

Моделирование выпуска апатит-нефелиновой руды при подэтажном обрушении

В.В. Лаптев✉, О.В. Белгородцев

Горный институт Кольского Научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация
✉ v.laptev@ksc.ru

Резюме: Процесс моделирования выпуска осуществлен в дискретной среде. Установлены величины боковых потерь в хребтах между буродоставочными выработками и фронтальных в гребнях на почве буродоставочных выработок, а также в выработанном пространстве из-за смешивания с разубоживающими породами до некондиционного содержания полезного компонента при выпуске руды из блоков. Установлена величина доизвлечения потерь при выпуске руды с нижележащих и смежных панелей блока.

В процессе исследований сформированы результирующие планы выпуска руды из панелей и секций блока, которые отражают в дозах выпуска массу выпускаемой рудной массы, её качество, массу разубоживающих пород. Все это позволяет устанавливать нормативы потерь и разубоживания руды для каждой выемочной единицы подземного рудника – панели, секции, блока или горизонта, с учётом основных конструктивных параметров системы разработки, а также горно-геологических, горнотехнических и экономических условий подземной отработки запасов.

Ключевые слова: апатит-нефелиновая руда, подземные горные работы, подэтажное обрушение, торцевой выпуск руды, потери и разубоживание, численное моделирование, фигура выпуска

Для цитирования: Лаптев В.В., Белгородцев О.В. Моделирование выпуска апатит-нефелиновой руды при подэтажном обрушении. *Горная промышленность*. 2023;(5S):125–129. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-5S-125-129>

Modeling of apatite-nepheline ore drawing in sublevel caving

V.V. Laptev✉, O.V. Belogorodtsev

Mining Institute Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation
✉ v.laptev@ksc.ru

Abstract: The process of modeling ore drawing was implemented in a discrete environment. Values have been determined for the lateral losses in the ridges between the drill haulage workings and the frontal losses in the ridges on the floor of the drill haulage workings, as well as in the mined-out space due to mixing with diluting rocks to substandard ore grades when ore is drawn from the blocks. The amount of additional recovery of losses was determined when drawing ore from the underlying and adjacent panels of the block.

The resulting planograms of ore drawing from the panels and sections of the block were formed as part of the research, which reflect the weight of the drawn ore mass, its grade, and the weight of diluting rocks in the doses of drawing. All of this makes it possible to establish the ore loss and dilution rates for each mining unit of an underground mine, i.e. a panel, a section, a block or a level with due account of the main design parameters of the mining system, as well as the mining, geological, engineering and economic conditions of underground mining.

Keywords: apatite-nepheline ore, underground mining, sublevel caving, losses and dilution, numerical modeling, draw shape

For citation: Laptev V.V., Belogorodtsev O.V. Modeling of apatite-nepheline ore drawing in sublevel caving. *Russian Mining Industry*. 2023;(5S):125–129. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-5S-125-129>

Введение

Выпуск обрушенной руды при подземном способе отработки запасов в условиях зажима из очистного пространства является сложным физическим процессом. Параметры фигуры выпуска зависят в основном от физико-механических свойств выпускаемой рудной массы, геометрических параметров активного выпускного отверстия и параметров буровзрывных работ.

Потери и разубоживание руды при выпуске подразделяют на конструктивные (в массиве) и эксплуатационные.

Первые являются следствием геометрических параметров и взаимного расположения конструктивных элементов, вторые обусловлены особенностью поведения сыпучих материалов, последовательностью и продолжительностью выемки рудной массы из выпускных отверстий. При этом конструктивные факторы оказывают значительное влияние на эксплуатационные.

Количественные эксплуатационные потери при торцевом выпуске формируются из-за несовпадения геометрии секции отбойки с фигурой выпуска – начальным простран-

ственным положением фрагментов рудной массы (РМ), извлеченных при выпуске. Потери образуются на стенках траншеи днища; в верхней части выпускаемого объема при несовпадении его высоты с высотой фигуры выпуска; на гребнях по подошве выработки, через которую осуществляется выпуск [1]. Потери руды из каждой панели, представляющей собой набор секций отбойки, обрабатываемых из одной выработки, могут быть перепущены на нижележащие подэтажи и частично выпущены вместе с их запасами.

