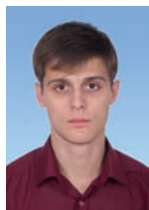


УДК 622.349.5

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДГОТОВКИ БЛОКА К ПОДЗЕМНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ПОЛОГИХ РУДНЫХ ТЕЛ



В. В. МЕДВЕДЕВ,
зав. кафедрой,
канд. техн. наук,
medvedevvv1963@mail.ru



А. М. ЗОЗУЛЯ,
аспирант



С. Г. ГУРОВ,
главный инженер
подземного рудника № 8
ПАО «ППГХО»,
Краснокаменск, Россия

*Забайкальский государственный
университет, Чита, Россия*

Введение

В связи с истощением сырьевой базы Стрельцовского рудного поля в настоящее время для ПАО «ППГХО» весьма актуальной является проблема повышения производственной мощности за счет комплексного освоения беднобалансовых и забалансовых участков месторождений геотехнологическими способами [1, 2], особенно методом блочного подземного выщелачивания (БПВ). Опытно-промышленное освоение этого способа, когда подготовку руды к выщелачиванию осуществляли на месте залегания рудного тела, показало низкую степень извлечения металла (до 40–50 %). В ходе анализа результатов работ установлено, что направления повышения эффективности БПВ заключаются в совершенствовании процессов рудоподготовки.

Совершенствование технологии блочного подземного выщелачивания

Технологическая характеристика. Наиболее благоприятными условиями для реализации технологии БПВ отличаются участки месторождений Весеннее, Тулукуевское и Новогоднее, входящие в шахтное поле подземного рудника № 8 (блоки 3-338, 3-335, 3-555, 2-405, 2-507, 2-506) [3]. Объясняется это тем, что к блокам проведены ранее функционирующие выработки, имеются подземные водосборники, в контурах земельного отвода на поверхности расположена сорбционная установка.

Рудные тела представлены пологими или слабонаклонными жилами, имеющими мощность от 1 до 3,5 м. Руды слабокарбонатные, текстуры руд вкрапленные, прожилковые, в подчиненном количестве гнездовые, брекчиевые, массивные, полосчатые высокопроницаемые, что благоприятно сказывается на скорости распространения полезного компонента и выносе его в продуктивные растворы. Из данных петрографического состава

Обосновано применение технологии блочного подземного выщелачивания для отработки запасов беднобалансовых и забалансовых участков месторождений урановых руд при их комплексном освоении геотехнологическими способами. Показано, что снижение потерь стратегического сырья следует обеспечивать на стадии рудоподготовки эксплуатационного блока. Указаны направления совершенствования процесса рудоподготовки.

Ключевые слова: геотехнология, блочное подземное выщелачивание, панельная подготовка, регулируемое дробление, кольматация, извлечение урана, урановая минерализация, рудосортировка, буровзрывные работы, оптимизация.

DOI: 10.17580/gzh.2018.07.09

следует, что урановая минерализация приурочена к настурану, коффиниту, гидронастурану, уранофану, браннериту, что дает основание утверждать о принципиальной возможности серно-кислотного выщелачивания, в том числе с применением окислителей [4].

Направления совершенствования способа БПВ. В ППГХО, начиная с 1980-х годов, предпринимались попытки промышленного внедрения геотехнологических способов. В ходе опытно-промышленных испытаний удалось добиться результатов, явно указывающих на принципиальную возможность выщелачивания в условиях объединения на высоком уровне. При отработке блоков 2-204, 2-204А месторождения Юбилейное достигнуто фактическое извлечение 88,6 % запасов металла, в блоках 2-203, 2-302 месторождения Лучистое – 74,3 и 70,4 % соответственно. В этих случаях орошение массива осуществляли с поверхности через систему технологических скважин, а также имело место частичное заполнение камеры отсортированным рудным материалом, взятым извне. Менее эффективные результаты показали опыты в блоках 4-310 (67 %) и 4-302 (50,8 %) месторождения Весеннее, блоке 2-313 месторождения Лучистое (26,4 %), блоке 4Д-701 месторождения Стрельцовское (камера № 1 – 49,8 %, камера № 2 – 33,5 %, камера № 5 – 40,9 %). В ходе проведенного анализа установлены причины низкого извлечения полезного компонента [3]:

- переуплотнение горнорудной массы в центральной части камеры вследствие недостатков в методике magazинирования массива руды;
- образование проточных каналов, огибающих переуплотненные участки, в прибортовой части камеры после подачи рабочих растворов;

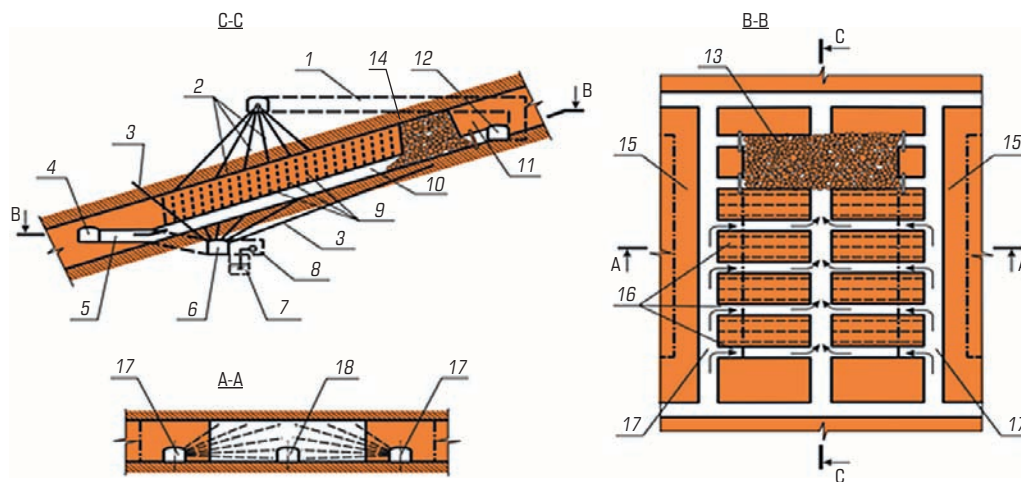


Рис. 1. Технологическая схема подготовки блока к подземному выщелачиванию на пологих рудных телах мощностью 3–15 м:

1 – оросительный штрек; 2 – оросительные скважины; 3 – контрольная скважина; 4 – доставочный штрек; 5 – погрузочный заезд; 6 – дренажный штрек; 7 – растворосборник; 8 – насосная ПВ; 9 – взрывные скважины; 10 – буровой восстающий; 11 – потолочина; 12 – вентиляционный восстающий; 13 – камера; 14 – потолочина; 15 – междукамерные целики; 16 – вентиляционные сбойки; 17 – вентиляционно-буровой восстающий; 18 – доставочный восстающий

- механические кольматации, вызванные выходом большого количества некондиционных классов крупности и содержанием в породах глинистых минералов;

- слабая аэрация замагазинированной горнорудной массы;
- выход из строя оросительного оборудования.

Совершенствования процессов рудоподготовки, по мнению авторов, следует вести по двум основным направлениям: выбор оптимального способа подготовки эксплуатационных блоков к выщелачиванию и повышение эффективности буровзрывных работ (БВР).

Способ подготовки. Пологое падение рудных тел на перспективных под выщелачивание участках предопределяет применение панельной подготовки блоков (рис. 1) с использованием высокопроизводительного самоходного оборудования [5].

