

УДК 622.013.364:622.646

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДЫ НА ОСНОВЕ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

В. В. Лаптев, О. В. Белогородцев, С. В. Лукичев

*Горный институт КНЦ РАН, E-mail: v.laptev@ksc.ru,
ул. Ферсмана, 24, 184209, г. Апатиты, Россия*

Для исследования закономерностей движения горной массы в условиях взаимного влияния сближенных забоев использован метод дискретных элементов в трехмерной постановке. С его помощью воспроизведены технологические схемы выпуска руды при отработке подземных запасов апатит-нефелиновых руд Хибинского массива. Анализ режимов выпуска руды из очистного пространства позволил выявить закономерности формирования потерь, а также определить рациональные параметры конструктивных элементов системы разработки и планогаммы выпуска. Результаты численного моделирования проверялись в ходе проведения натурных экспериментов по скважинной отбойке и торцевому выпуску руды для различных горно-геологических и горнотехнических условий рудников КФ АО «Апатит». Разработаны принципы методики моделирования торцевого выпуска и методических указаний по нормированию потерь и разубоживания при подземной отработке месторождений апатит-нефелиновых руд.

Система разработки с поэтажным обрушением, параметры конструктивных элементов, торцевой выпуск руды, потери, разубоживание, показатели извлечения, метод дискретных элементов, численное моделирование, фигура выпуска

DOI: 10.15372/FTPRPI20240613
EDN: FDSUNO

При подземных горных работах наибольшей производительностью отличаются системы разработки рудных месторождений с обрушением руды и вмещающих пород, экономическая эффективность которых зависит от показателей извлечения руды в процессе выпуска из очистных блоков. В случае использования системы разработки с поэтажным обрушением и торцевым выпуском руды более 80 % потерь руды относятся к эксплуатационным. От организации данного процесса зависят качество и полнота извлечения полезных ископаемых из недр — важнейшие технико-экономические показатели системы разработки [1–6]. В условиях ухудшения качества извлекаемых руд и общего истощения запасов месторождений вопросы добычи полезного ископаемого с минимально возможными количественными и качественными потерями приобретают все большую актуальность.

Одна из задач повышения эффективности подземной добычи руды — снижение ее потерь в процессе выпуска из очистного пространства, что невозможно без понимания закономерностей движения фрагментов горной массы к выпускным отверстиям. Основное влияние на показатели извлечения руды из недр при подземной отработке месторождений поэтажным обрушением оказывают геометрия конструктивных элементов системы разработки, характеристики и режим выпуска горной массы.

Исследования выпуска руды, проводимые в основном на физических моделях, не позволяют в полной мере изучать перемещение и взаимодействие фрагментов горной массы в границах пространства раздробленных пород. В этой связи перспективны исследования с использованием численных методов, позволяющие детально отслеживать движение горной массы применительно к различным технологическим схемам выпуска из очистного пространства. Среди них выделяют метод дискретных элементов, предназначенный для моделирования поведения сыпучих материалов [7 – 13].

МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ

Применение методов численного моделирования для изучения поведения раздробленной горной массы создает необходимую инструментальную основу проведения исследований, направленных на оптимизацию параметров конструктивных элементов системы разработки и режимов выпуска руды [14 – 19]. Тестовое моделирование с помощью метода дискретных элементов (МДЭ) доказывает, что на результаты выпуска существенно влияют форма кусков, гранулометрический состав горной породы, геометрические параметры модели и физико-механические характеристики сыпучего материала.

Развитие фигуры выпуска в моделируемой среде показало хорошее соответствие общепринятым представлениям, что позволило сделать вывод о возможности использования численного моделирования МДЭ для изучения выпуска раздробленной горной массы в условиях различных геометрических ограничений, обусловленных параметрами конструктивных элементов. Реальные технологические схемы существенно сложнее тестовых моделей, поэтому одна из задач исследования — сокращение времени расчета.

Для сокращения времени моделирования при сохранении геометрического и физического подобия реальным процессам используются следующие способы [20]:

- ограничение пространства моделирования одним-тремь подэтажами;
- последовательное подключение областей пространства, моделирующих выпускаемую секцию;
- переход от разнородного гранулометрического состава к однородному;
- снижение величины модуля Юнга.