Качественные эксплуатационные потери формируются прежде всего из-за попадания в фигуру выпуска пород через фронтальную границу секции отбойки [2]. Конструктивной особенностью секции отбойки при торцевом выпуске руды является ее малая толщина по отношению к остальным габаритам и большая фронтальная площадь, граничащая с ранее выпущенной секцией этой же панели. Именно из ранее выпущенной смежной секции наблюдается основной поток разубоживающих пород [3]. При отношении ширины секции отбойки к ее высоте, равном 0,17, отмечается наибольшее соответствие геометрии фигуры выпуска и секции отбойки во фронтальной плоскости [4–6]. Однако имеющихся знаний о механизмах формирования потерь и разубоживания в условиях подэтажной системы разработки, особенно в ее наиболее распространенном «шведском» варианте, недостаточно для создания оптимальных вариантов системы [3; 7].

На практике довольно часто для определения показателей потерь используется подход, основанный на геометрическом описании возможной формы фигуры выпуска, в котором она представляется в виде набора геометрических фигур, которые не являются телами вращения и имеют прямолинейные стенки (вопреки принятой в теории выпуска руды эллипсоидовидной форме фигуры). Однако общие положения теории выдерживаются: принято, что стенки фигуры выпуска в области откосов траншеи отклоняются от них на некоторую величину, что формирует потери в гребнях хребтов между выработками. Поскольку значение величины отклонения в производственных условиях не поддается прямому измерению, традиционно на горнодобывающих предприятиях оно рассчитывается через угол воронки выпуска, который можно измерить. Численная модель предоставляет возможность измерить как угол воронки выпуска α , так и непосредственно угол образующей фигуры выпуска θ и установить корректность формул, приведенных в расчетах при графоаналитическом методе. Значение угла θ используется для вычисления объемов потерь в гребнях на подошве выработки и на откосах траншеи.

Кроме того, на показатели потерь в гребнях, оставляемых на уровне почвы выработки, влияет величина угла рудной постели β , которая не поддается прямым измерениям как в производственных условиях, так и на физических моделях выпуска.

Цель исследования

Развитие теоретических методов исследований, направленных на изучение механизма формирования потерь и разубоживания руды в процессе её торцевого выпуска из очистного пространства с учётом конструктивных параметров системы разработки с подэтажным обрушением.

Материал и методы исследования

В работе использовались данные полевых натурных наблюдений. При выполнении исследования применялись

методы: статистический, графоаналитический и компьютерного моделирования.

Традиционно наиболее распространенными методами исследования процесса выпуска руды являются его физическое и численное моделирование. При этом физическое моделирование не позволяет с достаточной точностью воспроизвести условия реального выпуска рудной массы (РМ). С целью получения наиболее достоверных результатов применены более совершенные методы моделирования поведения РМ при выпуске, основанные на цифровом подоби реального механизма взаимодействия кусков различной формы и размера в процессе их перемещения [8].

Для выполнения поставленной задачи выбран метод дискретных элементов (МДЭ), реализованный на платформе Rocky DEM и хорошо зарекомендовавший себя в задачах, связанных с моделированием сыпучих сред [9–12]. В качестве объекта моделирования использовались созданные в горно-геологической информационной системе Майнфрэйм, 3D вариации конструктивных элементов системы разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды, применяемые на подземных рудниках апатит-нефелиновых месторождений Хибинского массива, а для моделирования характеристик РМ – апатит-нефелиновые руды [13; 14].

Результаты исследования

Задачей приведённых ниже исследований было воспроизведение с максимально возможной детальностью условий выпуска РМ из технологической конструкции, сформированной набором секций и выработок, расположенных на разных подэтажах.

Модель состоит из четырёх буродоставочных выработок, расположенных на трёх подэтажах (рис. 1). Над каждой выработкой располагается по три ромбовидные секции отбойки, извлекаемые последовательно. Над верхним подэтажом и в начале каждой панели располагается пространство, заполненное сыпучим материалом, имитирующим практически «пустую» горную породу (ГП).

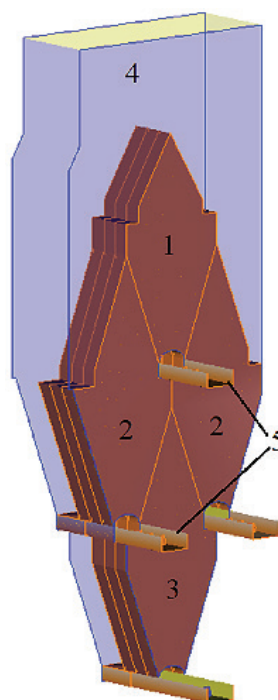


Рис. 1
Модель №9 – изометрический вид: 1, 2, 3 – секции отбойки 1, 2 и 3 подэтажа соответственно; 4 – вмещающие породы; 5 – выпускные выработки

