

УДК 504.55.054:622(470.6)

## КОНЦЕПЦИЯ ДОБЫЧИ МЕТАЛЛОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

Владимир И. Голик<sup>1</sup>, Сергей Г. Страданченко<sup>2</sup>, Станислав А. Масленников<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Геофизический институт Владикавказского научного центра Российской академии наук, 362002, Россия, г. Владикавказ, ул. Маркова, 93 А

<sup>2</sup> Институт сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета, 346500, Россия, г. Шахты, ул. Шевченко, 147

@ v.i.golik@mail.ru

Поступила в редакцию 03.10.2017. Принята к печати 10.04.2018.

**Ключевые слова:** месторождение, руда, металл, выщелачивание, активация, дезинтегратор, извлечение.

**Аннотация:** Приведены особенности современного состояния минерально-сырьевой базы России в условиях становления рыночных отношений. Обосновано направление вовлечения в переработку отходов минерального сырья как компенсация дефицита металлов. Показаны недостатки традиционных технологий переработки металлических руд в части обеспечения безотходности производства. Сформулированы преимущества технологии подземного выщелачивания металлов из руд в части безотходности извлечения металлов. Приведены результаты опытного и промышленного применения технологии подземного выщелачивания металлов из балансовых и забалансовых природных и техногенных запасов руд и хвостов переработки на примере уранодобывающих предприятий Средней Азии, Северного Кавказа и Забайкалья с количественной оценкой вариантов выщелачивания. Описана практика промышленного использования технологии выщелачивания при разработке Стрельцовского месторождения с восьмидесятих годов прошлого века с доведением удельного веса технологии в общем объеме производства урана до 1/3. Даны технологические схемы подземного и кучного выщелачивания металлов в рамках единого производственного комплекса. Детализирована технология извлечения металла в раствор в кучах. Описана примененная впервые практика контроля полноты выщелачивания путем вскрытия горными выработками и примененной по результатам вскрытия интенсификации процессов выщелачивания. Предложен алгоритм расчета параметров выщелачивания на основе установленных закономерностей процессов извлечения металлов. Кратко охарактеризован феномен изменения свойств минералов при обработке в дезинтеграторе. Описана роль дробления и равномерности размещения раздробленной руды в обеспечении фильтрации растворов без образования неорошаемых зон. Перспективы извлечения металлов из хвостов связаны с использованием вариантов выщелачивания, увеличивающих ресурсную базу горного производства за счет вовлечения в производство некондиционных для традиционной технологии запасов. Определена эффективность механохимической активации некондиционного сырья с выщелачиванием в дезинтеграторах. Сделан вывод, что исследование горных аспектов выщелачивания и разработка научных основ и способов его осуществления являются важнейшими задачами горнодобывающего производства.

**Для цитирования:** Голик В. И., Страданченко С. Г., Масленников С. А. Концепция добычи металлов выщелачиванием // Вестник Кемеровского государственного университета. Серия: Биологические, технические науки и науки о Земле. 2018. № 1. С. 49–60.

Рост объемов добычи металлических полезных ископаемых объясняется динамикой основных показателей жизнедеятельности. Если за последнюю четверть века население Земли увеличилось на 50 %, то потребление железной руды возросло в 3 раза. При сохранении современных тенденций добычи минерального сырья прогнозируют истощение комфортных для разработки месторождений запасов через 100–150 лет [1].

В конце прошлого века параметры и структура минерально-сырьевой базы России радикально изменились. Сложившиеся условия для отработки наиболее

богатых участков месторождений и отнесения около половины запасов большинства полезных ископаемых к категории условно рентабельных. Эти обстоятельства, кроме естественного ухудшения горнотехнических условий с увеличением глубины отработки и смещения работ в некомфортные природные условия, привели к тому, что более половины месторождений полезных ископаемых стали нерентабельными для эксплуатации [2].

Исправить сложившееся положение за счет одного только комплексного освоения месторождений невоз-

можно, поэтому развивается направление вовлечения в переработку отходов минерального сырья как компенсация дефицита металлов. Хранилища хвостов добычи и переработки полезных ископаемых рассматриваются как минерально-сырьевая база производства металлов, использование которой зависит от успеха технологий извлечения целевых элементов.

При разработке месторождений полезных ископаемых некондиционные запасы остаются в недрах, уменьшая прибыль от вложенных в проект средств. А извлеченные и оказавшиеся в хвостохранилищах запасы превращаются в источник опасностей для экосистем окружающей среды. Наиболее опасны тяжелые металлы, содержащиеся в хвостах переработки руд и продуцирующие токсичные компоненты [3].

Рекультивация и восстановление поврежденных горными работами земель не возвращают их прежнего качества, а мероприятия типа биологической рекультивации даже повышают опасность, так как интенсифицируют производство химически опасных мобильных продуктов за счет синергетических процессов.

Традиционные технологии переработки металлических руд не обеспечивают безотходности производства, что подтверждается накоплением хвостов обогащения на земной поверхности [4].

Одним из новых прогрессивных способов добычи металлов является метод подземного выщелачивания полезных ископаемых (ПВ) на месте их залегания. Его преимуществами являются экономичность, повышенная по сравнению с традиционной технологией безопасность работ, меньшая опасность для окружающей среды [5].

Если кучное выщелачивание сравнительно широко распространено при добыче золота, урана и меди, то практика подземного выщелачивания ограничивается единичными случаями, начиная со второй половины прошлого века (таблица 1).

Если кучное выщелачивание сравнительно широко распространено при добыче золота, урана и меди, то практика подземного выщелачивания ограничивается единичными случаями, начиная со второй половины прошлого века (таблица 1).

**Таблица 1. Результаты опытного выщелачивания урана**  
**Table 1. The results of the experimental uranium leaching**

Месторождение	Содержание урана в руде, %	Расход реагента, кг/кг	Концентрация серной кислоты, мг/л
Чаркасар I ПВ	0,018	105	–
Чаркасар II ПВ	0,015	64	38
Киик-Тал ПВ	0,017	–	40–90
Табошар ПВ	0,017	224	–
Адатанга, Каштасай и Джекиндек (кучи по 100 тыс. т)	0,012	180	10–20

Быкогорское месторождение (Северный Кавказ) вначале разрабатывали системами горизонтальных слоев с закладкой пустот породой от проходческих работ, забалансовой рудой и металлосодержащими породами [6].

