

References

- Lu Liming. Iron Ore: Mineralogy, Processing and Environmental Sustainability. Cambridge : Woodhead Publishing, 2015. 641 p.
- Pishbin M., Fathianpour N., Mokhtari A. R. Uniaxial Compressive Strength spatial estimation using different interpolation techniques. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2016. Vol. 89. pp. 136–150.
- Local Standard STO 07621060-056-2012. Mining System: Stopping in Horizontal Layers with Cemented Backfill. Krasnokamensk : PPGKHO, 2012. 89 p.
- Production Procedures TR 07621060-09-2012. Stopping. Krasnokamensk : PPGKHO, 2012. 88 p.
- Local Standard STP 187-89. Classification of Rocks of C Ore Bodies in Underground Mining in Rockburst-Nonhazardous Sites. Krasnokamensk : PPGKHO, 1989. 8 p.
- Dadiev M. N. Mining of joint vertical vein- and sheet-like uranium ore bodies using high-duty self-propelling load-haul-dumpers. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2014. No. 10(113). pp. 27–33.
- Ivanov V. G., Kultyshev V. I., Kolesaev V. B., Litvinenko V. G., Sheludchenko V. G., Tirsy A. V. Optimization of Complex-Structure Uranium Deposit Mining. Moscow : Gornaya Kniga, 2007. 265 p.
- Efremov V. S., Nesterenko V. V., Myzhin S. D., Lysenko Yu. I. Block Preparation in Ore Body Mining. Moscow : Nedra, 1974. 208 p.
- Shurygin S. V., Belousov A. S., Alekseev O. N. Improvement of mining system for thin ore bodies at Priargunsky Mining and Chemical Works. *Gornyi Zhurnal*. 2013. No. 8-2. pp. 19–20.
- Azadi M. R., Taghichian A., Taheri A. Optimization of cement-based grouts using chemical additives. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2017. Vol. 9, Iss. 4. pp. 623–637.
- Zhang Z.-X. Rock Fracture and Blasting: Theory and Applications. Oxford : Butterworth-Heinemann, 2016. 528 p.
- Solomennikov V. A., Cheskidov V. I. Selection of Load-haul-dump machines for hard mineral mining in difficult mining and geological conditions. *Journal of Mining Science*. 2015. Vol. 51, No. 6. pp. 1213–1219.
- Guseva A. I., Koptelov M. V., Svyatov A. S. Enhancing sustainability of investment projects in atomic engineering. *Tsvetnye metally*. 2015. No. 2. pp. 8–13.
- Andreeva A. A., Mansurov S. Yu., Miklushevskii D. V., Mansurov Yu. N. Model of innovative process for large industrial undertakings. *Tsvetnye metally*. 2015. No. 3. pp. 74–77. DOI: 10.17580/tsm.2015.03.15

УДК 622.83:622.349.5

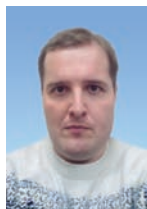
ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ БЕЗОПАСНОЙ И ЭФФЕКТИВНОЙ ОТРАБОТКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИАРГУНСКОГО ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ГОРНО-ХИМИЧЕСКОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ*



Е. Н. КАМНЕВ,
ученый секретарь,
проф., д-р геол.-
минерал. наук



А. М. ИОФБЕ,
начальник
лаборатории,
канд. техн. наук



Д. В. ВЕЛИЧКО,
ведущий
инженер,
Velichko.D.V@vnipt.ru

АО «ВНИПИПромтехнологии», Москва, Россия



Д. В. ТЮРИН,
главный маркшейдер
ПАО «ППГХО», Краснокамск, Россия

Введение

Проектом 2008 г. для отработки Аргунского и Жерлового месторождений предусматривались следующие системы разработки (при их долевым участии, %):

1. Слоевая система разработки (слабонаклонные слои) с ведением очистных работ в направлении сверху вниз в двух вариантах: при нормальной высоте слоя (72,4 %); при повышенной высоте слоя (0,9 %).