Fig. 1
Model No.9 – isometric view: 1, 2, 3 – breaking sections of the 1, 2 and 3 sublevel respectively; 4 – host rocks; 5 – draw points

В модели выпуска численное моделирование включало в себя следующие стадии имитации:

1. Заполнение модели сыпучим материалом.
2. Обрушение модели горных пород в буродоставочную выработку.
3. Имитация отбойки слоя руды и обрушение её в выработку с частичным выбросом руды в сторону обрушенного ранее массива ГП. Таким образом, обеспечивалось геометрическое и физическое подобие процесса выпуска РМ.
4. Выемка РМ из забоя черпанием моделью ковша погрузочно-доставочной машины. Остановка выемки производилась при падении качества полезного компонента (ПК) в дозе выпуска ниже 7% (при исходном содержании ПК в руде 15%, в породе – 1,7%).
5. Составление и анализ планогаммы выпуска рудной массы из секции.
6. Подготовка модели к выпуску следующего слоя.
7. Повтор шагов 3–5 для следующего слоя.

После выпуска РМ из подэтажа 1 подготавливался к моделированию подэтаж 2 и производилось его извлечение. Аналогично после выпуска РМ с подэтажа 2, производился выпуск РМ из выработки подэтажа 3.

Для представленной модели были рассмотрены два варианта режимов выпуска: последовательное извлечение модели РМ из выработок второго подэтажа и одновременное. В дальнейшем будем называть их модель №9.1 и №9.2 соответственно. Характеристики численной модели и свойств применяемого материала представлены в [15]; вид спереди на модель 9.2 с отображением положения сыпучего материала – на рис. 2.

Для вычисления углов, образующих зону потока, после расчёта в модели №9 были сформированы фигуры выпуска на момент достижения качества в дозе выпуска ниже установленного (7%). Результаты измерений представлены для варианта с одновременным выпуском на примере слоёв №3 панелей второго подэтажа. Величины углов воронки выпуска α , образующей фигуры выпуска θ и рудной постели β_n в обоих вариантах модели №9 на всех трёх подэтажах не изменялись. Результаты измерений представлены в табл. 1.

Таблица 1
Результаты измерения углов, образующих фигуру выпуска

Угол	Диапазон значений	Среднее
θ	71,5–74,0	73,0
α	50,0–62,0	56,0
β_n	58,0–62,0	60,0

Table 1
Results of measuring the angles forming the drawing shape

Для установления количества руды, отнесённой к потерям одного подэтажа и перепускаемой на нижние подэтажи с дальнейшим извлечением, производился следующий эксперимент:

1. После выпуска руды из панели 1-го подэтажа до показателя качества 7% в каждом слое фиксировалась масса руды, отнесённой к потерям. Состояние сыпучего материала на этот момент сохранялось как исходное для дальнейшего расчёта моделей №9.1 и №9.2.
2. В модели №9.1 моделируется выпуск РМ из секций отбойки сначала левой панели подэтажа 2, затем правой. В модели №9.2 моделируется выпуск сразу из обеих панелей подэтажа 2. При выпуске руды из

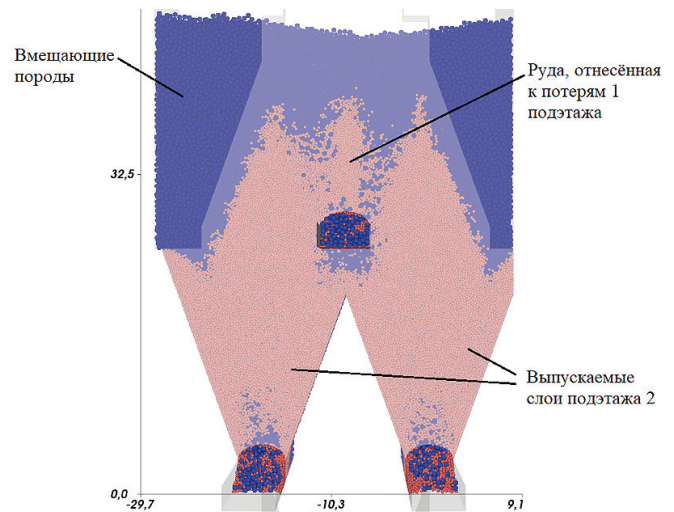


Рис. 2
Фрагмент модели №9.2 после остановки выпуска РМ из забоев из-за падения качества ниже бортового; модель руды, синим – породы

Fig. 2
Fragment of Model No.9.2 upon stopping the ore mass drawing from the faces due to the ore grades dropping below the boundary value; red color represents the ore model, blue color means the rocks model

слоёв панелей 2-го подэтажа помимо общих показателей извлечения отслеживалась абсолютная масса руды, отнесённой к потерям 1-го подэтажа, и определялся коэффициент доизвлечения (соотношение массы руды 1-го подэтажа, извлечённой при выпуске каждого слоя 2-го подэтажа).