С 1963 г. освоена технология подземного и кучного выщелачивания забалансовых для традиционной технологии руд. Конверсия позволила не только сохранить уровень добычи урана, но и создать базу для дальнейшего роста производства, несмотря на снижение содержания урана в руде по сравнению с начальным значением более чем в пять раз. В результате пересчета запасов возможное к добыче количество урана повысилось в 3,5 раза по сравнению с разведанными запасами балансовых руд.

Освоены варианты как с взрывным дроблением руд, так и с фильтрацией растворов в естественном массиве. Подготовка блока без дробления массива заключалась в проходке выработок по нижней границе вдоль его длинной стороны, из которых через 4–4,5 м бурили восходящие скважины на высоту этажа. Из двух параллельно пробуренных вееров скважин один являлся дренажным, а второй – нагнетательным.

Объем подготовительно-нарезных работ был доведен до минимума, производительность труда увеличена более чем в 9 раз, количество рабочих умень-

шилось в 1,4 раза, санитарно-гигиенические условия труда улучшились существенно.

Предприятие 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 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. Откачка продуктивных растворов позволила уменьшить потери металла с растворами до 3–5 %.

Электровакуумные установки производительностью 40–50 м<sup>3</sup>/час и глубиной забора 6,5 м создавали под блоками депрессионные воронки и исключали растекание растворов за пределы контура работ.

Комплексная модернизация технологии 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 % и сократить потери урана.

Примером промышленного использования технологии выщелачивания является разработка Стрельцовских месторождений урана [7]. Выщелачивание проводится с восьмидесятих годов прошлого века с наращиванием объемов и доведением удельного веса технологии в общем объеме производства урана до 30 %.

Богатые руды обрабатывают вариантами системы слоевой выемки с закладкой пустот твердеющей смесью и перерабатывают на гидрометаллургическом заводе, рядовые руды обрабатывают подэтажными системами и подвергают кучному выщелачиванию, а бедные руды выщелачивают в подземных блоках.

Подземное выщелачивание экономически эффективно при отработке руд с содержанием урана от 0,06 %. При коэффициенте разрыхления 1,3 производительность выщелачивания в 1,35 раза больше, а себестоимость извлекаемого металла в 1,15 раза меньше, чем при коэффициенте 1,2.

Параметры блоков подземного выщелачивания: длина – 120–150 м; ширина – 30–40 м; высота – 40–60 м. Блоки подготавливают восстающими выработками и подэтажными штреками. Отрезная щель формируется взрыванием вертикальных скважин на отрезной восстающей. Руда отбивается на отрезную щель скважинами диаметром 57–105 мм. В процессе отбойки проводится частичный выпуск (до 30 %) руды для создания компенсационного пространства.

Над рудным магазином проходит оросительный горизонт, из которого бурят оросительные скважины

диаметром 105 мм. Ниже камеры проходит дренажный горизонт и оборудуется зумпф для улавливания продуктивных растворов.

Реагентом является раствор серной кислоты с концентрацией 3–5 г/л при интенсивности орошения 45–50 л/ч.м<sup>2</sup>. Выщелачивание руды ведется в фильтрационно-динамическом режиме и прекращается при достижении концентрации урана в растворе 20–30 мг/л.

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

При разработке открытым способом доля забалансовых руд достигает 40 % добычи. Кучное выщелачивание забалансовых руд ведется с 1974 г. в режиме круглогодичной переработки с извлечением до 50 %. С 1990 гг. в кучах выщелачивают балансовые руды с извлечением 85 % при содержании урана до 0,15 %.

Если традиционные методы обогащения оставляют неизвлеченными существенную часть исходных металлов, то гидрометаллургические методы потери металлов уменьшают, однако не решают проблемы безотходности.

Месторождение Восток (Северный Казахстан) локализовано в крепких аргиллитах. Химический состав руды, %: SiO<sub>2</sub> – 60; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 16; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 2; FeO – 6; MnO – 0,2; MgO – 5; CaO – 7; Na<sub>2</sub>O – 1,0; K<sub>2</sub>O – 0,2; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 0,5; S<sub>общ</sub> – 0,5; C<sub>общ</sub> – 2,5; C<sub>орг</sub> – 0,35; U – 0,063 [8].

Выщелачивание урановой руды в штабеле осуществлено в рамках единого комплекса (рис.1).