По результатам многовариантного геомеханического моделирования определены параметры очистных блоков при отработке запасов по камерным и слоевым системам.

Ключевые слова: устойчивость горных выработок, очистной блок, критерий Хука – Брауна, численное моделирование, закладка твердеющими смесями, недозакладка.

DOI: 10.17580/gzh.2018.07.05

2. Система разработки с отбойкой руды из подэтажных выработок в двух вариантах: камерная с магазинированием взорванной руды (подэтажное магазинирование, 25,2 %); щелевая с отбойкой руды на открытую камеру-щель (подэтажные штреки – 1,5 %).

Горно-геологические условия и параметры залегания рудных тел на рудниках ПАО «ППГХО» предопределили применение в качестве основной системы горизонтальных слоев с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями как в наибольшей степени обеспечивающей безопасность очистной выемки. Технология и условия применения системы разработки определены Стандартами предприятия и Технологическими регламентами. При выемке запасов руды с закладкой (с заполнением выработанного пространства на 80–85 %) развитие процессов сдвижения и деформаций не выходит из стадии устойчивого состояния вмещающих пород и земной поверхности. Фактическая средневзвешенная степень заполнения выработанного пространства твердеющей смесью при таких нормативах составляет 81 %.

* В работе принимал участие начальник научно-технического отдела «АО «ВНИПИПромтехнологии» канд. техн. наук А. В. Селезнёв.

Погашение

Выработанное пространство при камерной системе разработки погашается также путем заполнения его твердеющей смесью. При щелевой системе выработанное пространство заполняют в основном подрывом вмещающих пород и частично – закладочным материалом.

В настоящее время накоплены новые данные наблюдений за сдвижением горных пород и закладочных массивов при отработке рудных тел различной морфологии и определена перспектива внедрения мобильного, малогабаритного и узкозахватного оборудования. С учетом фактических данных о полноте закладки выработанного пространства и результатов инструментальных наблюдений появилась информация о возможности изменения объема заполнения очистных выработок закладочной смесью в сторону его уменьшения. При производстве очистных работ имеется практика отработки запасов очистных блоков, когда на момент полного погашения выработанного пространства степень заполнения его закладочной смесью составляла 67 % и менее; при этом закладываемые массивы сохраняют устойчивость.

Геомеханическое обоснование возможности снижения объемов заложения выработанного пространства при отработке запасов руды позволит заметно уменьшить производственные затраты в ПАО «ППГХО». По результатам выполнения научно-исследовательских работ в 2013 г. была составлена «Инструкция по производству горных работ в предохранительных зонах шахт ПАО «ППГХО», а также выполнен значительный объем исследований по геомеханическому сопровождению предпроектных работ рудника № 6.

Методика исследований и исходные данные для расчетов

Для объектов ПАО «ППГХО» предложены современные методы расчетов по определению безопасных и устойчивых обнажений в очистных блоках при отработке запасов по камерным и слевым системам [1, 2]. Учитывались сведения о природе образования и изменения породного массива на месторождениях в течение длительного периода (до настоящего времени) [3]: геологическая характеристика; минералого-петрографическая характеристика массива; характеристика рудных зон и морфологические особенности рудных залежей; рудоносность породного массива; основные физико-технические свойства горных пород; про-

гнозная классификация пород по трещиноватости; устойчивость породного массива, способность его сохранять длительное время форму эксплуатационных выработок без заметных признаков деформации, за исключением проявления трещин и небольших отколов, вызываемых внутренним напряженным состоянием пород.

Для расчетов использованы современные программные продукты, базирующиеся на критерии Хука – Брауна [4–10].

Е. Хук и Д. Браун представили свой критерий устойчивости как обоснование аналитических данных для проектирования подземных горных выработок. Критерий был выведен Е. Хуком по результатам исследований хрупкого разрушения ненарушенных пород с учетом моделей Д. Брауна, описывающих поведение трещиноватой горной породы.