3. В обеих моделях по окончании выпуска руды из подэтажа 2 моделировался выпуск руды из подэтажа. После выпуска руды 2-го подэтажа аналогичным образом определялась абсолютная масса и процент извлечения потерь 1-го подэтажа при выпуске руды из слоёв панелей 3-го подэтажа.

Результаты расчёта показателей извлечения для моделей №9.1–9.2 представлены на рис. 3. Анализ полученных экспериментальных данных позволил сделать следующие выводы:

1. Основная масса доизвлекаемой руды, отнесённой к потерям верхнего подэтажа, приходится на выпуск слоя 3 в каждой панели. При выпуске слоя 1 потери не доизвлекаются, поскольку во всех моделях в слое 1 объём выпуска РМ небольшой (из-за быстрого внедрения пород из фронтального контакта) и фигура выпуска не успевает развиться на нужную высоту. По сути, при выпуске слоя 1 руда, отнесённая к потерям вышележащего подэтажа, только приближается к выпускному отверстию текущего подэтажа и будет извлекаться при выпуске следующих слоёв.
2. На подэтаж 2 в моделях №9.1, 9.2 было перепущено и извлечено 6,1% и 6,4% руды, отнесённой к потерям подэтажа 1, соответственно. На подэтаж 3 – 2,1% и 2,4% соответственно. Таким образом, модель с режимом выпуска, в котором производилось одновременное извлечение РМ из панелей 2-го подэтажа, показал себя как более эффективный.
3. Интерес представляет тот факт, что в обеих моделях на всех подэтажах объём выпущенной РМ из слоя 2кратно превышал объёмы выпуска из смежных секций при одинаковом качестве полезного компонента

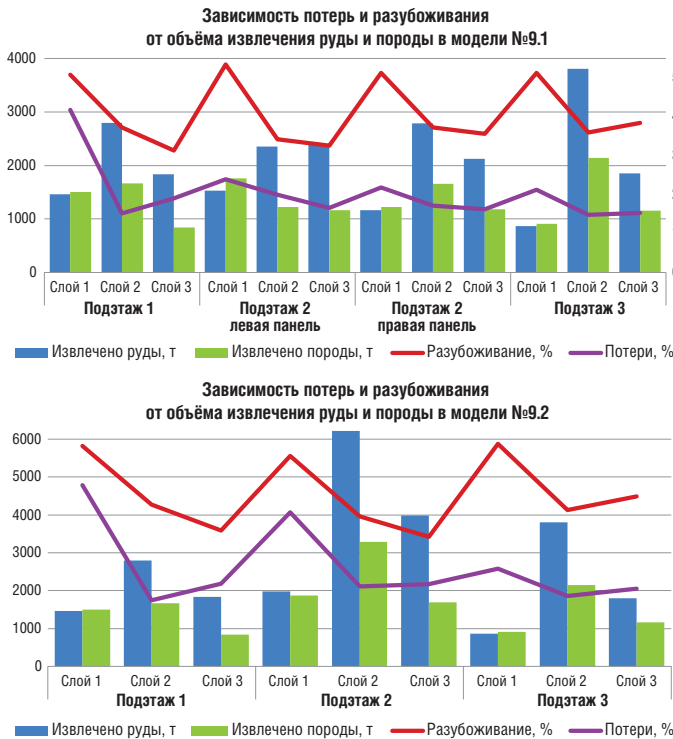


Рис. 3
Зависимость показателей извлечения от объёмов выпущенной РМ в моделях №9.1–9.2

Fig. 3
Dependence of the extraction rates on the volumes of the ore mass drawing in Models No.9.1-9.2

в последней дозе. Среднее качество в выпускаемой РМ из первых слоёв каждой панели составляло 7–8%, а для слоя 2 и 3 – 10–11%. В слое 1 показатель разубоживания в среднем выше на 20% по сравнению со слоями 2 и 3.

