6.** Formation of irrigation horizon by hydraulic fracturing: 1 is the well; 2 are the cracks; 3 is the filter; 4 are the rising holes; 5 is the solution tank

Дренажная система может быть выполнена перфорированными трубами в днище блока. Полная гидроизоляция дна предусматривает проведение подсечных выработок в днище блока с последующей их гидроизоляцией и заполнением твердеющей закладкой [11].

В ходе извлечения полезного компонента из партии руды весом 500 кг в перколяторе высотой 10 м установлено, что при одинаковой крупности руды (–350+0 мм) скорость процесса извлечения по высоте резко снижается на нижних участках. Снижение скорости извлечения происходит вследствие уменьшения градиента концентраций между поровым раствором и общим объемом растворителя. При высоте рудного слоя 10 м, концентрации реагента в рабочем растворе 15 г/л, непрерывном орошении извлечение составило 59 % за 300 суток [12].

На той же руде, но с различной крупностью по высоте слоя (в верхней части –200+0 мм с уменьшением до –100+0 мм в нижней части), извлечено 59 % уже за 260 суток.

Руду целесообразно дробить на куски, крупность которых изменяется пропорционально снижению градиента концентрации между поровым раствором и объемом растворителя [13]. Дифференцированное дробление руды возможно при отбойке горизонтальными слоями с переменной линией наименьшего сопротивления.

В настоящее время способ ПВ получает развитие на рудниках ПГХК, где прошли стадию опытно-промышленного освоения многие аспекты технологии [14–17].

Результаты исследования хорошо согласуются с данными исследований по затронутой теме [18–20].

#### Заключение

Совершенствование способов ПВ скальных руд в рамках проблемы комплексного и полного освоения недр развивается на основе сплошной поточной технологии извлечения полезных компонентов из руд.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Физико-химическая геотехнология / под общ. ред. В.Ж. Аренса. – М.: Горная книга, 2010. – 57 с.
2. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. В 2 т. Т. 1. Уран / под ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Руда и металлы, 2005. – 407 с.
3. Святецкий В.С., Литвиненко В.Г., Морозов А.А. О возможности и условиях применения блочного подземного выщелачивания урановых руд Стрельцовского месторождения // Горный журнал. – 2012. – № 10. – С. 78–84.
4. Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания / В.К. Бубнов, Э.К. Спирин, А.Е. Воробьев и др. – Целиноград: Жана-Арка, 1992. – 545 с.
5. Кошик Ю.И., Ляшенко В.И. Научное сопровождение уранового производства в Украине // Экологія довкілля та безпека життє діяльності. – 2006. – № 6. – С. 5–17.
6. Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благородных металлов / В.К. Бубнов, В.И. Голик, А.М. Капканщиков и др. – Акмола: Жана-Арка, 1995. – 601 с.
7. Golik V.I., Hasheva Z.M., Galachieva S.V. Diversification of the economic foundations of depressive mining region // Medwell Journals. The Social Sciences. – 2015. – № 10 (5). – P. 678–681.
8. Ляшенко В.И. Совершенствование добычи полезных ископаемых комбинированными способами выщелачивания // Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 98–103.
9. Improving the effectiveness of explosive breaking on the bade of new methods of borehole charges initiation in quarries / V. Golik, V. Komashchenko, V. Morkun, I. Gaponenko // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 7. – P. 383–386.
10. Аликулов Ш.Ш., Нажимов Ф.Ф. Анализ базовой модели подземного выщелачивания урана к природным условиям месторождения // ГИАБ. – 2015. – № 3. – С. 67–74.
11. Логачев А.В. К вопросу о геотехнологических вариантах поэтапной разработки месторождений // Цветная металлургия. – 2013. – № 4. – С. 46–50.
12. Голик В.И. Специальные способы разработки месторождений. М.: Инфра-М, 2014. – С. 131.
13. Литвиненко В.Г., Шелудченко В.Г., Филоненко В.С. Оптимизация крупности измельченного рудного сырья и параметров его вскрытия // Горный журнал. – 2013. № 8 (1). – С. 44–50.
14. Технично-экономическая оценка эффективности блочного подземного выщелачивания урана из бедных руд Стрельцовского рудного поля / А.А. Морозов, А.П. Смагин, Г.Ф. Безносос, А.Н. Юртаев // Горный журнал. – 2013. – № 8 (2). – С. 129–131.
15. Лабораторные исследования процесса выщелачивания урана серноокислыми растворами, активированными ультразвуком / В.М. Лизункин, А.А. Морозов, А.А. Гаврилов, И.В. Лизункин // ГИАБ. – 2014. – № 10. – С.123–128.
16. Подземные геотехнологии разработки рудных месторождений / В.М. Лизункин, М.В. Лизункин, А.В. Бейдин и др. // Горный журнал. – 2015. – № 1. – С. 89–94.
17. Овсейчук В.Л. Резник Ю.Н. Мязин В.П. Геотехнологические методы добычи и переработки урановых и золотосодержащих руд. – Чита: Чит ГУ, 2005. – 315 с.
18. Дребенштетт К. Ответственное использование и защита литосферы // Материалы 6-го горного коллоквиума (27–28.10.2011). – Фрайберг: Фрайбергская горная академия, 2012. – С.48–56.
19. Chamberlin P.D. Status of heap, dump and in-situ leaching of gold and silver // World Gold – 89. – Littleton, Colorado, 1989. – P. 225–232.
20. In-situ leaching (ICL) // Innovations in Gold and Silver Recovery. Phase IV. – Colorado: Randol Int. Ltd., 1992. – P. 1329–1336.