По результатам моделирования на контуре выработок определяются следующие показатели напряженно-деформированного состояния (НДС): максимальные и минимальные напряжения; вертикальные, горизонтальные и полные смещения; коэффициент запаса.

По методике ВНИМИ [11] в качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи. Отнесение выработки к той или иной категории устойчивости следует проводить по абсолютному значению максимальных смещений пород на контуре поперечного сечения. Параметры очистных выработок принимают такими, чтобы обеспечить устойчивое состояние боков и кровли выработок при очистной выемке, вплоть до погашения выработанного пространства.

Одним из основных показателей, используемых указанной методикой, является степень нарушенности породного массива GSI, определяемая в соответствии с рекомендациями [5].

В ходе данного исследования вычислены параметры природного напряженного состояния породных массивов месторождений Стрельцовского рудного поля для глубины в диапазоне 50–1200 м с интервалом через каждые 50 м. Установлено, что отношение вертикальных напряжений к горизонтальным составляет 1,8. Выяснилось также, что вмещающие породы и руды по крепости отличаются незначительно, обладая высокими прочностными свойствами. Временное сопротивление сжатию изменяется в пределах от 90 до 250 МПа, коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова – от 16 до 20 для гранитов, 12–15 для сиенит-порфириров и 12–14 для доломитизированных из-

Средние значения физико-механических свойств пород Стрельцовского рудного поля

Литологическая разность	ρ , г/см ³	$P_{эф}$, %	K_8 , %	$E \times 10^{-5}$, кг/см ²	μ	$G \times 10^5$, кг/см ²
Базальты	2,58	7,77	3,10	3,84	0,28	1,47
Фельзиты	2,44	8,21	3,38	3,95	0,28	1,54
Трахидациты	2,50	6,82	2,81	4,26	0,29	1,65
Туфы фельзитов	2,39	9,70	4,09	3,52	0,28	1,36
Песчаники, конгломераты, граниты	2,45	8,66	3,60	3,05	0,32	1,16

Примечание: ρ – объемный вес; $P_{эф}$ – эффективная пористость; K_8 – коэффициент водонасыщения; E – модуль Юнга; μ – коэффициент Пуассона; G – модуль сдвига.

вестняков. Объемная масса пород и руд колеблется от 2,37 до 2,8 т/м³ и в среднем принята 2,45 т/м³. Другие физико-механические свойства приведены в **таблице**.

Разработка технологии селективной выемки руды

Анализ опыта отработки месторождений Стрельцовского рудного поля показал, что объектами выемки являются не отдельные обособленные рудные тела, а продуктивные части рудных залежей в пределах эксплуатационных блоков. Выполненный анализ признаков типизации рудных залежей позволил установить, что определяющим признаком является средняя мощность рудных тел залежи, характеризующаяся закономерным распределением запасов руды по классам мощности. По данному признаку все рудные залежи можно разделить на три типа: мощные (средняя мощность 8 м); залежи средней мощности (то же, 3,5 м); маломощные (то же, до 1,2 м).

Установлено, что доля маломощных залежей по месторождениям весьма значительная и по отдельным рудникам составляет 31 %. Соответственно, их валовая отработка приведет к большому проценту разубоживания (до 50 %) и резкому ухудшению технико-экономических показателей рудников. Доказано, что на каждый процент роста разубоживания следует ожидать снижения выпуска продукции и повышения ее себестоимости на 0,6–0,7 %. Поэтому для снижения разубоживания при отработке маломощных рудных тел необходимо использовать селективную технологию очистных работ.

Разработана методика по обоснованию области применения такой технологии, на основе которой установлено, что для условий рудников ПАО «ППГХО» селективная выемка экономически целесообразна на рудных телах мощностью 0,9–1 м. Данная методика включает применение метода конечных элементов для оценки устойчивости очистных выработок в зависимости от степени заполнения их твердеющей закладочной смесью.