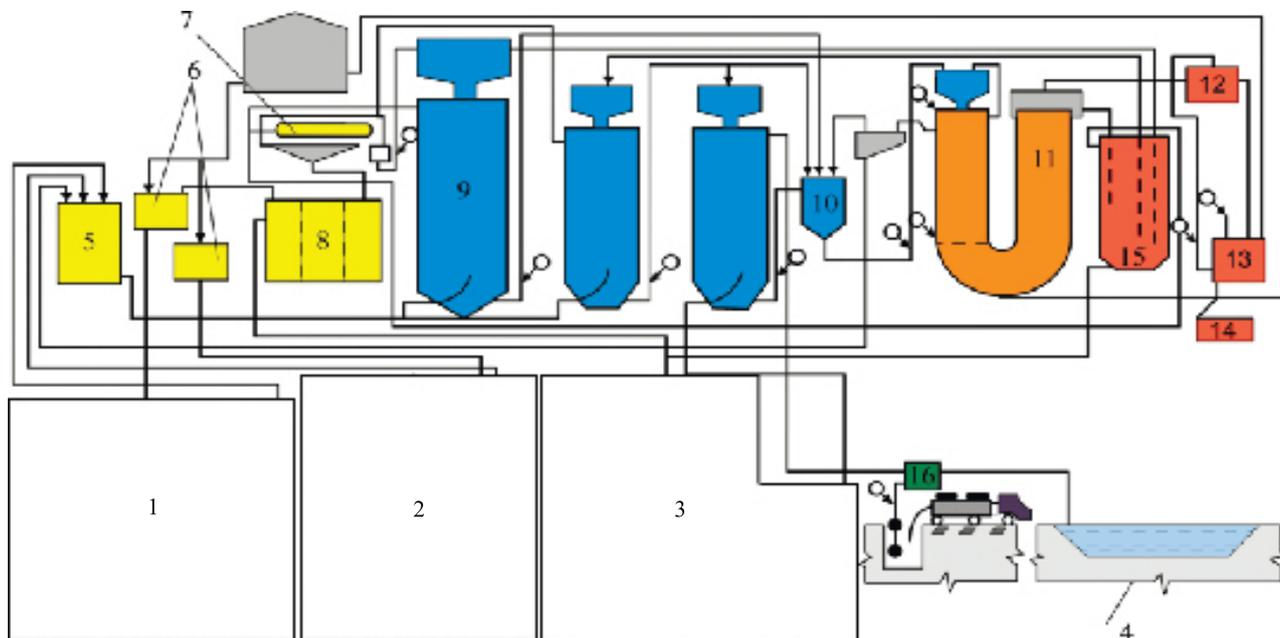


Рис. 1. Комплексное выщелачивание металлов: 1 – куча; 2 – блок подземного выщелачивания; 3 – отвал; 4 – пруд; 5, 6, 7, 8 – группа подготовки; 9, 10, 11 – группа сорбции-десорбции; 12–16 – вспомогательная группа  
 Fig. 1. Complex leaching of metals: 1 – heap; 2 – block of underground leaching; 3 – blade; 4 – pond; 5, 6, 7, 8 – training group; 9, 10, 11 – sorption-desorption group; 12–16 – auxiliary group

Отсортированная на поверхности некондиционная руда из приемного бункера направлялась на инерционный грохот ГИТ – 42М, откуда подрешетный материал (класс -10) поступал в переработку, а надрешет-

ный материал (класс +10) – на дробилку СМД-109А, где дробился до класса -80 и снова подавался на грохот ГИТ-42М (рис. 2).

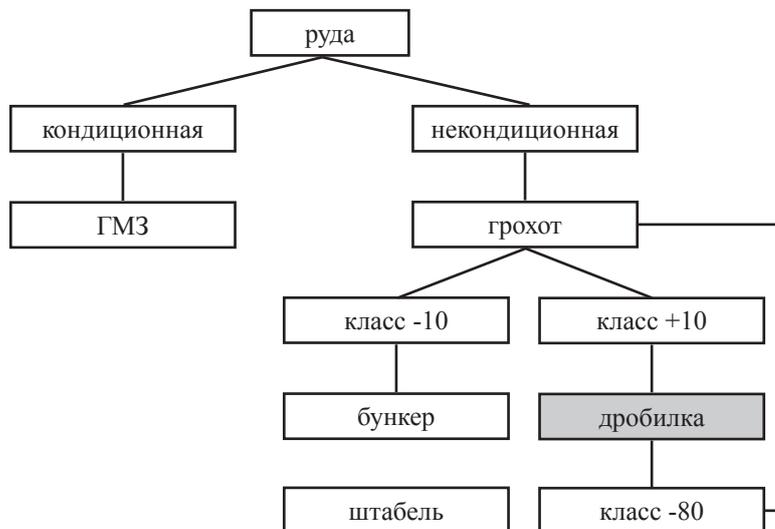


Рис. 2. Схема классификации руды для выщелачивания в штабеле  
 Fig. 2. Scheme of ore classification for leaching in stacks

По мере закисления штабелей кислотность выщелачивающих растворов снижали, чтобы на выходе в продуктивных растворах концентрация не превышала 5 г/л (таблица 2).

Режим переработки продуктивных растворов характеризуется непрерывным действием аппаратов с перемещаемым слоем ионита (таблица 3).

Для сорбции урана использовали модуль СВНК-24000 – сорбционная колонна и СДК-1500 для получе-

ния концентрированных растворов. Единовременная загрузка модуля ионитом составляла около 100 м<sup>3</sup>. Для поддержания оптимального солевого состава оборотных выщелачивающих растворов часть их выводилась из системы с выдачей маточников после улавливания ионита на нейтрализацию (таблица 4).

Эффективность выщелачивания в штабеле характеризуется в таблице 5.

Таблица 2. Показатели извлечения металла в раствор  
 Table 2. Indicators of metal recovery in solution

Показатели	Единица измерения	Количество
Продолжительность выщелачивания	сутки	200
Выход продуктивного раствора	м <sup>3</sup> /т	5
Производительность по раствору	м <sup>3</sup> /час	88
Концентрация металла в растворе	г/л	0, 16
Расход серной кислоты	кг/т	130–150
Концентрация серной кислоты в растворе	г/л	5

Таблица 3. Показатели извлечения металла из раствора  
 Table 3. Indicators of metal recovery from solution

Показатели	Единица измерения	Количество
Насыщение смолы по металлу	кг/т	30
Концентрация металла в маточниках сорбции	г/л	0,005
Остаточная концентрация металла в ионите	г/л	0,7
Концентрация карбоната в растворе	г/л	200
Влажность кристаллов	%	40

Таблица 4. Показатели нейтрализации раствора  
Table 4. Indicators of solution neutralization

Показатели	Единицы измерения	Количество
Содержание металла в фильтрате	г/л	0,10
Расход 20 %-го известкового молока на нейтрализацию маточников сорбции	м <sup>3</sup> /час	0,2–0,4
Масса гипса	кг /час	550–650
Количество смолы на регенерацию	м <sup>3</sup> /час	0,7–0,12
Концентрация раствора щелочи на регенерацию	%	20
Расход раствора щелочи на регенерацию	м <sup>3</sup> /час	0,15–0,25

Таблица 5. Показатели кучного выщелачивания  
Table 5. Indicators of heap leaching

Показатели	Единицы измерения	Количество
Масса выщелачиваемой руды	тыс. т/год	90
Начальное содержание металла в руде	%	0,095
Масса металла в руде	т	84
Коэффициент извлечения металла в раствор	%	80
Производительность по металлу	т/год	67
Содержание металла в хвостах	%	0,02

Блок ПВ подготовлен по схеме (рис. 3) [9].