Заключение

На основе численного моделирования исследован механизм формирования потери и разубоживания руды при её выпуске из очистных блоков в системах с обрушением руды и вмещающих пород. Для решения задачи моделирования процесса торцевого выпуска РМ разработана численная модель, в основе которой лежит метод дискретных элементов, реализованный в программе Rocky DEM. С использованием численной модели в режиме имитационного моделирования исследованы технологические схемы выпуска РМ для типовых на АО «Апатит» горнотехнических условий, в результате чего уточнён ряд параметров, используемых для расчёта показателей потерь и разубоживания руды.

Список литературы

1. Лукичев С.В., Семёнова И.Э., Белгородцев О.В., Онуприенко В.С. Увеличение производственной мощности подземного рудника при освоении запасов глубоких горизонтов. *Горный журнал*. 2019;(10):85–88. <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.10.12>
2. Pakalnis R.T., Hughes P.B. Sublevel Stopping. In: Darling P. (ed.) *SME mining engineering handbook*. 3rd ed. New York: Society of Mining, Metallurgy and Explorations; 2011, pp. 1355–1363.
3. Русин Е.П., Стажевский С.Б. О современном состоянии и перспективах шведского варианта системы добычи руд с подэтажным обрушением. *Интерэкспо ГЕО-Сибирь*. 2017;2(2):112–116.
4. Brunton I.D., Fraser S.J., Hodgkinson J.H., Stewart P.C. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2010;47(4):647–656. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmm.2009.12.011>
5. Chen J.Y., Boshkow S. Recent development and application of bulk mining methods in the People’s Republic of China. In: *International Conference on Caving and Sublevel Stopping Mines, Denver, Colorado, 18–20 November, 1981*. Denver, USA: SME-AIME; 1981, pp. 393–418.
6. Quinteiro C., Hustrulid W., Larsson L. Theory and practice of very large-scale sublevel caving. In: *Hustrulid W.A., Bullock R.L. (eds) Underground mining methods – engineering fundamentals and international case studies*. Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME); 2001, pp. 381–384.

Основные результаты работы заключаются в следующем:

1. Установлено, что при режиме одновременного выпуска секций отбойки нижнего подэтажа показатели доизвлечения руды, отнесённой к потерям верхнего подэтажа, повышаются в среднем на 0,6%.
2. Разработаны рациональные планограммы выпуска руды из очистного пространства в условиях отработки подземными горными работами запасов апатит-нефелиновых месторождений Хибинского массива.
3. Результаты моделирования позволяют решать задачи планирования выпуска руды и формировать геолого-маркшейдерскую документацию рудника, в том числе стать основой для создания или корректировки инструкции по учёту состояния и движения запасов, определению, планированию и нормированию количественных и качественных потерь руды на подземных рудниках.

7. Малофеев Д.Е. *Развитие теории и практики выпуска руды под обрушенными породами*. Красноярск: Сибирский федеральный университет; 2007. 172 с.
8. Наговицын О.В., Степачева А.В. Формирование цифрового двойника месторождения твердых полезных ископаемых. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2021;(6):171–180. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20210616>
9. Феоктистов А.Ю., Каменецкий А.А., Блехман Л.И., Васильков В.Б., Скрябин И.Н., Иванов К.С. Применение метода дискретных элементов для моделирования процессов в горно-металлургической промышленности. *Записки Горного института*. 2011;192:145–149. Режим доступа: <https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/6339>
10. Ai J., Chen J.F., Rotter J.M., Ooi J.Y. Assessment of rolling resistance models in discrete element simulations. *Powder Technology*. 2011;206(3):269–282. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2010.09.030>
11. Lapčević V., Torbica S. Numerical investigation of caved rock mass friction and fragmentation change influence on gravity flow formation in sublevel caving. *Minerals*. 2017;7(4):56. <https://doi.org/10.3390/min7040056>
12. Lapčević V., Torbica S., Asadzadeh M., Đokić N., Duranović M., Petrović M. Influence of boundary conditions in DEM models of sublevel caving on dilution and recovery. *Podzemni radovi*. 2018;33:1–15. <https://doi.org/10.5937/PodRad1833001L>
13. Белгородцев О.В., Наговицын Г.О. Выбор технологии и порядка отработки подземных запасов участка Гакман Юкспорского месторождения. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(5-1):19–28. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_51_0_19
14. Лукичев С.В., Белгородцев О.В. Решение задач проектирования подземных горных работ с использованием геоинформационных технологий. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(S37):205–213. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-11-37-205-213>
15. Лаптев В.В. Численное моделирование потока раздробленной горной массы в процессе выпуска руды с использованием программы Rocky DEM. *Вестник МГТУ*. 2019;22(1):149–157. <https://doi.org/10.21443/1560-9278-2019-22-1-149-157>