Подготовительные работы в панели включают в себя формирование оросительного горизонта технологическими трубопроводами, из которого бурят систему скважин, подающих рабочий раствор на поверхность массива; дренажного горизонта, включающего дренажные и контрольные скважины, дренажный штрек и зумпф. По флангам панель ограничивают вентиляционно-буровыми восстающими, доставочным и вентиляционным штреками. Откачку продуктивных растворов на поверхность выполняют с помощью насосного агрегата через специализированную откачную сеть.

На стадии нарезных работ проходят доставочный восстающий, сбиваемый с вентиляционно-буровыми восстающими при помощи вентиляционных сбоек. Формируют отрезную щель.

В процессе проектирования параметров отбойки горнорудной массы следует учесть опыт БПВ блока 4Д-701 рудника «Глубокий» ППГХО, когда вследствие массового взрыва в камере № 1/3

произошло переуплотнение рудной массы в центральной части камеры, которое препятствовало нормальной фильтрации технологических растворов. Поэтому рекомендуется осуществлять отбойку руды посекционно, по 2–4 веера за прием. Во избежание выхода некондиционного класса крупности и для мониторинга гранулометрического состава необходимо проводить систематический отбор проб.

По мере приближения фронта отбитой руды к забою следует выполнять ее отгрузку для создания компенсационного пространства. Выпускаемую руду подвергают крупнопорционной сортировке и выдают на поверхность совместно с добытой рудной массой рудника. Суммарный объем выпуска должен составлять не менее 30–32 % [3, 5].

Схема расположения взрывных скважин зависит от мощности рудного тела и может быть параллельной или веерной [6]. Для маломощных рудных тел возможен вариант горизонтальных вееров скважин, пробуриваемых из специальных ниш.

Совершенствование параметров БВР. Важную роль в повышении эффективности выщелачивания играет равномерность замагазинированного в блоке (панели) горнорудного массива. Отечественная и зарубежная практика применения геотехнологии показывает, что наиболее полно прорабатывается рабочими растворами кусок, имеющий средний размер 60–150 мм. Примером служит тот факт, что равномерное дробление рудной массы, достигнутое в камере № 5 блока 4Д-701, обеспечено благодаря мелкошпуровой отбойке. Авторами статьи предлагается методика оптимизации получения класса крупности требуемого качества, основанная на сопоставлении параметров БВР с физико-механическими свойствами отбиваемого массива, которая включает два этапа: подбор марки взрывчатого вещества для определенно-