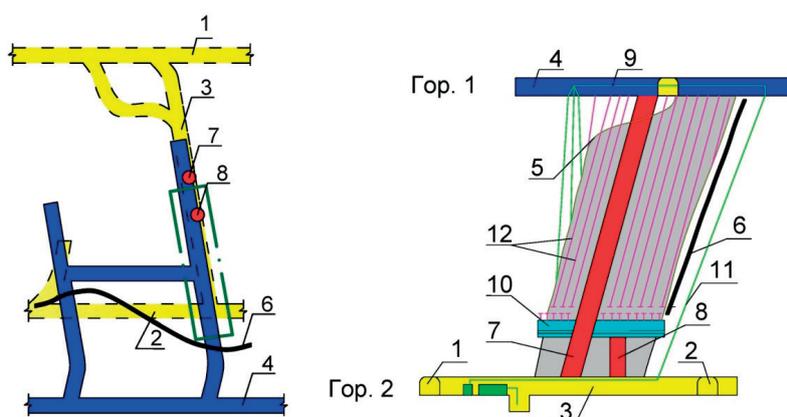


Рис. 3. Подготовка блока: 1, 2 – штреки; 3 – орт А; 4 – орт Б; 5 – граница рудного тела; 6 – разлом; 7 – отрезной восстающий; 8 – дучка; 9 – монтажный слой; 10 – подсечной слой; 11 – скважина для подачи растворов; 12 – взрывные скважины

Fig. 3. Preparation of the block: 1, 2 – drifts; 3 – ort A; 4 – ort B; 5 – boundary of the ore body; 6 – fracture; 7 – detachable rising; 8 – the bow; 9 – mounting layer; 10 – sub-layer; 11 – well for supplying solutions; 12 – blasting holes

Параметры блока, м: длина – 23–27, ширина – 5, высота – 28.

Монтажный слой представлял собой верхнюю подсеку по всей длине блока и предназначался для бурения взрывных скважин и размещения оросительной системы. Подсечной слой был проведен с уклоном 5° к центру блока. Для гидроизоляции в днище блока укладывалась поливинилхлоридная пленка.

Взрывание зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в скважинах с интервалом замедления между рядами – 25 с. Обеспечивало коэффициент разрыхления – 1,12.

По окончании выщелачивания блок был вскрыт четырьмя выработками сечением 6–8 м<sup>2</sup> с креплением дверными окладами (рис. 4).

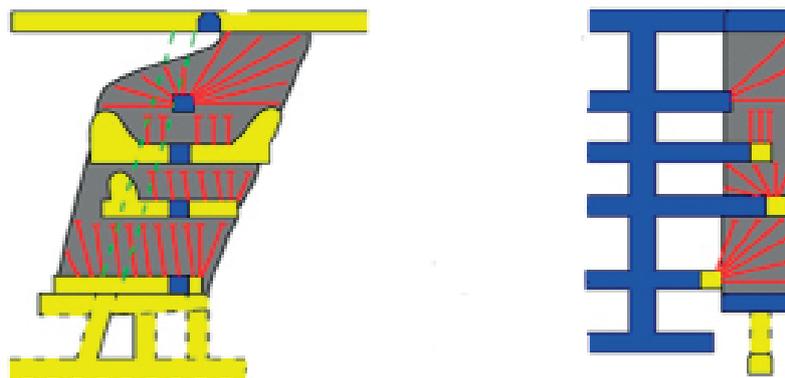


Рис. 4. Подготовка блока к интенсификации процесса выщелачивания  
Fig. 4. Preparation of the unit for intensification of the leaching process

Установлено, что 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 с увеличением сетки скважин по отношению к первоначальной в 2 раза. Общее количество ВВ на повторное дробление составило 5120 кг. При удельном расходе ВВ на вторичное дробление 1,55 кг/м<sup>3</sup> коэффициент разрыхления составил 1,43.

Блок 2 был заложен висячем боку рудной залежи (рис. 5).

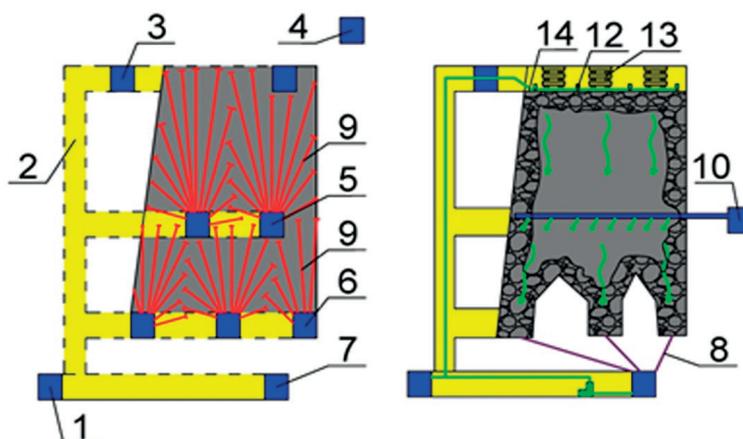


Рис. 5. Подготовка блока к выщелачиванию: 1 – штрек; 2 – восстающий; 3 – штрек для орошения; 4 – штрек; 5 – буровые штреки; 6 – дренажно-буровые штреки; 7 – дренажный штрек; 8 – дренажные скважины; 9 – Промежуточный горизонт орошения; 11 – штрек для орошения; 12 – верхняя подсечка; 13 – костровая крепь; 14 – оросительная система  
Fig. 5. Preparation of the unit for leaching: 1 – drift; 2 – rising up; 3 – drift for irrigation; 4 – drift; 5 – drilling drifts; 6 – drainage and drilling drifts; 7 – drainage drift; 8 – drainage wells; 9 – Intermediate irrigation horizon; 11 – drift for irrigation; 12 – the top notch; 13 – bonfire support; 14 – irrigation system

Длина блока – 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. Дробление руды осуществлялось зарядами

в восходящих скважинах диаметром 85 мм с замедлением 25, 30, 75 и 100 м/с. 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 исполь-

зования скважин – 0,8; коэффициент разрыхления – 1,23; тип ВВ – граммонит 79/21, аммонал ВА8.

Исследованием проб из контрольного орта и штрека установлено, что выход негабаритного класса в 3 раза превысил расчетную оценку дробления руды, участок между буровыми штреками раздроблен неудовлетворительно, образовались зоны переизмельченной руды и зоны повышенной фильтрации.