Разработка научно-методических рекомендаций по определению параметров устойчивости породного массива с частичным, не более 67 %, заполнением выработанного пространства твердеющей смесью

В рамках данного исследования проведено инженерно-геологическое районирование месторождений по условиям устойчивости рудных блоков. Выделены четыре категории блоков по состоянию устойчивости: устойчивые; средней устойчивости; неустойчивые и весьма неустойчивые.

К устойчивым относятся рудные блоки, находящиеся на значительном расстоянии от разломов (более 10 м). Среднеустойчивыми можно считать блоки, отстоящие от разломов на расстоянии в 2–3 меньшем, чем устойчивые. Неустойчивые – это блоки, расположенные в непосредственной близости от разломов, но не пересекаемые ими. И, наконец, весьма неустойчивыми являются блоки, пересекаемые разломами. По результатам районирования установлено, что к устойчивым относятся 40 блоков, к среднеустойчивым – 113, к неустойчивым – 60, к весьма неустойчивым – 49 блоков.

Анализ результатов многовариантного геомеханического моделирования (общее число моделей составляет около 5000) показал, что при сниженной до 67 % полноте заполнения отработка устойчивых блоков может проводиться без крепления, отработка блоков, характеризующихся средней устойчивостью, – с частичным креплением – до половины блоков. Остальная часть блоков со средней устойчивостью, неустойчивые и весьма неустойчивые блоки, приуроченные к зонам разломов, необходимо заполнять не менее чем на 81 %.

Установлено, что участки, расположенные вне зон тектонических нарушений, характеризуются как среднеустойчивые, и в этих условиях проходка может осуществляться без крепления или с применением облегченных видов крепи (штанговое, торкретирование). Соответственно, вполне обоснованно можно принять, что как минимум, половина объема выработанного пространства на этих месторождениях может заполняться твердеющей смесью со сниженной до 67 % полнотой погашения.

При годовой добыче порядка 2,5 млн т руды объем выработанного пространства составит 1 млн м³, а там, где возможна недозакладка, – 0,5 млн м³. Недозакладка в 67 % составляет 17 % от 0,5 млн м³, соответственно, сэкономленный объем закладочной смеси равен 85 тыс. м³. При стоимости 1 м³ смеси около 1700 руб., нетрудно подсчитать общий экономический эффект, который достигнет 144,5 млн руб. в год. Расход цемента (стоимость 1 т – 5 тыс. руб.) снизится на 9–10 тыс. т в год.

Выполнено моделирование по блоку 23С1 (панель 3), отработываемого по системе с междукамерными целиками при ширине целика 10 м. Установлено, что смещения по стенкам камеры находятся в диапазоне 78–105 мм, смещения по потолочине – от 13 до 42 мм. Смещения в целике колеблются в пределах 15–34 мм при коэффициенте запаса 1,07. Полученные результаты позволяют сделать вывод, что устойчивость ленточного целика и камеры при проектных параметрах по блоку 23С1 будет обеспечена.

Геомеханическое сопровождение проекта отработки блока 4а–703

Моделирование выполнено в трех вариантах: оценка НДС выработок и их влияние на состояние ствола без закладки; оценка НДС выработок и их влияние на состояние ствола при степени заложности выработанного пространства в 67 %; оценка НДС выработок и межблоковых целиков в продольном сечении без закладки.

При полном выпуске руды для поперечного сечения без закладки максимальные напряжения принимают значения в диапазоне 14–150 МПа, минимальные – 3–57 МПа. Полные смещения по стенкам принимают значения 120–150 мм, а на межблоковом целике – 74–101 мм (**рис. 1**). Это указывает на то, что стенки выработок начнут со временем обрушаться, а межблоковый целик будет сохранять свою устойчивость длительное время.

Потолочина будет сохранять свою устойчивость, так как максимальные полные смещения на ней не будут превышать 60 мм.