Поступила 26.05.2015 г.

UDC 504.55.054:622(470.6)

## EXPERIMENTAL SUBSTANTIATION OF THE PARAMETERS OF METAL UNDERGROUND LEACHING

**Vladimir I. Golik,**

North Caucasian State Technological University, 44, Nikolaeva Street,  
Vladikavkaz, 362021, Russia. E-mail: v.i.golik@mail.ru

**Viktor G. Lukyanov,**

Tomsk Polytechnic University, 30, Lenin Avenue, Tomsk, 634050, Russia.  
E-mail: krets@tpu.ru

**Sergey G. Stradanchenko,**

Institute of the Service Sector and Entrepreneurship, 147, Shevchenko Street,  
Shakhty, 346500, Russia. E-mail: ssg72@mail.ru

**Stanislav A. Maslennikov,**

Institute of the Service Sector and Entrepreneurship, 147, Shevchenko Street,  
Shakhty, 346500, Russia. E-mail: MaslennikovSA@mail.ru

**The relevance** of the research is caused by the need to expand the scope of technology with underground leaching of metals in blocks, as a condition of satisfying natural growing needs of industry for raw materials.

**The main aim** of the research is to substantiate technical ability and economic feasibility of metal extraction from stockpiles, mainly polymetallic ores, non-conforming to traditional technologies for metal production, but suitable for application of innovative technologies of field development.

**Research methods:** semi-industrial tests in underground mining and laboratory researches in percolators with data processing based on multiple regression and correlation analysis and implementation of algorithms for interpretation of the experimental results, analysis of best achievements according to practice, the patent data and publications.

**Results.** The authors have determined new patterns of technological processes of metal extraction from ores by underground leaching. It is proved that the comprehensive improvement of technological processes of development system with underground leaching allows the new technology to compete with the conventional one, especially in the cases where traditional technologies are limited by the capabilities of today's technologies for processing metal ores.

**Conclusions.** The technology with metal underground leaching from rock ore is not a sufficiently used reserve for increasing metal production, first of all scarce and rare, including off-grade ores. The results of pilot tests of technological processes of underground leaching and theoretical calculations reveal sufficient correlation of practice and theory that indicates the possibility of controlling the course of obtaining metals with the adjustment of technology in the course of its development. Underground leaching of poor and off-balance ores will be developed as stocks in convenient regions of the Earth in the near future satisfying both economic and environmental components of mining humanization.

### Key words:

Underground leaching, metal, block, removing, reserves, traditional technology, research, processes, ecology, economy.

The research was supported by the grant MK-6986.2015.8 «Development of innovative design and process solutions when walking vertical mine shafts and mines».