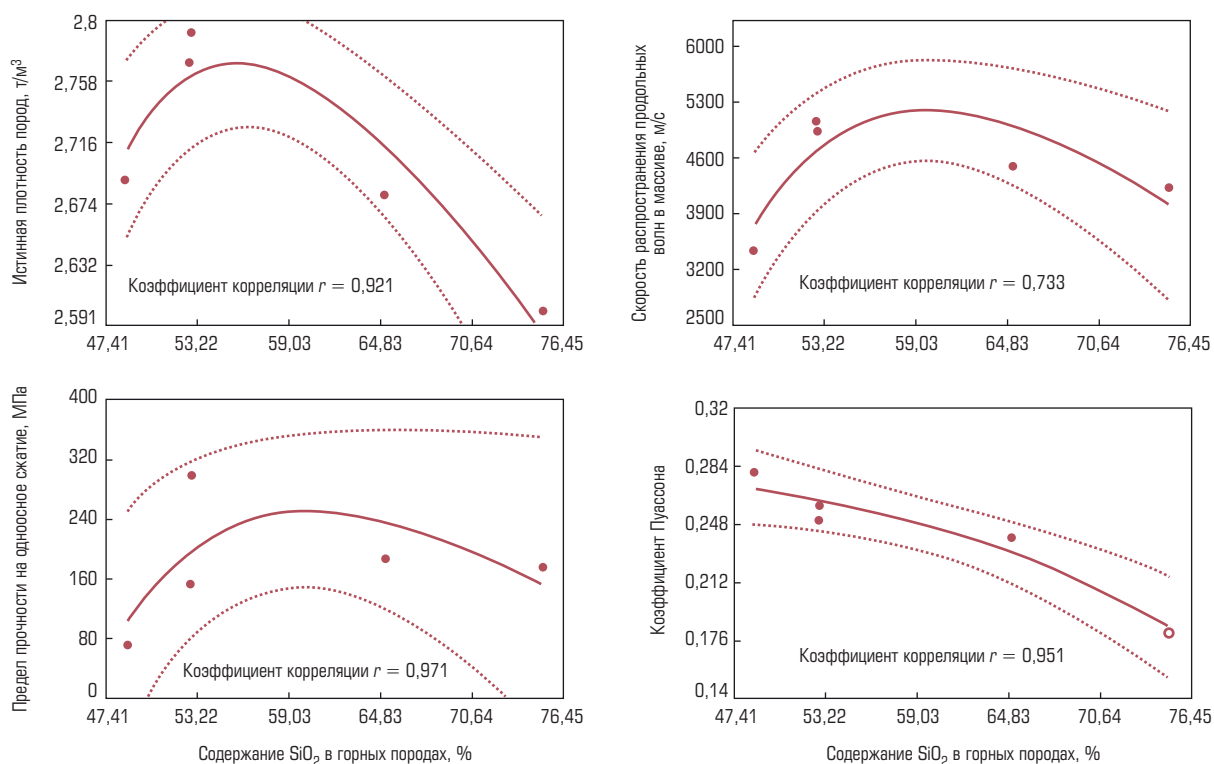


Рис. 2. Зависимость основных физико-механических свойств горных пород от содержания SiO₂

го типа горных пород; определение параметров БВР с возможностью регулирования дробления.

Установлено, что на перспективных под выщелачивание участках рудовмещающие породы отнесены к пяти типам: фельзитам, трахидацитам, андезитам, базальтам, конгломератам. Анализ их петрографических свойств показал, что среди входящих в указанные породы минералов именно двуокись кремния SiO₂ определяет их физико-механические свойства. Объясняется это тем, что кристаллы SiO₂ отличаются наибольшей, по сравнению с другими минералами, входящими в состав этих пород, твердостью по шкале Мооса. Кроме того, процентное содержание SiO₂ является преобладающим: фельзиты – 75,1; трахидациты –

65,1; андезиты – 52,9; базальты – 52,7; конгломераты – 48,7. На основании этого вывода предложены функции изменения физико-механических свойств горных пород в зависимости от содержания в них двуокиси кремния (рис. 2).

На первом этапе оптимизации БВР требуется определить марку взрывчатого вещества для данных типов пород. Согласно предлагаемой методике, скорости распространения продольных волн в массиве должен соответствовать диапазон распространения детонации при инициировании взрывчатого вещества [7]. Таким образом, возможно определить функциональную зависимость распределения диапазона применимости марки взрывчатого вещества от скорости распространения продольных волн в массиве и содержания двуокиси кремния в породах (рис. 3).

На втором этапе оптимизации параметров БВР следует учитывать тот факт, что вокруг одиночного заряда формируются три зоны нарушенности целостности массива – дробления, трещиноватости и упругих деформаций. Известна методика [8], позволяющая выполнять соотношение расположения зарядов

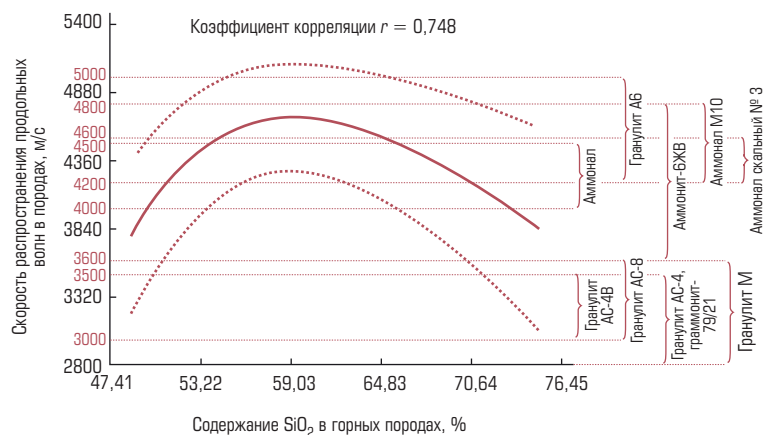


Рис. 3. График подбора марки взрывчатого вещества для горных пород месторождений Весеннее, Тулкуевское, Новогоднее

