

«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 VNIPIpromtekhologii 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, VNIPIpromtekhologii, 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 различных 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

месторождениями Аргунское, Жерловое и Пятилетнее. Ориентировочная годовая производительность рудника 1 млн т.

Краткая геологическая характеристика

Рудные тела Аргунского месторождения залегают в породах нижнего структурного этажа преимущественно в экзоконтакте позднепалеозойских гранитов с доломитизированными известняками протерозойского возраста. Рудные тела Жерлового месторождения локализованы в основном в экстрезивных сиенит-порфирах, реже – в позднепалеозойских гранитах. Рудные тела Пятилетнего месторождения приурочены к жерловым фациям флюидальных фельзитов.

В наибольшей степени на Жерловом месторождении распространены экстрезивии и дайки сиенит-порфиров, мелкопорфировые липариты, завершающие вулканическую деятельность. Они являются основными вмещающими урановое и молибденовое оруденение породами.

Продуктивная часть разреза Пятилетнего месторождения сложена образованиями фельзит-липаритовой толщи тургинской свиты, среди которых преобладают тонкокрутофлюидальные фельзиты жерловой фации мощностью до 500 м (от гор. +210 м до поверхности).

Руды и вмещающие породы по крепости отличаются незначительно, характеризуются высокими прочностными свойствами. Временное сопротивление сжатию 90–350 МПа, коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова 16–20 для гранитов, 12–15 для порфиров и 12–14 для доломитизированных известняков.

Решающее влияние на устойчивость руд и вмещающих пород оказывает степень их тектонической нарушенности. По опыту проходки как геологоразведочных, так и эксплуатационных горных выработок установлено, что участки, расположенные вне зон тектонических нарушений, характеризуются как среднеустойчивые.

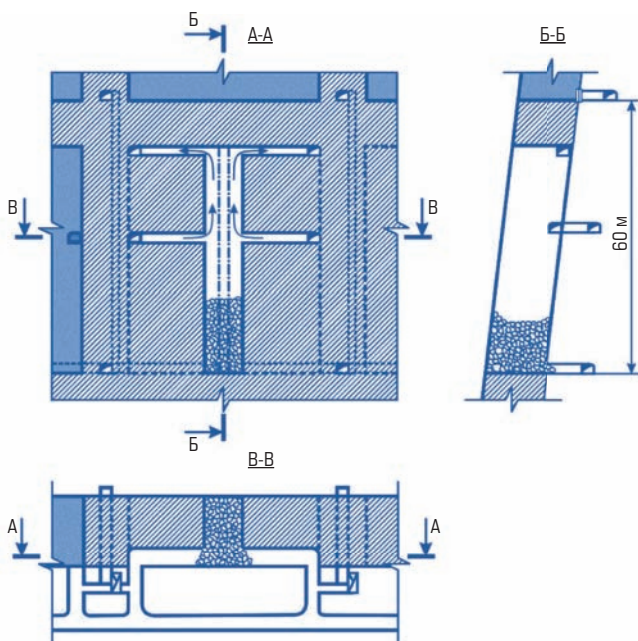


Рис. 1. Система подэтажных штреков

К ослабленным (в первую очередь, в зоне контакта доломитизированных известняков с гранитами на Аргунском месторождении) участкам относятся зоны трещиноватости, дробления, сорванных контактов, где возможны отслоения пород и динамические проявления горного давления.

Руды месторождений не склонны к самовозгоранию, не слеживаются. Границы рудных тел с вмещающими породами носят нечеткий постепенный характер и устанавливаются только по данным опробования.

По своим размерам и количеству запасов Аргунское месторождение относится к разряду крупных урановорудных объектов, месторождения Жерловое и Пятилетнее – к мелким. Доля запасов в целом по руднику составляет: для Аргунского месторождения 77,5 % по руде и 85,3 % по урану; для Жерлового месторождения 11 и 7,9 % соответственно; для Пятилетнего месторождения – 11,5 и 6,8 %.