Закономерности процессов выщелачивания положены в основу расчета их параметров [10].

Количество реагентов для выщелачивания металлов 1, 2 ... n из 1 единицы руды:

$$Q = 0,01(q_1c_1\varepsilon_1 + q_2c_2\varepsilon_2 + \dots + q_nc_n\varepsilon_n),$$

где  $q$  – расход реагента, кг;  $c$  – содержание металла в минерале, %;  $\varepsilon$  – извлечение металла в раствор, %.

Объем диффундирующих с поверхности минералов в раствор частиц:

$$Q_d = k \frac{(c_m - c_p)}{l} S,$$

где  $Q_d$  – объем потока диффундирующих частиц;  $k$  – коэффициент диффузии;  $c_m$  – содержание растворенных металлов в верхнем слое минерала;  $c_p$  – содержание растворенных металлов в растворе;  $l$  – преодолеваемое диффундирующими частицами расстояние;  $S$  – площадь поверхности выщелачиваемых минералов.

Суммарная поверхность кристаллов выщелачиваемых минералов:

$$\sum_1^n S = \frac{c}{\gamma d},$$

где  $c$  – содержание металла в минерале, %;  $\gamma$  – удельный вес минерала;  $d$  – размер куска минерала.

Каждая из частиц занимает объем, соответствующий ее площади.

Минералы типа пирит, марказит, мельниковит и др. образуют влияющие на процесс выщелачивания кислоты, поэтому учитываются при расчетах:

$$q_k = w_g Q_y,$$

где  $q_k$  – удельный расход генерируемого минералами реагента на выщелачивание металлов;  $w_g$  – доля генерирующих кислоты минералов;  $Q_y$  – количество кислоты с единицы генерирующих минералов.

Расход реагентов на выщелачивание металлов:

$$Q_0 = (Q - Q_y).$$

С учетом известных свойств выщелачиваемого массива:

$$Q_0 = (Q - Q_y) \sum_n^1 k,$$

где  $k$  – корректирующие коэффициенты.

Концентрация металлов не должна приближаться к пределу растворимости, так как это замедлит процесс выщелачивания при малом содержании металлов на поверхности куска и в растворе.

Расход раствора на выщелачивание ведущего металла:

$$Q_o = k_n \frac{c\varepsilon}{c_k - c_n},$$

где  $k_n$  – коэффициент перехода от сульфида к металлу;  $c_k$  – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л;  $c_n$  – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л.

Концентрация сопутствующих металлов в растворе оценивается путем введения корректировочных коэффициентов:

$$c_{mx} = c_k \varepsilon_{mx},$$

где  $\varepsilon_{mx}$  – коэффициент извлечения металлов из минерала в раствор.

Концентрация реагента в растворе:

$$c_{pp} = \frac{Q}{Q_p}, \text{ кг / л},$$

где  $Q_p$  – объем раствора.

Расход раствора выщелачивания в 1 час, м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>:

$$q_{плл} = \frac{v_\phi \varepsilon_B c_B \gamma_P}{100 \times 24 (c_K - c_H) \varepsilon_T},$$

где  $v_\phi$  – скорость перемещения фронта выщелачивания, м/с;  $\varepsilon_B$  – коэффициент извлечения ведущего металла из руды;  $c_B$  – содержание ведущего металла в руде, %;  $\gamma_P$  – объемный вес руды, кг/м<sup>3</sup>;  $c_K$  – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л;  $c_H$  – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л;  $\varepsilon_T$  – коэффициент извлечения ведущего металла из раствора.

Суммарный расход раствора:

$$Q_c = q_{плл} S_o k_n, \text{ м}^3 / \text{час},$$

где  $S_o$  – орошаемая площадь блока, м<sup>2</sup>.

Суточная производительность блока по ведущему металлу:

$$A_{com} = S_o v_\phi \varepsilon_B c_B \gamma_P.$$

Расход реагента на единицу ведущего металла:

$$q_{yem} = \frac{24 Q_o q_{yo}}{A_{com}}, \text{ кг / кг},$$

где  $Q_o$  – объем выщелачиваемой руды, м<sup>3</sup>;  $q_{yo}$  – расход реагента, кг/м<sup>3</sup>.

Время интенсивного выщелачивания руды в блоке:

$$t_{ув} = \frac{H_o}{v_\phi},$$

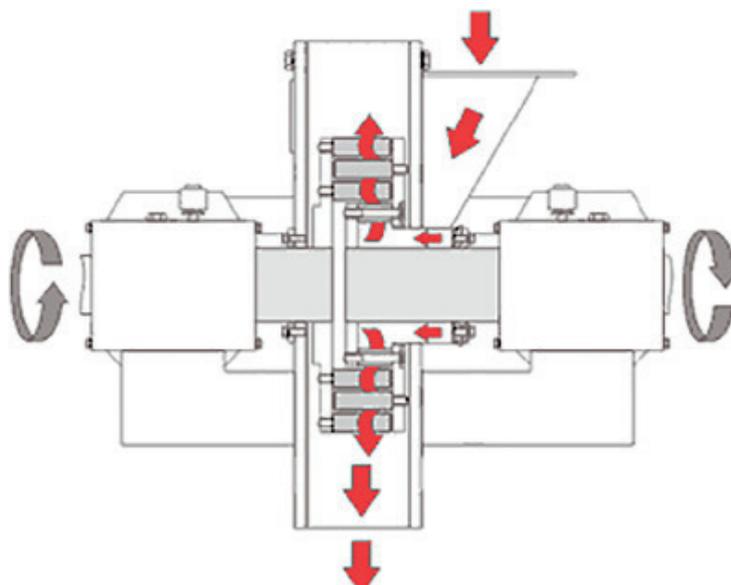
где  $H_o$  – высота блока, м.

Время обработки блока:

$$T_{II} = t_n + t_{ув} + t_3,$$

где  $t_n$  – время начальной фазы;  $t_3$  – время завершающей фазы.

Новейшие технологии обогащения хвостов первичной переработки основаны на феномене изменения свойств при обработке в специальном аппарате, где частицы вещества получают быстро следующие друг за другом удары при максимальной скорости удара 250 м/с (рис. 6) [11].