References

1. Lukichev S.V., Onuprienko V.S., Semenova I.E., Belogorodtsev O.V. Increasing production capacity of an underground mine at deep levels. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(10):85–88. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.10.12>
2. Pakalnis R.T., Hughes P.B. Sublevel Stopping. In: *Darling P. (ed.) SME mining engineering handbook*. 3rd ed. New York: Society of Mining, Metallurgy and Explorations; 2011, pp. 1355–1363.
3. Rusin E.P., Stazhevsky S.B. Swedish version of sublevel caving ore mining system: State-of-the-art and prospects. *Interekspo GEO-Sibir*. 2017;2(2):112–116. (In Russ.)
4. Brunton I.D., Fraser S.J., Hodgkinson J.H., Stewart P.C. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2010;47(4):647–656. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2009.12.011>
5. Chen J.Y., Boshkow S. Recent development and application of bulk mining methods in the People's Republic of China. In: *International Conference on Caving and Sublevel Stopping Mines, Denver, Colorado, 18–20 November, 1981*. Denver, USA: SME-AIME; 1981, pp. 393–418.
6. Quinteiro C., Hustrulid W., Larsson L. Theory and practice of very large-scale sublevel caving. In: Hustrulid W.A., Bullock R.L. (eds) *Underground mining methods – engineering fundamentals and international case studies*. Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME); 2001, pp. 381–384.
7. Malofeev D.E. *Development of the theory and practice of ore drawing below the caved rocks*. Krasnoyarsk: Сибирский федеральный университет; 2007. 172 p. (In Russ.)
8. Nagovitsyn O.V., Stepacheva A.V. Digital twin of solid mineral deposit. *Journal of Mining Science*. 2021;57(6):1033–1040. <https://doi.org/10.1134/S1062739121060168>
9. Feoktistov A.Y., Kamenetskii A.A., Blekhman L.I., Vasilkov V.B., Skryabin I.N., Ivanov K.S. The application of discrete element method to mining and metallurgy process modeling. *Journal of Mining Institute*. 2011;192:145–149. (In Russ.) Available at: <https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/6339>
10. Ai J., Chen J.F., Rotter J.M., Ooi J.Y. Assessment of rolling resistance models in discrete element simulations. *Powder Technology*. 2011;206(3):269–282. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2010.09.030>
11. Lapčević V., Torbica S. Numerical investigation of caved rock mass friction and fragmentation change influence on gravity flow formation in sublevel caving. *Minerals*. 2017;7(4):56. <https://doi.org/10.3390/min7040056>
12. Lapčević V., Torbica S., Asadzadeh M., Đokić N., Duranović M., Petrović M. Influence of boundary conditions in DEM models of sublevel caving on dilution and recovery. *Podzemni radovi*. 2018;33:1–15. <https://doi.org/10.5937/PodRad1833001L>
13. Belogorodtsev O.V., Nagovitsyn G.O. Technology and sequence of underground mining at Gakman site of Yukspor deposit. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(5-1):19–28. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_51_0_19
14. Lukichev S.V., Belogorodtsev O.V. Underground mining design: Solving tasks using geoinformation technologies. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(S37):205–213. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-11-37-205-213>
15. Laptev V.V. Numerical modelling of fragmented mined rock flow during ore drawing using the Rocky DEM programme. *Vestnik of MSTU*. 2019;22(1):149–157. (In Russ.) <https://doi.org/10.21443/1560-9278-2019-22-1-149-157>

Информация об авторах

Лаптев Владимир Викторович – научный сотрудник, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; e-mail: v.laptev@ksc.ru

Белгородцев Олег Владимирович – научный сотрудник, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; e-mail: o_belogorodzev@mail.ru

Information about the authors

Vladimir V. Laptev – Researcher, Mining Institute Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; e-mail: v.laptev@ksc.ru

Oleg V. Belogorodtsev – Researcher, Mining Institute Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; e-mail: o_belogorodzev@mail.ru

Article info

Received: 29.10.2023

Revised: 09.11.2023

Accepted: 24.11.2023

Информация о статье

Поступила в редакцию: 29.10.2023

Поступила после рецензирования: 09.11.2023

Принята к публикации: 24.11.2023