Технология очистной выемки

Рудные тела, сложенные неустойчивыми, но достаточно ценными рудами, целесообразно обрабатывать по традиционной технологии [1–4]. Для выемки среднеустойчивых рядовых руд авторами предлагается высокопроизводительная система подэтажных штреков с применением на очистных работах комплекса самоходных машин (рис. 1).

Сохранение устойчивости руды и вмещающих пород в достаточно сложных геомеханических условиях Аргунского месторождения достигается ускоренной обработкой камерных запасов – от центра к флангам. Отбойка руды – веерными скважинами. Применение плоского днища снижает объемы нарезных работ. Подготовительные выработки (блоковые восстающие, транспортные штреки) с учетом радонового фактора размещают во вмещающих породах. Погашение выработанного пространства камер осуществляют с применением породобетонной закладки, что создает благоприятные условия для отработки потолочин и междукамерных целиков с меньшими потерями.

Совершенствование отбойки руды

Применение систем разработки с отбойкой веерными взрывными скважинами сопровождается повышенным выходом негабарита, причем его величина тем выше, чем большей является высота подэтажа. Одна из причин – искривление взрывных скважин в процессе их бурения. Согласно исследованиям Б. Н. Кутузова [5], расхождения между фактическим и проектным положениями скважин не должны превышать $\pm 7\text{--}10\%$.

Воздействие на массив заряда взрывчатого вещества (ВВ) сопровождается образованием зоны разрушения, радиус R которой определяется рядом факторов: характеристиками массива, диаметром заряда, работоспособностью, детонационными свойствами и плотностью ВВ [6, 7]. Отклонение скважин от проектных направлений оказывает негативное влияние на результаты действия взрыва и приводит к ухудшению качества дробления.

Безнегабаритное дробление руды может быть обеспечено, когда расстояние между соседними скважинами перекрывается

зонами разрушения массива. Граничной зоной качественного дробления является точка касания зон. В пределах части зоны, находящейся за пределами точки касания, наблюдается выход негабаритной фракции. Выход негабарита увеличивается по мере удаления от точки касания в глубину массива.

Специалистами ПАО «ППГХО» выполнен значительный объем исследований, включающий несколько тысяч замеров отклонений положения скважин различного назначения от их проектных направлений, с привлечением современных методов инклинометрии. Бурение скважин глубиной до 60 м и диаметром 110 мм осуществляли станками НКР-100М и БП-100.

На основе обработки массива данных многолетних наблюдений разработан график, отражающий зависимости отклонения положения разнонаправленных скважин от их проектного направления с глубиной (рис. 2).

По результатам выполненных исследований разработана схема, иллюстрирующая проектное и фактическое положения веерных взрывных скважин (длина каждой 20 м) в условиях разрушения рудного массива с коэффициентом крепости руды по шкале М. М. Протодеяконова $f = 12$, при радиусе зоны разрушения $R = 1,14$ м и величине $a_{max} = 2,85$ м. В качестве основного ВВ применяли аммонит 6ЖВ и гранулит АС8 [8].

Анализ результатов исследований в значительной степени подтверждает различия в длине участков разнонаправленных скважин, на которых обеспечивается условие безнегабаритного дробления. В частности, эти участки восходящих и нисходящих скважин (с углами $+90^\circ$ и -90° соответственно) имеют максимальную длину, причем участки восходящих скважин обладают большей длиной в сравнении с нисходящими скважинами. Отклонение фактического положения восходящих и нисходящих скважин практически не происходит вследствие того, что векторы гравитационной составляющей в обоих случаях совпадают с осями скважин с тем лишь отличием, что они разнонаправлены по отношению к вектору осевой нагрузки на забой. Иная картина наблюдается в других скважинах веера, когда гравитационная составляющая начинает во все большей мере влиять на степень их отклонения от проектных направлений.

На процесс бурения оказывают влияние силы трения бурового става о стенки скважины. Схема взаимодействия нагрузок на буровой став в зоне влияния стенок наклонной буровой скважины изображена на рис. 3.