Значения основных параметров БВР для заряда диаметром 110 мм в зависимости от свойств горных пород

Параметр пород	R_p	W	a_{\max}	R_p	W	a_{\max}
Коэффициент трещиноватости	10			12,5		
<i>Фельзиты</i>						
Коэффициент крепости:						
10	0,46	2,2	1,85	0,37	1,76	1,48
11	0,44	2,16	1,76	0,35	1,73	1,41
12	0,42	2,12	1,69	0,34	1,7	1,35
<i>Трахидациты</i>						
Коэффициент крепости:						
15	0,54	2,38	2,18	0,43	1,9	1,74
16	0,52	2,35	2,09	0,42	1,88	1,67
17	0,5	2,31	2,02	0,4	1,85	1,62
18	0,49	2,28	1,95	0,39	1,82	1,56
<i>Андезиты</i>						
Коэффициент крепости:						
12	0,54	2,39	2,15	0,43	1,91	1,72
13	0,52	2,35	2,07	0,42	1,88	1,66
14	0,5	2,32	1,99	0,4	1,86	1,59
15	0,48	2,29	1,93	0,38	1,83	1,54
<i>Базальты</i>						
Коэффициент крепости:						
12	0,45	2,23	1,78	0,36	1,78	1,42
13	0,43	2,2	1,72	0,34	1,76	1,38
14	0,42	2,18	1,67	0,34	1,74	1,34
15	0,41	2,15	1,63	0,33	1,72	1,3
<i>Конгломераты</i>						
Коэффициент крепости:						
12	0,47	2,11	1,88	0,38	1,69	1,5
13	0,45	2,08	1,81	0,36	1,66	1,45
14	0,44	2,05	1,74	0,35	1,64	1,39
15	0,42	2,03	1,68	0,34	1,62	1,34
16	0,41	2	1,63	0,33	1,6	1,3

Примечание. R_p – диаметр зоны регулируемого дробления; W – линия наименьшего сопротивления; a_{\max} – максимальное расстояние между скважинами в ряду.

таким образом, что подвергаемые взрывной отбойке горные породы, находящиеся между ними, испытывают примерно одинаковое воздействие детонационных волн. На выходе образуется разрыхленный массив с относительно равномерным гранулометрическим составом. Этот принцип положен в основу технологии БВР с регулируемыми параметрами дробления массива.

Зона регулируемого дробления одиночного заряда является синтетическим физико-технологическим показателем. Ее размер определяется количественными показателями качественных свойств разрушаемых горных пород: геологических (коэффициент трещиноватости, средний размер отдельности в массиве) и физико-механических (скорость распространения продольных волн в массиве, коэффициент крепости, плотность пород, коэффициент Пуассона), а также технологических свойств взрывной системы – диаметр заряда, плотность

взрывчатого вещества, удельное число скважин в ряду, требуемый средневзвешенный размер куска. В **таблице** приведены основные параметры БВР применительно к условиям подземного рудника № 8.

Борьба с кольматационными явлениями. В процессе активно-го выщелачивания с высокой степенью вероятности могут проявить себя различные виды кольматаций: газовые, химические, механические.