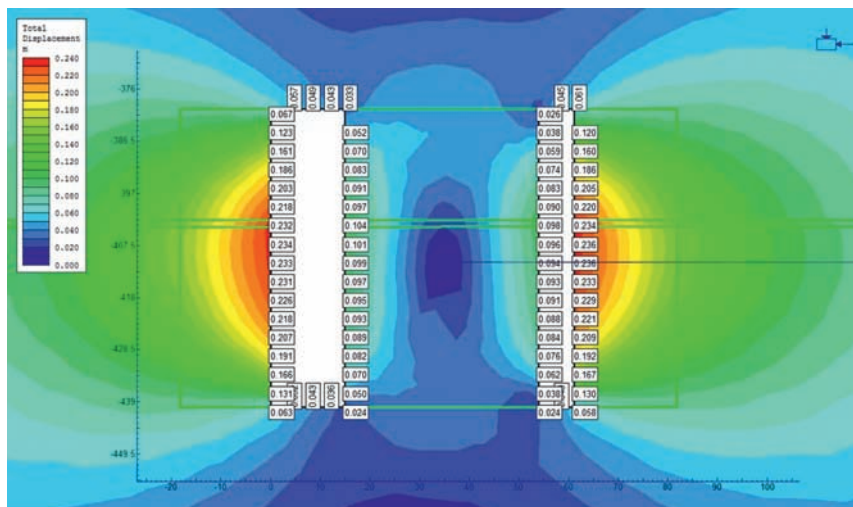


Рис. 1. Полные смещения на контуре, м

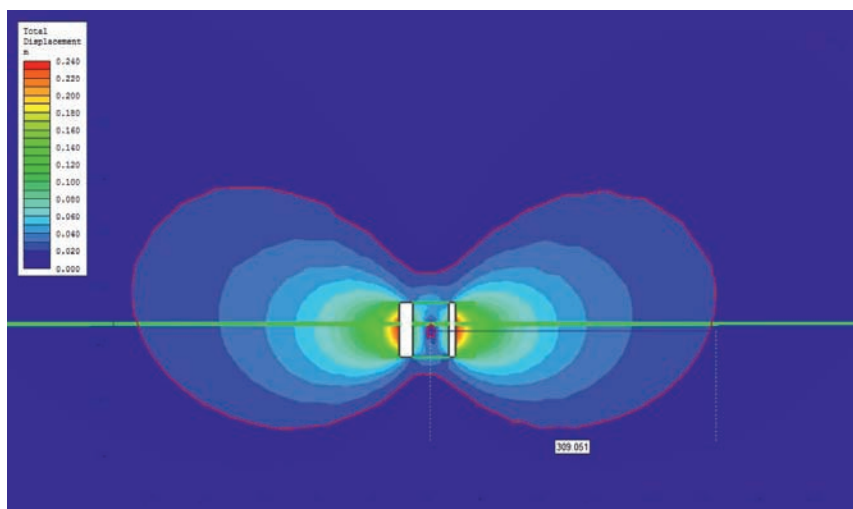


Рис. 2. Определение границ влияния для случая полной подработки

При частичной закладке выработанного пространства на 67 % для поперечного сечения максимальные напряжения принимают значения в диапазоне 12–132 МПа, минимальные – 4–44 МПа. Полные смещения по стенкам принимают значения 18–180 мм, а на межблоковом целике – 85–120 мм. Здесь так же, как и в предыдущем случае, стенки выработок начнут со временем обрушаться, а межблоковый целик будет сохранять свою устойчивость длительное время; потолочина будет сохранять свою устойчивость ввиду того, что максимальные полные смещения на ней не будут превышать 55 мм.

В продольном сечении максимальные напряжения будут находиться в интервале 13–143 МПа, минимальные – 2,5–52 МПа. Полные смещения на внешних стенках составят 109–200 мм, на межблоковых целиках – 68–105 мм, что указывает на то, что целики сохраняют свою устойчивость во времени, а внешние стенки будут обрушаться.

Установлено, что при отработке блоков без закладки зона влияния, граница которой оконтуривается изолинией полных смещений в 20 мм (рис. 2), распространяется на 309 м в массив. В соответствии с методикой ВНИИИ, при смещениях до 20 мм массив относится к категории устойчивых. При закладке выработанного пространства это расстояние уменьшается до 161 м. Полученные результаты хорошо согласуются с данными других исследователей [12–14].