**Рис. 6. Схема работы дезинтегратора**  
**Fig. 6. Scheme of the disintegrator**

Исследованиями в этом направлении, среди которых выделяются работы Й. Хинта, обоснован новый компонент технологии – активация вещества большой механической энергией, под воздействием изменяется структура вещества, и обнаруживаются новые физические и химические свойства [12].

При обработке вещества с перегрузкой до четырехсот миллионов ускорений свободного падения в нем накапливается энергия особого вида. При обработке в режиме механической активации система подвергается резким скачкообразным изменениям нагрузки, причем каждая последующая ступень его интенсивнее предыдущей, а путём встречных ударов при больших скоростях накапливается кинетическая энергия. Эта энергия используется не только для механической активации компонентов реакции, но частично и на химические процессы.

Дезинтеграторная установка создаёт в материале большее, чем при других механических воздействиях, количество электрически неравновесных заряженных центров, а разрушение материала в ней идёт по границам скоплений примесей. При обработке поликристаллическое сырьё разрушается по поверхностям спайности кристаллов, вследствие чего минералы измельчаются по границе разделов фаз, процессы сепарирования фаз при помощи магнитных полей, флотации, сит и т. п. упрощаются, а выход активированного продукта увеличивается.

Комбинирование процессов химического обогащения и активации в дезинтеграторе приводит к тому, что выщелачивающий раствор интенсивно запрессовывается в образующиеся трещины и извлечение металлов в раствор происходит практически одновременно с разрушением минералов.

Продолжительность и полнота выщелачивания полезных компонентов из руд зависят от степени дробления и равномерности размещения раздробленной руды, обеспечивающих фильтрацию растворов без образования неорошаемых зон [13].

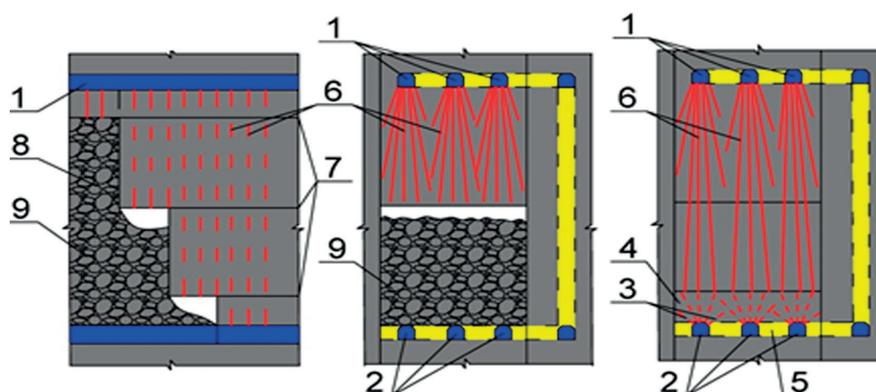
При выпуске руды для создания компенсационного пространства образуются зоны с различным коэффициентом разрыхления с неравномерной фильтрацией рабочих растворов, что ограничивает область применения технологии. Этот недостаток может быть устранен при формировании компенсационного пространства внутри каждого отбиваемого объема (рис. 7) [14].

Формирование среды равной плотности при улучшении качества дробления руды позволяет снизить себестоимость продукции по сравнению с базовым способом до 25 % [15].

При одинаковой крупности руды скорость процесса извлечения металлов резко снижается на нижних участках вследствие уменьшения градиента концентраций между поровым раствором и объемом растворителя. Руду целесообразно дробить на куски, крупность которых изменяется пропорционально снижению градиента концентрации между поровым раствором и объемом растворителя.

Эффект извлечения металлов в раствор подтверждается при экспериментальном выщелачивании железистых кварцитов, полиметаллических руд и угля, что подтверждает корректность технологии [16].

Обоснование возможности и целесообразности использования хвостов обогащения руд для изготовления твердеющих смесей открывает неограниченные возможности обеспечения горных предприятий сырьем для изготовления твердеющих смесей, что избавляет от необходимости нарушать земную поверхность при добыче инертных заполнителей [17].



**Рис. 7. Формирование компенсационного пространства: 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 – замагзинированная руда; 9 – руда, нуждающаяся в дополнительном дроблении**

**Fig. 7. Formation of compensation space: 1 – development of the irrigation horizon; 2 – development of the catchment horizon for solutions; 3 – ascending wells; 4 – horizon of cutting; 5 – broken ore; 6 – downholes; 7 – section boundaries; 8 – placer ore; 9 – ore requiring additional crushing**

Замена стандартных строительных материалов для приготовления твердеющих смесей их аналогами из утилизируемых хвостов обогащения приобретает особую актуальность при предстоящей конверсии многих горных предприятий с открытого на подземный способ разработки месторождений [18].

Выщелачивание металлов как сравнительно новая технология нуждается в обосновании и детализации связанных с ней проблем современного горного дела и металлургии, поэтому исследование горных аспектов выщелачивания и разработка научных основ и способов его осуществления являются важнейшими задачами горнодобывающего производства [19].

Концепция добычи металлов выщелачиванием подтверждается развитием горного производства как в России, так и технологически развитых странах мира [20, p. 325].

## Литература

1. Matthews T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations // SME Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference – Mining: Navigating the Global Waters. Denver, United States. 2015. P. 529–532.
2. Golik V. I., Gabaraev O. Z., Maslennikov S. A., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. The provision of development conversion perspectives into underground one for russian iron ore deposits development // Journal of the Social Sciences. 2016. T. 11. № 18. С. 4348–4351.
3. Комащенко В. И. Эколого-экономическая целесообразность утилизации горнопромышленных отходов с целью их переработки // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 23–30.
4. Голик В. И., Страданченко С. Г., Маслеников С. А. Экспериментальное обоснование безотходной утилизации хвостов обогащения железистых кварцитов // Перспективные материалы. 2015. № 7. С. 64–71.
5. Логачев А. В., Голик В. И. К теории выщелачивания золота из некондиционного первичного и вторичного сырья // Обогащение руд. 2009. № 2. С. 18–20.
6. Вагин В. С., Голик В. И. Проблемы использования природных ресурсов южного федерального округа. Владикавказ: Проект-пресс, 2005. 191 с.
7. Голик В. И., Разоренов Ю. И., Страданченко С. Г., Хашева З. М. Принципы и экономическая эффективность комбинирования технологий добычи руд // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2015. Т. 326. № 7. С. 6–14.