Породы указанных участков рудника № 8 являются слабо-карбонатными, поэтому газовая кольматация углекислым газом, которая возникает при взаимодействии растворов серной кислоты с карбонатными соединениями минералов, невозможна [9]. По этой же причине сомнительно заметное воздействие выпадения гипса на эффективность фильтрации пористой среды. Выпадение в осадок гидроксидов железа $Fe(OH)_3$ возникает при значении водородного показателя в диапазоне 2–3,5, гидроксидов алюминия $Al(OH)_3$ – при 4,4–5,7. Процесс выщелачивания протекает при значениях pH менее 2, когда происходит растворение данных соединений. Таким образом, химическая кольматация с высокой степенью достоверности не окажет существенного влияния.

Сложнее дело обстоит с вероятностью образования механических кольматаций: в состав рудовмещающих пород входят гидрослюды, хлориты и монтмориллониты – глинистые минералы, которые при контакте с водой образуют непроницаемый массив. Их доля в составе пород варьируется от 11 до 19 %, что в перспективе может стать причиной снижения фильтрационных характеристик замагазинированной горнорудной массы.

Для устранения проблемы предлагается способ воздействия на массив мощным воздушным импульсом через систему перфорированных трубопроводов, проложенных внутри камеры-магазина. При появлении косвенных данных о возникновении кольматации (снижение дебита продуктивных растворов, резкое падение содержания полезного компонента) осуществляют пневматический выстрел высоконапорной газовой струей в зону наиболее вероятного возникновения кольматации. Давление, создаваемое пневмоимпульсным устройством, может достигать 200 МПа.

Во время активного выщелачивания на окислительно-восстановительные реакции расходуется кислород воздуха, содержащийся в межкусковом пространстве. Данная технология позволяет осуществлять насыщение горнорудной массы кислородом, что повышает скорость протекания химических процессов [10–13].

Заключение

Предлагаемые технологические решения позволяют создать условия для повышения эффективности БПВ, выраженной в снижении потерь урана.

Для подготовки пологих маломощных рудных тел предложена система разработки с посекционным магазинированием, исключая предпосылки к переуплотнению рудной массы вследствие массового взрывания.


Цель оптимизации параметров БВР заключается в получении рудного материала однородной крупности со средневзвешенным диаметром куска 60–150 мм. Достижение этого результата возможно при рациональном выборе марки взрывчатого вещества для определенного типа горных пород, корреляции параметров БВР (линии наименьшего сопротивления, максимального расстояния между концами скважин) с величиной зоны регулируемого дробления групповых скважинных зарядов.

Разработанная методика оперативной ликвидации механических кольматаций при помощи пневмоимпульсного воздействия на

массив горнорудной массы позволяет повысить ареал распространения рабочих реагентов по объему камеры.

Таким образом, предлагается комплекс мероприятий, при реализации которых могут быть созданы условия для повышения степени извлечения полезного компонента до 70–75 %.

Библиографический список

См. англ. блок. 

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 7, pp. 49–53

DOI: 10.17580/gzh.2018.07.09

Improving efficiency of preparation of gently dipping ore body blocks for underground leaching

Information about authors

V. V. Medvedev¹, Head of Chair, Candidate of Engineering Sciences, medvedevv1963@mail.ru

A. M. Zozulya¹, Post-Graduate Student

S. G. Gurov², Chief Engineer of Mine No. 8

¹ Transbaikalian State University, Chita, Russia

² Priargunsky Mining and Chemical Works, Krasnokamensk, Russia

Abstract

According to experts' forecasts, exhaustion of active raw material supplies base at Priargunsky Mining and Chemical Works (Priargunsky) will result in depletion of mineral reserves in affiliated operating mines in the nearest 5–10 years. Prospects for maintenance of Priargunsky production capacity include construction of Mine No. 6 as well as introduction of new geotechnologies for mining and processing of poor commercial and noncommercial reserves.