Авторами определено, что максимальная глубина нисходящих взрывных скважин для заданных условий не должна превышать 12,9 м, восходящих скважин – 11,5 м, горизонтальных и слабонаклонных – 11 м. Максимальная длина взрывных скважин (10,7 м) приходится на сектора от $\pm 20^\circ$ до $\pm 40^\circ$ верхнего и нижнего полувееров.

Для обеспечения безнегабаритного дробления оформление подэтажных буровых выработок в рассматриваемых условиях рекомендуется осуществлять в соответствии с данными таблицы.

Погашение выработанного пространства камер

Согласно технологическому регламенту ТР 07621060-09-2012 «Ведение очистных работ в условиях подземных рудников

ПАО «ППГХО», погашение выработанного пространства при использовании системы подэтажных штреков осуществляют изоляцией, твердеющей закладкой или пустой породой [9–11]. Технология погашения выработанного пространства может быть реализована на основе исследований свойств породобетонной закладки.

Предлагаемой технологией ведения работ предусматривается один из известных, однако недостаточно изученных к настоящему времени, вариантов отдельной закладки выработанного пространства [12].

Отдельный способ формирования закладочного массива включает два его возможных варианта, общим признаком которых является смешивание инертного наполнителя с вяжущими составами непосредственно в процессе формирования закладочного массива. Способы в целом позволяют существенно умень-

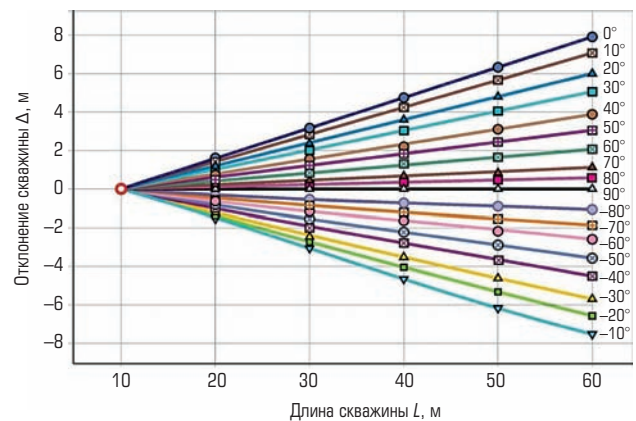


Рис. 2. Зависимости отклонения скважин от заданного направления от их глубины и угла наклона

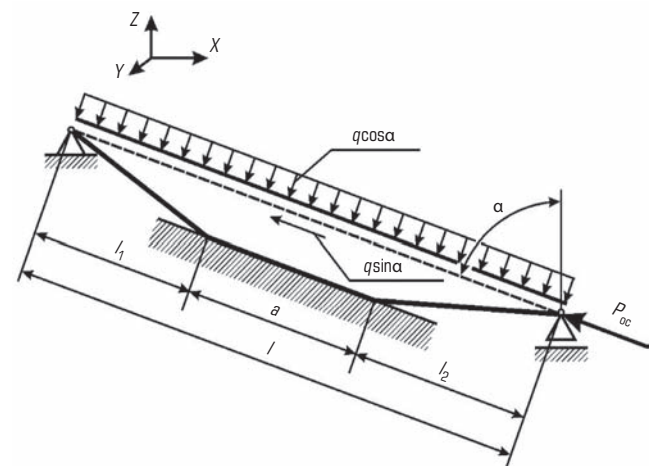


Рис. 3. Схема взаимодействия нагрузок на буровой став в зоне влияния стенок наклонной буровой скважины:

α – угол наклона скважины относительно вертикальной координаты Z; $P_{ос}$ – осевая нагрузка на буровой став; $q \cos \alpha$ – поперечная составляющая собственного веса бурового става; a – длина контактного участка бурового става со стенкой скважины; l_1 и l_2 – длина участков бурового става в призабойной и устьевой частях скважины соответственно