## Заключение

Перспективы извлечения металлов из хвостов связаны с использованием вариантов выщелачивания, увеличивающих ресурсную базу горного производства за счет вовлечения в производство некондиционных для традиционной технологии запасов.

Наиболее эффективен вариант механохимической активации некондиционного сырья с выщелачиванием в дезинтеграторах, где воздействие высокой изменяет его технологические свойства.

Исследование горных аспектов выщелачивания и разработка научных основ и способов его осуществления являются важнейшими задачами горнодобывающего производства, от которых зависит ресурсная безопасность государства.

8. Голик В. И., Комащенко В. И., Качурин Н. М. Концепция комбинирования технологий разработки рудных месторождений // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2015. № 4. С. 76–88.
9. Ляшенко В. И., Голик В. И., Козырев Е. Н. Комбинированные технологии добычи полезных ископаемых с подземным выщелачиванием // *Горный журнал*. 2008. № 12. С. 37–40.
10. Golik V. I., Razorenov Yu. I., Ignatov V. N., Khasheva Z. M. The history of Russian Caucasus ore deposit development // *Journal of the Social Sciences*. 2016. Т. 11. № 15. С. 3742–3746.
11. Golik V. I., Razorenov Yu. I., Polukhin O. N. Metal extraction from ore beneficiation codas by means of lixiviation in a disintegrator // *International Journal of Applied Engineering Research*. 2015. Т. 10. № 17. С. 38105–38109.
12. Голик В. И., Комащенко В. И., Лавит И. М. Концепция изменения свойств минералов в дезинтеграторе // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2016. № 1. С. 88–100.
13. Комащенко В. И., Анциферов С. В., Саммаль А. С. Влияние структурных особенностей и физико-механических свойств массивов на качество взрывной подготовки руды и эффективность защиты окружающей среды // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2016. № 3. С. 190–203.
14. Голик В. И., Комащенко В. И., Качурин Н. М. К проблеме подземной разработки рудных месторождений центрального федерального округа // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2016. № 4. С. 127–139.
15. Голик В. И. Концептуальные подходы к созданию мало и безотходного горнорудного производства на основе комбинирования физико-технических и физико-химических геотехнологий // *Горный журнал*. 2013. № 5. С. 93–97.
16. Голик В. И., Комащенко В. И., Страданченко С. Г., Масленников С. А. Повышение полноты использования недр путем глубокой утилизации отходов обогащения угля // *Горный журнал*. 2012. № 9. С. 91–95.
17. Голик В. И., Лукьянов В. Г., Хашева З. М. Обоснование возможности и целесообразности использования хвостов обогащения руд для изготовления твердеющих смесей // *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2015. Т. 326. № 5. С. 6–14.
18. Комащенко В. И., Васильев П. В., Масленников С. А. Технологией подземной разработки месторождений КМА – надежную сырьевую основу // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2016. № 2. С. 101–114.
19. Golik V. I., Khasheva Z. M., Shulgatyi L. P. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste // *Journal of the Social Sciences*. 2015. Т. 10. № 6. P. 750–754.
20. Freeman A. M., Herriges J. A., Kling C. L. The measurement of environmental and resource values. Theory and methods. New York, USA: RFF Press, 2014. 459 p.

---

## THE CONCEPT OF OBTAINING METALS BY LEACHING

*Vladimir I. Golik<sup>1</sup>, Sergey G. Stradanchenko<sup>2</sup>, Stanislav A. Maslennikov<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> *Geophysical Institute of the Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences, 93 A, Markova St., Vladikavkaz, Russia, 362002*

<sup>2</sup> *Institute of Service and Entrepreneurship (Branch) of the Don State Technical University, 147, Shevchenko St., Shakhty, Russia, 346500*

@v.i.golik@mail.ru

*Received 03.10.2017. Accepted 10.04.2018.*

**Keywords:** deposit, ore, metal, leaching, activation, disintegrator, extraction.

**Abstract:** The article features the present state of Russian mineral resources base in the conditions of formation of market relations. It justifies the direction of involvement in waste processing of mineral raw materials as a compensation of deficit metals. The study reveals some drawbacks of the traditional technologies of metal ore processing to ensure waste-free production. The authors have formulated the advantages of the technology of underground leaching of metals from ores in parts of waste products of extraction of metals. They describe the results of experimental and industrial application of the technology of underground leaching of metals out of balance and off-balance natural and man-made reserves of ore and tailings as in the case of uranium-mining enterprises in Central Asia, North Caucasus and Transbaikalia. The description involves a quantitative assessment of options for leaching. The article also describes the practice of industrial use of the leaching technologies in the development of the Streltsovsk deposits since the 1980s, with increase of specific weight of technology in the total production of uranium up to 1/3. It contains a technological scheme of underground and heap leaching

of metals within a single industrial complex, as well as a detailed technology of metal extraction into solution in the heaps. The authors describe a new practice of monitoring the completeness of the leaching by opening workings and applied to the autopsy of intensification of the processes of leaching. They propose an algorithm of calculation of parameters of the leaching on the basis of established regularities of the processes of extraction of metals. The article introduces the phenomenon of changes in the properties of minerals during disintegrator processing. The authors state the role of the crushing and uniform placement of ore fragmented in providing filtration solutions without the formation of dry zones. They describe some prospects of recovering metals from tailings associated with the use of various leaching methods, increasing the resource base of the mining industry due to involvement in the production of non-conforming to traditional technology stocks. They prove the efficiency of mechanochemical activation of nonconforming raw materials from leaching into the disintegrator. It is concluded that research on mountain aspects of leaching and development of scientific bases and methods of its implementation are the most important tasks of mining production.

**For citation:** Golik V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Kontseptsiiia dobychi metallov vyshchelachivaniem [The Concept of Obtaining Metals by Leaching]. *Bulletin of Kemerovo State University. Series: Biological, Engineering and Earth Sciences*, no. 1 (2018): 49–60.