Heap leaching of poor ore after X-ray radiometric grading of ore and rocks lifted to the ground surface and in refuse heaps becomes a sufficiently effective method. Uranium recovery by heap leaching reaches 75% at the present day. With introduction of underground leaching of poor commercial and noncommercial ore blocks, it is expected that production output increases by 10–30% at cost reduction by 10%.

Practice of underground block leaching shows that loss of strategic material should be prevented at the stage of block preparation. Improvement of preparation process should be carried out in two directions: selection of rational mining scheme and optimization of drilling-and-blasting design. Furthermore, an important task is to deal with mechanical mudding in shrinkage ore block during leaching. To this effect, it is proposed to use air-impact treatment of sites prone to caking.

For preparation of gently dipping thin ore bodies, the mining system with section-by-section shrinkage is put forward, which eliminates repacking of ore after large-scale blasting. Thus, implementation of the proposed package of measures can create conditions for the increase in the useful component recovery to 70–75%.

Keywords: geotechnology, underground block leaching, panel preparation, controllable crushing, mudding, uranium recovery, uranium mineralization, ore grading, drilling-and-blasting, optimization.

References

1. Svyatetsky V.S., Solodov I. N. Technological advancement strategy of uranium mining industry in Russia. *Gornyi Zhurnal*. 2015. No. 7. pp. 68–76. DOI: 10.17580/gzh.2015.07.10
2. Arens V. Zh. Physicochemical geotechnology. Moscow : MGGU. 2001. 656 p.
3. Kultyshev V. I., Kolesaev V. B., Litvinenko V. G., Bryukhovetsky O. S. Improvement of underground uranium mining efficiency. Moscow : MGIU. 2007. 212 p.
4. Beidin A. V., Ovseichuk V. A., Morozov A. A. Analysis of ore leachability in open stoping depending on geological and technological factors. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2017. Vol. 23, No. 9. pp. 4–11.
5. Lizunkin M. V. Preparation flowcharts for underground block leaching in Streltsov ore field development. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2016. No. 3. pp. 297–305.
6. Ovseichuk V. A., Medvedev V. V., Zozulya A. M. Improvement of underground block leaching preparation at the Streltsov hard uranium-bearing ore deposit. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2017. Vol. 23, No. 12. pp. 32–40.
7. Medvedev V. V. Enhancing efficiency of underground uranium ore block leaching by drilling-and-blasting design adjustment during block preparation. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2016. Vol. 22, No. 11. pp. 4–13.
8. Tyupin V. N., Lizunkin M. V., Lizunkin V. M. Determination of fragmentation zone radius in high-stress fractured rock mass under simultaneous blasting of several parallel closely spaced blastholes. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2015. No. 12. pp. 46–51.
9. Renard S., Sterpenich J., Pironon J., Chiquet P., Randi A. Geochemical effects of an oxycombustion stream containing SO₂ and O₂ on carbonate rocks in the context of CO₂ storage. *Chemical Geology*. 2014. Vol. 382. pp. 140–152.
10. Lizunkin V. M., Morozov A. A. Development of uranium heap leaching at Priargunsky Mining and Chemical Works. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2008. No. 6. pp. 321–324.
11. Gajda D., Kiegiel K., Zakrzewska-Koltuniewicz G., Chajduk E., Bartosiewicz I., Wolkowicz S. Mineralogy and uranium leaching of ores from Triassic Peribaltic sandstones. *Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry*. 2015. Vol. 303, Iss. 1. pp. 521–529.
12. Haile S. S., Merkel B. J. Simulation of uranium tailing leaching using VS2DRT. *HYDRUS software applications to subsurface flow and contaminant transport problems: Proceedings of the 4th International Conference*. Prague. 2013. pp. 119–127.
13. Wanees S. A., Daher A. M., Haroun Y. S. A., Gouda M. M., Abdulla A. M., Ali A. H. Leaching, purification and extraction of uranium from salcrete deposits–Egypt. *Indian Journal of Chemical Technology*. 2013. Vol. 8, Iss. 2. pp. 46–56.