Выявлено также, что максимальные смещения земной поверхности в случае полной подработки составляют порядка 10 мм, размер мульды составляет порядка 2000 м. Вместе с тем, учитывая незначительную величину оседаний, какое-либо влияние на состояние объектов в зоне влияния горных работ не ожидается.

По результатам выполненных расчетов установлено, что охраняемые объекты на земной поверхности после отработки блока 4а-703 без закладки остаются неподроботанными.

Заключение

1. Установлено, что применение численных методов моделирования позволяет обеспечить оперативность и многовариантность при оценке устойчивости подземных горных выработок для всего спектра геологических условий вмещающих пород и повысить надежность расчетов параметров горных выработок.

2. Разработана методика по обоснованию области применения технологии селективной выемки, на основе которой установлено, что для условий рудников ПАО «ППГХО» селективная выемка экономически целесообразна на рудных телах мощностью 0,9–1 м. Данная методика включает применение метода конечных элементов для оценки устойчивости очистных выработок в зависимости от степени заполнения их твердеющими смесями.

3. Обоснована возможность безопасного снижения полноты закладки выработанного пространства с 81 до 67 %, что позволяет получить экономический эффект порядка 144 млн руб. в год для рудников ПАО «ППГХО».

Библиографический список

См. англ. блок.

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 7, pp. 31–35
DOI: 10.17580/gzh.2018.07.05

Geomechanical validation of safe and efficient uranium mining technology for Priargunsky Mining and Chemical Works

Information about authors

E. N. Kamnev¹, Academic Secretary, Doctor of Geologo-Mineralogical Sciences, Kamnev@vnipt.ru

A. M. Ioffe¹, Head of Laboratory, Candidate of Engineering Sciences

D. V. Velichko¹, Leading Engineer

D. V. Tyurin², Chief Surveyor

¹ VNIPromtekhologii R&D Institute, Moscow, Russia

² Priargunsky Mining and Chemical Works, Krasnokamensk, Russia

Abstract:

The article presents the research findings on validation of a safe mining technology for uranium deposits of Priargunsky Mining and Chemical Works, Krasnokamensk, Transbaikal Territory. The modern methods are proposed for calculating stable exposures and mined-out spans in extraction of ore reserves using the room-and-pillar and slicing systems. The information on the nature and alteration of rock mass over a long period of time was taken into account in the calculations.

The field of application of selective extraction from thin deposits is identified. Safe parameters of ground surface undermining at complete extraction of ore reserves from block 4a-703 in Strel'tsovskoe ore field are found by numerical modeling. Using the developed procedure for validation of the selective mining technology applicability in mines of Priargunsky Mining and Chemical Works, it is ascertained that selective extraction is economically expedient in ore bodies 0.9–1 m thick. The procedure includes finite element method for estimation of slope stability depending on height of cemented backfill. Safety of decreasing the size of backfill from 81 to 67% in mined-out slopes is validated, which provides economic efficiency of 144 MRub annually.

The authors appreciate participation of A. V. Seleznev, Candidate of Engineering Sciences, Head of Science and Technology Department, VNIPromtekhologii, in this study.

Keywords: slope stability, stoping block, Hoek–Brown criterion, numerical modeling, cemented backfill, under-backfilling.