По результатам тестового моделирования установлена возможность применения упрощенных моделей расчета, снижения величины модуля Юнга на два порядка, использования модельного материала с однородным грансоставом и средним размером куска для руды 0.3 м, для породы — 0.5 м. Установлена возможность применения кусков сферической формы без существенного влияния на конечные результаты расчетов [20]. Время моделирования при сферической форме кусков сократилось в 5 раз по сравнению с несферической. Одновременно переход на однородный грансостав позволил при прочих равных условиях сократить время моделирования более чем в 30 раз. Экспериментально выявлено, что для численного моделирования поведения сыпучего материала при выпуске, помимо определения угла естественного откоса и угла обрушения, требуется настройка модели и по ряду других параметров (рис. 1).



Рис. 1. Блок-схема алгоритма моделирования выпуска руды

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

С начала XXI в. добыча руды подземным способом на всех месторождениях Хибинского массива КФ АО «Апатит» проводится с использованием системы разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском. Кроме того, с понижением фронта очистных работ требуются дополнительные затраты для обеспечения безопасной добычи полезных ископаемых [21, 22]. В сложившихся горно-геологических и экономических условиях повышение показателей извлечения полезных ископаемых при ведении очистных работ — весьма актуальная задача.

Для исследования механизма формирования потерь и разубоживания руды моделировалась технологическая схема выпуска, применяемая на рудниках КФ АО «Апатит» [23 – 26].

Численное моделирование включало следующие стадии:

а) подготовка геометрической модели узла выпуска (три подэтажа с расположенными на них панелями, которые разделены на секции-слои, каждый подэтаж заполнялся рудой 2,5 тыс. т; остальное пространство засыпалось породой);

б) моделирование подготовки очередной секции — ее заполнение сыпучим материалом и приведение его в состояние равновесия;

в) выемка сыпучего материала из забоя посредством имитации движений ковша погрузочно-доставочной машины (глубина внедрения ковша в навал руды 2 м);

г) фиксация результатов в текущем слое в момент падения качества полезных ископаемых в выпускаемой дозе ниже 7 %, подготовка и начало выпуска следующего слоя;

д) повторение шагов б–г для моделирования выпуска из следующего по очередности слоя.

После завершения моделирования выпуска горной массы на первом (верхнем) подэтаже проводилась подготовка и выпуск руды второго (нижележащего) подэтажа. Нумерация подэтажей дана согласно очередности их выпуска. Для расчета показателей извлечения выделялись области, в которых отслеживалось перемещение руды и породы. С целью вычисления потерь фиксировались состав горной массы в ковше погрузочно-доставочной машины и объемы неизвлеченной из моделируемого очистного пространства руды. Объемы выемки руды и породы регистрировались с определением ключевых показателей извлечения по дозам выпуска на каждом временном шаге в виде планограммы (таблица).

Фрагмент планограммы выпуска

Номер дозы	Руды в дозе, т	Породы в дозе, т	Всего извлечено руды, т	Всего извлечено горной массы, т	Среднее содержание полезного компонента в дозе выпуска, %	Потери, %	Разубоживание, %	Потери руды первого подэтажа, т	Всего потери, т
1	273.6	21.1	273.2	294.3	14.1	31.49	7.2	487.4	7057.0
2	283.6	10.4	556.9	588.4	14.5	30.22	5.4	486.9	6773.8
3	282.6	13.3	839.4	884.2	14.4	28.97	5.1	485.1	6492.3
4	274.3	19.6	1113.7	1178.1	14.2	27.75	5.5	481.6	6218.8
5	263.9	32.7	1377.6	1474.7	13.6	26.57	6.6	476.3	5955.7
6	256.4	34.2	1634.0	1765.3	13.5	25.43	7.4	468.6	5699.8
7	252.8	38.3	1886.8	2056.4	13.3	24.31	8.2	459.7	5447.6
8	240.2	49.8	2127.0	2346.4	12.9	23.24	9.4	452.1	5208.3
9	223.9	72.7	2350.9	2643.0	12.0	22.24	11.1	443.0	4985.6
10	215.1	74.4	2566.0	2932.4	11.7	21.29	12.5	433.9	4770.8
11	197.8	107.7	2763.8	3238.0	10.7	20.41	14.6	425.9	4573.3
12	198.8	110.2	2962.6	3547.0	10.4	19.52	16.5	420.0	4375.0

На рис. 2 приведена модель с двумя вариантами режимов выпуска: последовательное (модель 1) и одновременное извлечение (модель 2) горной массы из подэтажных буродоставочных выработок.