Значения отклонений взрывных скважин и максимальная длина участков скважин, обеспечивающая безнегабаритную отбойку руды

Угол наклона скважины, градус	Отклонение скважин, м	Максимальная длина участков скважин, обеспечивающая безнегабаритную отбойку руды, м
<i>Верхний полувеер</i>		
0	1,6	11,15
10	1,43	10,97
20	1,21	10,87
30	1,02	10,8
40	0,78	10,78
50	0,62	10,9
60	0,42	11
70	0,23	11,17
80	0,12	11,32
90	0,02	11,39
<i>Нижний полувеер</i>		
-10	1,49	11,4
-20	1,39	11,74
-30	1,22	12,11
-40	1	12,37
-50	0,83	12,57
-60	0,64	12,67
-70	0,46	12,74
-80	0,31	12,84
-90	0,01	12,9

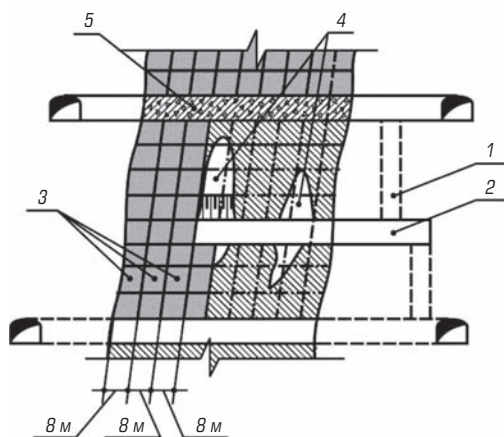


Рис. 4. Сплошная слоевая выемка наклонных прирезок с закладкой выработанного пространства твердеющей (породобетонной) смесью:

1 – наклонный съезд (проекция); 2 – заезд на обрабатываемый слой; 3 – отработанные и заложенные слои; 4 – породные включения в рудном теле; 5 – искусственная железобетонная потолочина

шить долю затрат на закладочные работы в общей себестоимости добычи. Это достигается, например, за счет уменьшения удельного веса дорогостоящего вяжущего компонента в общем объеме закладочного массива, а также вследствие исключения необходимости выдачи части пустых пород, размещаемых в закладываемой камере, на поверхность. Одним из вариантов раздельного способа формирования закладочного массива предусматривается заполнение выработанного пространства сухим компонентом с фракциями различной крупности при подаче его в предварительно заполненный слой литой закладочной смеси.

Как показывает анализ мирового и отечественного опыта [12, 13], одним из перспективных направлений снижения стоимости закладочных работ при камерных системах разработки является применение породобетонной смеси, когда в качестве заполнителя используют породы из породных отвалов и от проходки горных выработок. Породобетонный закладочный массив формируют раздельным способом, с подачей вяжущего раствора и крупнокускового заполнителя к месту закладочных работ раздельно: в одной технологической линии приготовление твердеющего закладочного материала и транспортирование его по трубам до выработанного пространства, в другой – транспортирование заполнителя до закладываемой камеры. Смешивание материалов происходит непосредственно в камере в процессе подачи породы в твердеющую закладочную смесь.

Технологические схемы подачи породы и твердеющего раствора в закладываемое пространство можно осуществлять по пневмозакладочной, конвейерной и машинной технологиям. На выбор технологической схемы влияют физико-технические и технологические свойства заполнителя. Применение тех или иных техники и технологии подачи закладочных материалов зависит от интенсивности процесса и объема подачи инертного заполнителя в выработанное пространство камеры и будет определяться условиями работы конкретного горного предприятия [14].