## References

1. Matthews T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations. *SME Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference – Mining: Navigating the Global Waters*. Denver, United States. 2015. P. 529–532.
2. Golik V. I., Gabaraev O. Z., Maslennikov S. A., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. The provision of development conversion perspectives into one for underground Russian iron ore deposits development. *Journal of the Social Sciences*, 11, no. 18 (2016): 4348–4351.
3. Komashchenko V. I. Ekologo-ekonomicheskaiia tselesoobraznost' utilizatsii gornopromyshlennykh otkhodov s tsel'iu ikh pererabotki [Ecological and economic feasibility of disposal of mining waste with the purpose of their processing]. *Izvestiia Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of Tula State University. Earth sciences*, no. 4 (2015): 23–30.
4. Golik V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Eksperimental'noe obosnovanie bezotkhodnoi utilizatsii khvostov obogashcheniia zhelezistykh kvartsitov [Experimental rationale for a waste-free disposal of tailings ferruginous quartzite]. *Perspektivnye materialy = Promising materials*, no. 7 (2015): 64–71.
5. Logachev A. V., Golik V. I. K teorii vyshchelachivaniia zolota iz nekonditsionnogo pervichnogo i vtorichnogo syria [To the theory of leaching of gold from substandard primary and secondary raw materials]. *Obogashchenie rud = Enrichment of ores*, no. 2 (2009): 18–20.
6. Vagin V. S., Golik V. I. *Problemy ispol'zovaniia prirodnykh resursov iuzhnogo federal'nogo okruga* [Problems of use of natural resources of the southern Federal district]. Vladikavkaz: Proekt-press, 2005, 191.
7. Golik V. I., Razorenov Yu. I., Stradanchenko S. G., Khasheva Z. M. Printsipy i ekonomicheskaiia effektivnost' kombinirovaniia tekhnologii dobychi rud [Principles and economic efficiency of combined technologies of ore extraction]. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov = Proceedings of Tomsk Polytechnic University. Engineering of geo-resources*, 326, no. 7 (2015): 6–14.
8. Golik V. I., Komashchenko V. I., Kachurin N. M. Kontseptsiiia kombinirovaniia tekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdenii [The concept of combining technology development of ore deposits]. *Izvestiia Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of Tula State University. Earth sciences*, no. 4 (2015): 76–88.
9. Liashenko V. I., Golik V. I., Kozyrev E. N. Kombinirovannye tekhnologii dobychi poleznykh iskopaemykh s podzemnym vyshchelachivaniem [Combined technologies of mining with underground leaching]. *Gornyi zhurnal = Mining journal*, no. 12 (2008): 37–40.
10. Golik V. I., Razorenov Yu. I., Ignatov V. N., Khasheva Z. M. The history of Russian Caucasus ore deposit development. *Journal of the Social Sciences*, no. 15 (2016): 3742–3746.
11. Golik V. I., Razorenov Yu. I., Polukhin O. N. Metal extraction from ore beneficiation codas by means of lixiviation in a disintegrator. *International Journal of Applied Engineering Research*, 10, no. 17 (2015): 38105–38109.
12. Golik V. I., Komashchenko V. I., Lavit I. M. Kontseptsiiia izmeneniia svoistv mineralov v dezintegratore [Concept of changing the properties of minerals in the cage]. *Izvestiia Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of Tula State University. Earth sciences*, no. 1 (2016): 88–100.

13. Komashchenko, V. I., Antsiferov, S. V., Sammal A. S. Vliianie strukturnykh osobennostei i fiziko-mekhanicheskikh svoystv massivov na kachestvo vzryvnoi podgotovki rudy i effektivnost' zashchity okruzhaiushchei sredy [Influence of structural features and physical-mechanical properties of the arrays on the quality of explosive preparation of the ore and the effectiveness of the protection of the environment]. *Izvestiia Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of Tula State University. Earth sciences*, no. 3 (2016): 190–203.

14. Golik V. I., Komashchenko V. I., Kachurin N. M. K probleme podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii tsentral'nogo federal'nogo okruga [The problem of underground mining of ore deposits of the Central Federal district]. *Izvestiia Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of Tula State University. Earth sciences*, no. 4 (2016): 127–139.

15. Golik V. I. Kontseptual'nye podkhody k sozdaniiu malo i bezotkhodnogo gornorudnogo proizvodstva na osnove kombinirovaniia fiziko-tekhnicheskikh i fiziko-khimicheskikh geotekhnologii [Conceptual approaches to the creation of small and non-waste mining production based on a combination of physico-technical and physicochemical geotechnologies]. *Gornyi zhurnal = Mining journal*, no. 5 (2013): 93–97.

16. Golik V. I., Komashchenko V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Povyshenie polnoty ispol'zovaniia nedr putem glubokoi utilizatsii otkhodov obogashcheniia uglia [Increasing the efficiency of the subsoil by means of deep disposal of tailings]. *Gornyi zhurnal = Mining journal*, no. 9 (2012): 91–95.

17. Golik V. I., Luk'ianov V. G., Khasheva Z. M. Obosnovanie vozmozhnosti i tselesoobraznosti ispol'zovaniia khvostov obogashcheniia rud dlia izgotovleniia tverdeiushchikh smesei [Substantiation of the feasibility of using the tailings of ore for the manufacture of solid mixtures]. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov = Proceedings of Tomsk Polytechnic University. Engineering of geo-resources*, 326, no. 5 (2015): 6–14.

18. Komashchenko, V. I., Vasiliev P. V., Maslennikov S. A. Tekhnologii podzemnoi razrabotki mestorozhdenii KMA – nadezhnuiu syr'evuiu osnovu [Technology of underground mining KMA – reliable raw material basis]. *Izvestiia Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = News of Tula State University. Earth sciences*, no. 2 (2016): 101–114.

19. Golik V. I., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. Economical efficiency of utilization of allied waste mining enterprises. *Journal of the Social Sciences*, 10, no. 6 (2015): 750–754.

20. Freeman A. M., Herriges J. A., Kling C. L. *The measurement of environmental and resource values. Theory and methods*. New York, USA: RFF Press, 2014, 459.