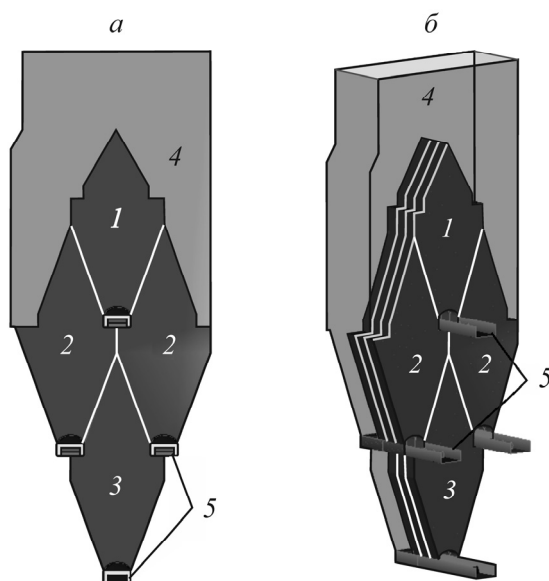


Рис. 2. Модель выпуска: *а* — фронтальный вид; *б* — изометрический: 1, 2, 3 — секции отбойки подэтажей 1, 2, 3; 4 — вмещающие породы; 5 — выпускные выработки

В модели 1 осуществлялся поочередный выпуск горной массы из панелей сначала верхнего, затем нижележащего подэтажа, в модели 2 — одновременный. Во время моделирования выпуска руды из панелей второго подэтажа регистрировались общие показатели извлечения (выпущенные объемы руды и породы, остаток руды в модели, потери и разубоживание), абсолютная масса руды, отнесенная к потерям первого подэтажа, коэффициент доизвлечения (отношение массы выпущенной руды, которая была отнесена к потерям первого подэтажа, к запасам первого подэтажа). После завершения выпуска горной массы второго подэтажа проводился выпуск руды третьего, самого нижнего, для которого определялся процент руды, перепущенной с первого подэтажа и отнесенной к его потерям.

На рис. 3 приведены зависимости доизвлечения потерь первого подэтажа от объема извлечения руды и породы в моделях 1, 2.

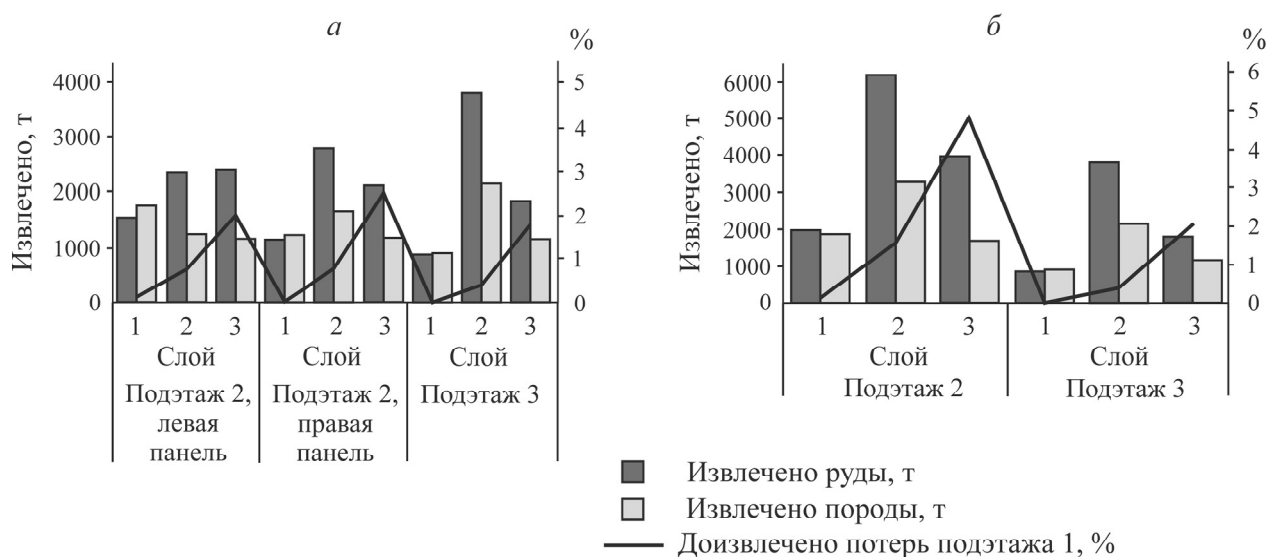


Рис. 3. Зависимость доизвлечения потерь первого подэтажа от объема извлечения руды и породы в моделях 1 (а) и 2 (б)