Заполнение выработанного пространства породобетонной закладочной смесью

На первой стадии в погашаемую камеру в два этапа подают закладочную смесь, причем нижний слой формируют из закладочных материалов, состав которых позволит обеспечить повышенные прочностные характеристики закладочного массива. Это необходимо в целях обеспечения безопасных условий работ при последующей выемке целиков, размещенных в днище камеры. Верхний слой укладывают из твердеющей смеси, состав которой определяется необходимостью формирования искусственного массива из малопрочной закладки. По мере отработки запасов камеры вышележащего подэтажа пустые породы прослоев по закладочным сбоякам подают в погашаемое закладкой очистное пространство. Породы, обладающие более высокой в сравнении с закладочной смесью плотностью, внедряются в незатвердевший верхний слой малопрочной смеси и в процессе последующего обволакивания породных отдельностей вяжущим составом образуют породобетонный закладочный массив. Толщину каждого слоя формируемого породобетонного массива определяют с учетом

плотностных характеристик пород, их гранулометрического состава и реологических свойств литой смеси. Процесс заполнения камеры породобетонной закладочной смесью завершают формированием в верхней части камеры закладочного массива с повышенными прочностными характеристиками, что необходимо для эффективного выполнения очистных работ и погашения целиков в смежной камере вышележащего подэтажа.

Альтернативный вариант системы разработки

Недостатком системы подэтажных штреков является выемка запасов блока в две-три стадии: запасы камеры, потолочины, междуканальных целиков. Выемка целиков, запасы в которых могут достигать 50 %, осуществляется с повышенными потерями и более высокими затратами в сравнении с выемкой камерных запасов.

В качестве альтернативы системе подэтажных штреков при выемке руд средней устойчивости любой ценности, по мнению авторов, может рассматриваться сплошная система разработки наклонными прирезками с закладкой твердеющей (породобетонной) смесью (рис. 4) [15, 16].


Сущность системы заключается в следующем. Очистной блок условно делят от висячего бока на наклонные прирезки с углом, равным углу падения рудного тела. Ширину прирезок (очистного забоя) принимают в зависимости от устойчивости руды равной 3–8 м. Обработку прирезок осуществляют снизу вверх, как при системе горизонтальных слоев с закладкой. Пространство отработанного

слоя заполняют породобетонной твердеющей смесью, обеспечивающей прочность закладочного массива в почве и стенках в 1–1,5 МПа. Каждую прирезку обрабатывают до искусственной потолочины, после чего приступают к выемке смежной прирезки. Благодаря использованию такой схемы обеспечивается бесцеликовая селективная выемка сложноструктурных рудных тел.

Заключение

Предлагаемые варианты систем разработки рядовых среднеустойчивых руд, отбойки, погашения выработанного пространства очистных камер могут быть эффективными при проектировании отработки крутопадающих рудных тел. Для обеспечения безгабаритного дробления массива при его отбойке веерными взрывными скважинами места заложения подэтажных буровых выработок предлагается определять с учетом возможного отклонения взрывных скважин в процессе их бурения от проектного направления. Использование разработанной технологии приготовления и укладки породобетонной закладочной смеси при разработке мощных рудных тел по камерным системам с закладкой снижает стоимость закладочных работ до 30 %.

Библиографический список

См. англ. блок. 

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 7, pp. 35–39
DOI: 10.17580/gzh.2018.07.06