### REFERENCES

1. *Fiziko-khimicheskaya geotekhnologiya* [Physical and chemical geotechnology]. Ed. by V.Zh. Arens. Moscow, Gornaya Kniga Publ., 2010. 57 p.
2. *Podzemnoe i kuchnoe vyshchelachivanie urana, zolota i drugikh metallov. T. 1. Uran* [Underground and heap leaching of uranium, gold and other metals. Vol. 1. Uranium]. Ed. by M.I. Fazlullin. Moscow, Ruda i Metally Publ., 2005. 407 p.
3. Svyatetskiy V.S., Litvinenko V.G., Morozov A.A. O vozmozhnosti i usloviyakh primeneniya blochnogo podzemnogo vyshchelachivaniya uranovykh rud Streltsovskogo mestorozhdeniya [On the possibility and the conditions of application of the block-situ leaching of uranium ore deposits Streltsovsky]. *Mining Journal*, 2012, no. 10, pp. 78–84.
4. Bubnov V.K., Spirin E.K., Vorobev A.E., etc. *Teoriya i praktika dobychi poleznykh iskopaemykh dlya kombinirovannykh sposobov vyshchelachivaniya* [Theory and practice of mining combined leach]. Tselinograd, Zhana-Arka Publ., 1992. 545 p.
5. Koshik Yu.I., Lyashenko V.I. Nauchnoe soprovozhdenie uranovogo proizvodstva v Ukraine [Scientific support of uranium production in Ukraine]. *Ekologiya dovkillya ta bezpeka zhitte diyalnosti*, 2006, no. 6, pp. 5–17.
6. Bubnov V.K., Golik V.I., Kapkashchikov A.M., et al. *Aktualnye voprosy dobychi tsvetnykh, redkikh i blagorodnykh metallov* [Topical issues of production of non-ferrous, rare and precious metals]. Akmola, Zhana-Arka Publ., 1995. 601 p.
7. Golik V.I., Hasheva Z.M., Galachieva S.V. Diversification of the economic foundations of depressive mining region [Diversification of the economic foundations of depressive mining region]. *Medwell Journals. The Social Sciences*, 2015, no. 10 (5), pp. 678–681.
8. Lyashenko V.I. Sovershenstvovanie dobychi poleznykh iskopaemykh kombinirovannymi sposobami vyshchelachivaniya [Improving mining combined leaching process]. *Mining Journal*, 2001, no. 1, pp. 98–103.
9. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Gaponenko I. Improving the effectiveness of explosive breaking on the bade of new meth-

- ods of borehole charges initiation in quarries. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 7, pp. 383–386.
10. Alikulov Sh.Sh., Nazhimov F.F. Analiz bazovoy modeli podzemnogo vyshchelachivaniya urana k prirodnym usloviyam mestorozhdeniya [Analysis of the basic model of underground leaching of uranium deposits to natural conditions]. *GIAB*, 2015, no. 3, pp. 67–74.
  11. Logachev A.V. K voprosu o geotekhnologicheskikh variantakh poetapnoy razrabotki mestorozhdeniy [On the question of geotechnical options of phased mining]. *Non-ferrous Metallurgy*, 2013, no. 4, pp. 46–50.
  12. Golik V.I. *Spetsialnye sposoby razrabotki mestorozhdeniy* [Special methods of field development]. Moscow, Infra-M Publ., 2014. P. 131.
  13. Litvinenko V.G., Sheludchenko V.G., Filonenko V.S. Optimizatsiya krupnosti izmelchennogo rudnogo syr'ya i parametrov ego vskrytiya [Optimization size of crushed ore raw materials and parameters of its opening]. *Mining Journal*, 2013, no. 8 (1), pp. 44–50.
  14. Morozov A.A., Smagin A.P., Beznosov G.F., Yurtaev A.N. Tekhniko-ekonomicheskaya otsenka effektivnosti blochnogo podzemnogo vyshchelachivaniya urana iz bednykh rud Strel'tsovskogo rudnogo polya [Technical and economic evaluation of the effectiveness of the block-situ leaching of uranium from low-grade ores Strel'tsovsky ore field]. *Mining Journal*, 2013, no. 8 (2), pp. 129–131.
  15. Lizunkin V.M., Morozov A.A., Gavrilov A.A., Lizunkin I.V. Laboratornye issledovaniya protsessa vyshchelachivaniya urana sernokislými rastvorami, aktivirovannymi ultrazvukom [Laboratory studies of uranium leaching sulfuric acid solutions activated by ultrasound]. *GIAB*, 2014, no. 10, pp. 123–128.
  16. Lizunkin V.M., Lizunkin M.V., Beidin A.V. Podzemnyye geotekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdeniy [Geotechnology underground mining of ore deposits]. *GIAB*, 2015, no. 1, pp. 89–94.
  17. Ovseychuk V.L., Reznik Yu.N., Myazin V.P. *Geotekhnologicheskie metody dobychi i pererabotki uranovykh i zolotosoderzhashchikh rud* [Geotechnological methods of extraction and processing of uranium and gold ores]. Chita, Chita State University Press, 2005. 315 p.
  18. Drebenshtedt K. Otvetstvennoe ispolzovanie i zashchita litosfery [Responsible use and protection of the lithosphere]. *Materialy 6th Gornogo Kollokviuma (27–28.10.2011)* [Proc. 6<sup>th</sup> Mining Colloquium (27–28 October 2011)]. Freiberg, Freiberg University of Mining and Technology Press, 2012. pp. 48–56.
  19. Chamberlin P.D. Status of heap, dump and in-situ leaching of gold and silver. *World Gold – 89*. Littleton, Colorado, 1989. pp. 225–232.
  20. In-situ leaching (ICL). *Innovations in Gold and Silver Recovery. Phase IV*. Colorado, Randol Int. Ltd., 1992. pp. 1329–1336.

Received: 26 May 2015.