Наибольший объем доизвлечения потерь первого подэтажа проводится на стадии извлечения слоя 3 в каждой панели. При выпуске слоя 1 потери не доизвлекаются, поскольку во всех моделях в слое 1 объем выпуска горной массы относительно низкий (из-за быстрого внедрения пород из фронтального контакта) и фигура выпуска не успевает развиться на высоту, при которой возможно извлекать руду вышележащего подэтажа. Выпуск слоя 2 позволяет начать доизвлечение, но фактически при выпуске первых двух слоев руда только подходит ближе к выпускному отверстию текущего подэтажа и может быть извлечена выпуском последующих слоев.

В моделях 1 и 2 из панелей подэтажа 2 извлечено соответственно 6.1 и 6.4 % руды, отнесенной к потерям подэтажа 1, на подэтаже 3 — 2.1 и 2.4 %. Вариант с одновременным извлечением горной массы из панелей подэтажа 2 оказался более эффективным. В моделях 1, 2 объем горной массы, выпущенной из слоя 2, кратно превышал объемы выпуска из смежных секций при одинаковом качестве полезного компонента в последней дозе извлечения. Среднее качество в выпускаемой горной массе (средневзвешенное значение) из первых слоев каждой панели составляло 7–8 %, для слоев 2, 3 — 10–11 %. В слое 1 разубоживание на 15–20 % выше по сравнению со слоями 2 и 3.

Согласно анализа планогрaмм, чем меньше выпущено горной массы из секции до момента достижения качества полезного ископаемого в дозе выпуска ниже бортового, тем больший объем будет выпускаться из следующей секции и с лучшим средним качеством. Эта закономерность объясняется большим внедрением фигуры выпуска текущей секции в смежные, что вызывает попадание в нее значительного объема горной массы, находящейся за пределами извлекаемой секции отбойки. Если внутри данной области содержится невыпущенная руда, то качество горной массы в забое будет стабильное в случае неучета возможного выхода негабарита и изменения направления потока горной массы. Если же в ней находятся пустые породы, то они быстро попадают в извлекаемую горную массу и снижают ее качество, вследствие чего возможна ранняя остановка забоя и высокие потери руды.

На рис. 4 представлена модель 3, идентичная модели 2 по параметрам конструктивных элементов и режиму выпуска. Выпуск на подэтаже 1 велся до более низких значений качества, на подэтажах 2, 3 — аналогично модели 1 (до 7%). На рис. 4б видно значительное несовпадение фигуры выпуска и выпускаемого слоя по высоте и глубине. Можно сделать вывод о необходимости отбойки и выемки горной массы двух и более секций одновременно. Однако геометрический анализ показывает, что в данном случае будут возникать значительно большие потери руды в гребнях на подошве выработки, а также в очистном пространстве.