Rational underground mining technology for medium-strength uranium ore

Information about authors

G. G. Pirogov¹, Professor, Doctor of Engineering Sciences, pirogov.chita@mail.ru

V. V. Medvedev¹, Head of Chair, Candidate of Engineering Sciences

S. V. Popov², Head of Mining Department

V. E. Podoprigora¹, Associate Professor

¹ Transbaikalian State University, Chita, Russia

² Priargunsky Mining and Chemical Works, Krasnokamensk, Russia

Abstract

Expansion of the raw material supplies base at Priargunsky Mining and Chemical Works is connected with the construction and commissioning of Mine-6. The reserves of the mine are represented by the Argun, Zherlovskoe and Pyatiletnee deposits. With respect to size and volume of reserves, the Argun deposit is among the largest uranium ore objects, while the Zherlovskoe and Pyatiletnee deposits are small objects. Ore reserves of the Argun, Zherlovskoe and Pyatiletnee deposits make 77.5, 11 and 11.5% of the total ore reserves of Mine-6. Ore bodies are composed of unstable but sufficiently valuable ore, and the expedient mining technology for them is top-down slicing with cemented backfill. For extraction of medium-strength crude ore, it is suggested to use mining system with sublevel drifts and self-propelling machinery. The improved quality of ore fragmentation by fans of blasthole charges is achieved by implementation of the proposed recommendations based on the long-term investigation of drilling departures from project. According to technological procedures approved at Priargunsky Mining and Chemical Works, mined-out voids are sealed by cemented backfill or gangue. The proposed technology assumes separate formation of gangue-cemented backfill made of aggregate and binder directly on-spot. One of the variants of the separate fill method involves filling of mined-out void with preliminary uncrushed gangue flow onto pre-filled layer of paste backfill mix. As an alternative to the system of sublevel drifts, the system of slice stoping by inclined cuts with cemented paste backfill is analyzed.

Keywords: ore deposits, system of sublevel drifts, blastholes, departure from project drilling path, drilling-and-blasting design, gangue-and-cement backfill, separate method.

References

1. Kultyshev V. I., Kolesaev V. B., Litvinenko V. G., Bryukhovetsky O. S. Improvement of Underground Uranium Mining Efficiency. Moscow : MGU, 2007. 212 p.

- 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
- Litvinenko V., Morozov A. Improvement of the technology of treatment of uranium ores from the Strel'tsovskiy group of deposits. *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. pp. 99.
- Acharaya D., Sarangi A. Mining of low grade ore in carbonate rock. *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. pp. 107.
- Kutuzov B. N., Belin V. A. *Blasting Planning and Management*. Moscow : Gornaya Kniga, 2012. 416 p.
- Erofeev I. E. Improvement of Drilling and Blasting Efficiency in Underground Mines. Moscow : Nedra, 1988. 272 p.
- Mosinets V. N. *Shattering and Seismic Effects of Blasting in Rocks*. Moscow : Nedra, 1976. 271 p.
- Podoprigora V. E., Ovseichuk V. A. Analysis of blasthole departure from project path in in-situ leaching. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2016. No. 22, No. 11. pp. 14–23.
- Belem T., Benzaazoua M. An overview on the use of paste backfill technology as a ground support method in cut-and fill mines. *Ground Support in Mining and Underground Construction: Proceedings of the 5th International Symposium on Ground Support*. London : Taylor & Francis Group, 2004. pp. 637–650.
- Kambiz Tahzibi, Mehdi Nasiri, Bijan Mashoof, Shokrollah Lotfi. Experimental and analytical studies to achieve an optimised cemented backfill mix to be used in a cut-fill mining method. *International Journal of Mining Engineering and Mineral Processing*. 2016. Vol. 5(1). pp. 1–8.
- Kotenkov A. V. Cut-and-fill system of mining in difficult geological conditions. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 2014. No. 5. pp. 23–29.
- Bronnikov D. M., Tsygalov M. N. (Eds.). *Backfilling in Underground Mines*. Moscow : Nedra, 1989. 400 p.
- Trubetskiy K. N., Kaplunov D. R., Viktorov S. D., Rylnikova M. N., Radchenko D. N. Scientific rationale of technologies for comprehensive resource-saving exploitation of strategic mineral resources. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2014. No. 12. pp. 5–12.
- Medvedev V. V., Pakulov V. V. Improvement of backfilling technology in cut-and-fill systems of mining. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2013. No. 10(101). pp. 25–31.
- Pirogov V. V. Mining method for complex-structure steeply dipping thick and medium-thick ore deposits. Patent RF, No. 2327038. Applied: 20.10.2006. Published: 20.06.2008. Byulleten No. 17.
- Cavalcante P. R. B., Palkovits F. Paste fill—a safety solution for pillar mining. *Paste 2013: Proceedings of the 16th International Seminar on Paste and Thickened Tailings*. Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2013. pp. 443–456.