References

1. Svyatetsky V. S., Kuzmin E. V., Starodumov A. V., Velichko D. V. Enclosing rock reinforcement in room and pillar mining in the Strel'tsovsk uranium ore field. *Gornyi Zhurnal*. 2015. No. 2. pp. 33–36. DOI: 10.17580/gzh.2015.02.05
2. Ioffe A. M., Velichko D. V. Stability assessment in underground excavations using numerical modeling methods. *Vestnik Rossiiskoi akademii estestvennykh nauk*. 2015. No. 4. pp. 53–58.
3. Ioffe A. M., Seleznev A. V., Velichko D. V., Badiynova L. V. Geomechanical support of open pit mine planning and operation. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten*. Special Issue 1. Miner's Week-2018 Proceedings. pp. 22–34.
4. Hoek E., Carranza-Torres C., Corkum B. Hoek–Brown failure criterion—2002 edition. *Proceedings of NARMS-Tac*. Toronto, 2002. pp. 267–273.
5. Wilson D. W., Abbo A. J., Sloan S. W., Yamamoto K. Undrained stability of rectangular tunnels where shear strength increases linearly with depth. *Canadian Geotechnical Journal*. 2017. Vol. 54, Iss. 4. pp. 469–480.
6. Zhu W., Li S., Chen W., Lee C. F. Systematic numerical simulation of rock tunnel stability considering different rock conditions and construction effects. *Tunneling and Underground Space Technology*. 2003. Vol. 18, No. 5. pp. 531–536.
7. Feng W., Dong S., Wang Q., Yi X., Liu Z., Bai H. Improving the Hoek–Brown criterion based on the disturbance factor and geological strength index quantification. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 108. pp. 96–104.
8. Park D., Michalowski R. L. Tunnel roof stability in soft rock with tension cutoff. *GeoShanghai International Conference*. Singapore: Springer, 2018. pp. 361–368.
9. Hoek E. Support for very weak rock associated with faults and shear zones. *Rock Support and Reinforcement Practice in Mining*. Routledge, 2017. pp. 19–32.
10. Mahtab A., Xu S., Grasso P. Quantification of the effective Coulomb and the Hoek–Brown parameters of the pre-reinforced rock mass. *Geomechanics 93-Strata Mechanics/Numerical Methods/Water Jet Cutting*. Routledge, 1994. pp. 31–37.
11. Construction Code SP 91.13330.2012 Underground Excavations. Actual Edition of Construction Norms and Regulations SNiP II-94-80. Minregion Rossii, 2013. 49 p.
12. Protosenya A. G., Vashilin V. A. Approximated analytical determination of inelastic strain zone nearby underground excavations. *Zapiski Gornogo instituta*. 2017. Vol. 64, No. 1. pp. 25–29.
13. Shashenko A. N., Smirnov A. V., Khozyaikina N. V. Initial stress field estimation in underground mine planning. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten*. 2017. No. 12. pp. 37–49.
14. Chepiga D. A., Iordanov I. V., Kipko A. E., Alexandrov S. N., Podkopaev S. V., Kolomiets V. A. Sudden sidewall failure in operating underground excavations. *World Science: International Scientific and Practical Conference*. Dubai: ROST, 2017. Vol. 1. No. 3. pp. 33–37.

УДК 622.27

РАЦИОНАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УРАНОВЫХ РУД СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ



Г. Г. ПИРОГОВ,
проф., д-р техн. наук,
pirogov.chita@mail.ru



В. В. МЕДВЕДЕВ,
зав. кафедрой,
канд. техн. наук



В. Е. ПОДОПРИГОРА,
доцент

Забайкальский государственный университет, Чита, Россия



С. В. ПОПОВ,
начальник горного отдела,
ПАО «ППГХО», Краснокаменск, Россия

Приведены статистические данные по характеру и величине искривления скважин по их длине и различным углах наклона. Учет этого фактора позволяет обеспечить бурение веревочных скважин без выхода негабарита после их взрывания, что существенно повышает производительность блока.

Оригинальным является решение по применению раздельной технологии ведения закладочных работ при подаче закладочного материала в камеру.

Ключевые слова: рудные месторождения, система подэтажных штреков, взрывные скважины, отклонение от проектного положения, параметры БВР, породобетонная закладка, раздельный способ.

DOI: 10.17580/gzh.2018.07.06

Введение

В настоящее время для ПАО «ППГХО» актуальной является подготовка к промышленному освоению сырьевой базы рудника № 6, строительство которого было приостановлено в 1990 г. вследствие прекращения финансирования. Сырьевая база представлена