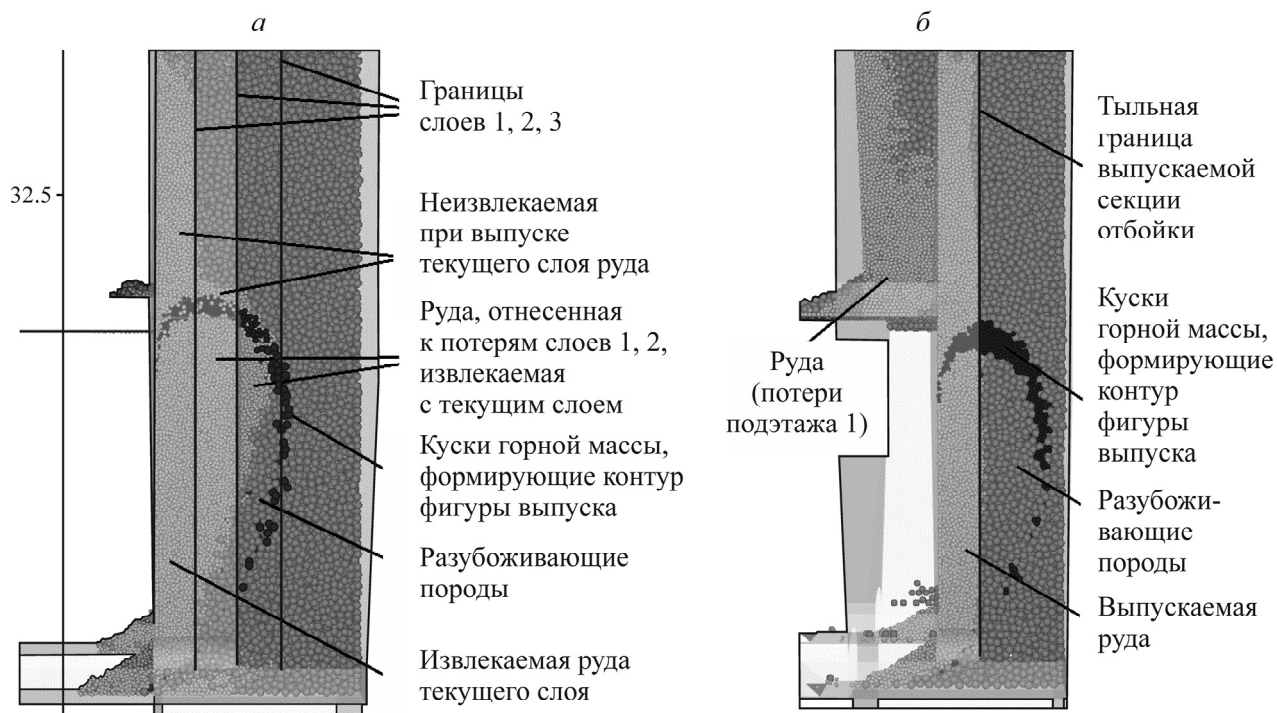


Рис. 4. Соотнесение фигуры выпуска и начального положения горной массы на примере слоя 1 (а) и слоя 3 (б) подэтажа 2 модели 3 (вертикальный разрез по оси правой выпускной выработки)

Имеющееся за тыльной границей секции большое количество невыпущенной ранее руды попадает в объем фигуры выпуска и извлекается вместе с выпускаемой секцией. Если продолжать выпуск горной массы из секции, то с каждой дозой разубоживание увеличивается непропорционально уменьшению потерь. Эта закономерность важна для определения момента остановки выпуска. Однако выбор момента остановки выпуска текущей секции может влиять не только на ее показатели извлечения, но и показатели последующих секций, создавая более

благоприятные условия для выемки руды. Момент остановки выпуска требуется определять исходя из свойств сыпучести выпускаемого материала, толщины секции отбойки и экономически обоснованных показателей извлечения.

ВЫВОДЫ

Изучен механизм формирования качественных и количественных потерь минерального сырья в системах разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды. Исследования проводились с применением численного моделирования на основе метода дискретных элементов в программе Rocky DEM. Моделировались типовые технологические схемы отбойки, выпуска руды и горно-геологические условия отработки запасов Хибинских апатит-нефелиновых месторождений.

Для сокращения времени моделирования использовались однородные куски горной массы сферической формы с подбором коэффициента сопротивления качению, а также коэффициентов статического и динамического трения. Установлено, что при одновременной выемке запасов смежных секций нижнего подэтажа показатели доизвлечения руды, отнесенной к потерям верхнего подэтажа, повышаются в среднем на 0.6 % в сравнении с последовательным извлечением. Разработаны рациональные планы выпуска руды из очистного пространства для условий Хибинских апатит-нефелиновых месторождений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М. И., Будько А. В., Кривенков Н. А. Торцевой выпуск руды // Горн. журн. — 1964. — № 2.
2. Аминов В. Н. Развитие технологии разработки подкарьерных запасов на мощных рудных месторождениях в условиях Севера: автореф. дисс. ... д-ра техн. наук. — Апатиты, 2000. — 285 с.
3. Балхавдаров Х. А. Движение и истечение руды при выпуске. — Л.: Наука, 1975. — 108 с.
4. Дубынин Н. Г. Механика выпуска сыпучих тел — совершенствование технологий разработки рудных месторождений подземным способом: сб. тр. ИГД СО АН СССР. — М.: Недра, 1965.
5. Laubscher D. H. Cave mining — state of the art, J. The South African Institute Min. Metallurgy, 1994, Vol. 94. — P. 279–293.
6. Pakalnis R. T. and Hughes P. B. Sublevel stoping — SME mining engineering handbook, edited by P. Darling, New York, Society of Min., Metall. Explor., 2011. — P. 1365–1375.
7. Дорофеенко С. О. Моделирование сыпучих сред методом дискретных элементов: дисс. ... канд. техн. наук. — Черноголовка, 2008. — 114 с.
8. Каравачкий А. Я., Лазарев Т. В. Оценка метода дискретного элемента для прогнозирования поведения сыпучих сред на примере нефтяного кокса // Химическое и нефтегазовое машиностроение. — 2014. — № 3. — С. 32–36.
9. Lapčević V. and Torbica S. Numerical investigation of caved rock mass friction and fragmentation change influence on gravity flow formation in sublevel caving, Minerals, 2017, Vol. 7, No. 56. — P. 1–18.
10. Roessler T. and Katterfeld A. DEM parameter calibration of cohesive bulk materials using a simple angle of repose test, Particuology, 2019, Vol. 45. — P. 105–115.

11. Журавков М. А., Николайчик М. А., Матиевская А. В. Применение метода дискретных элементов при оценке параметров разгрузки шахтных подъемных сосудов // Актуальные вопросы машиноведения. — 2022. — Т. 11. — С. 195–199.
12. Clearly P. and Sinnot M. Axial pressure distribution, flow behavior and breakage within a HPGR investigation using DEM, Miner. Eng., 2023, Vol. 163, No. 6. — 106769.
13. Dorado L., Eberhardt E., and Elmo D. Procedure for estimating broken ore density distribution within a draw column during block caving, Min. Technol. Transact. Institutions Min. Metall., 2021, Vol. 130, No. 3. — P. 131–145.
14. Power G. and Campbell A. Modelling of real-time marker recovery to improve operational recovery in sublevel caving mines, 7th Int. Conf. Mass Min., Sydney, 2016. — 145.
15. Васичев С. Ю., Конурин А. И., Неверов С. А., Неверов А. А. Исследование показателей извлечения руды при системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском на больших глубинах // Горн. журн. — 2023. — № 1. — С. 47–53.
16. Mohamed F., Riadh B., Abderazzak S., Radouane N., Mohamed S., and Ibsa T. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the Kuz-Ram model cas of Jebel Medjounes quarry, Aspects Min. Miner. Sci., 2018, Vol. 2, No. 4. — P. 325–329.
17. Туртыгина Н. А. Моделирование процесса смешивания при выпуске рудной массы // ГИАБ. — 2021. — № 1. — С. 146–159.
18. Ермакова И. А. Установление параметров потока при выпуске руды в системах разработки с обрушением // Техника и технология горного дела. — 2018. — № 1 (1). — С. 4–11.
19. Liu Z., Guo Z., Wang J., and Wang R. Three-dimensional mineral prospectivity modeling with the integration of ore-forming computational simulation in the Xiadian gold deposit, Eastern China, Appl. Sci., 2023, Vol. 13, No. 18. — 10277.
20. Лаптев В. В. Исследование механизма формирования потерь и разубоживания руды на основе численного моделирования процесса торцевого выпуска: дисс. ... канд. техн. наук. — Апатиты, 2023.
21. Лукичев С. В., Семенова И. Э., Белгородцев О. В., Онуприенко В. С. Увеличение производственной мощности подземного рудника при освоении запасов глубоких горизонтов // Горн. журн. — 2019. — № 10. — С. 85–88.
22. Неверов С. А., Конурин А. И., Шапошник Ю. Н. Безопасность очистных работ при подэтажной выемке с обрушением в тектонически напряженных массивах // Интерэкспо Гео-Сибирь. — 2021. — Т. 2. — № 3. — С. 311–321.
23. Демидов Ю. В., Аминов В. Н. Подземная разработка мощных рудных залежей. — М.: Недра, 1991. — 205 с.
24. Белгородцев О. В., Наговицын Г. О. Выбор технологии и порядка отработки подземных запасов участка Гакман Юкспорского месторождения // ГИАБ. — 2021. — № 5-1. — С. 19–28.
25. Леонтьев А. А., Едигарьев В. Г. Особенности комбинированной разработки месторождений в различных горно-геологических и горнотехнических условиях // Горн. журн. — 2010. — № 9. — С. 15–19.
26. Лукичев С. В., Белгородцев О. В. Решение задач проектирования подземных горных работ с использованием геоинформационных технологий // ГИАБ. — 2019. — № S37. — С. 205–213.

Поступила в редакцию 30/VIII 2024

После доработки 02/X 2024

Принята к публикации 08/XI 2024