ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2023;(4):77-92
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.831; 622,2; 622.235 DOI: 10.25018/0236_1493_2023_4_0_77

РАЗВИТИЕ ВТОРИЧНОГО ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ПРИМЕНЕНИЯ КАРКАСНОЙ ГОРНОЙ КОНСТРУКЦИИ

А.Р. Умаров[1], В.А. Еременко[1]

[1] Горный институт, НИТУ «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: prof.eremenko@gmail.com

Аннотация: Исследован процесс формирования вторичного поля напряжений для условий разработки мощных рудных месторождений с применением каркасной горной конструкции на примере подготовки и отработки единичного блока. Для количественной оценки степени изменения исходного поля напряжений при ведении горных работ вводятся новые показатели – коэффициент влияния и рейтинг устойчивости массива. По результатам численного моделирования с учетом калибровки модели при поэтапном построении горной конструкции определены диапазоны изменения параметров исходного поля напряжений, геометрия контуров зон растягивающих деформаций с границами участков массива, где регистрируются первые трещины. Основная трещиноватость развита от границы очистных пространств, выработок и камер до границы участка массива, где регистрируются первые трещины. Установлено, что наибольшее влияние на развитие вторичного поля напряжений и на объемы формируемых зон растягивающих деформаций оказывает проходка выработок и отработка очистных камер, но при закладке выработанного пространства вмещающий массив приходит в свое исходное состояние. Наилучшие показатели коэффициента влияния с точки зрения устойчивости вмещающего массива получены после закладки выработок и камер. Предлагаемый подход позволяет эффективно оценивать НДС вмещающего массива в условиях влияния на него очистных пространств с применением систем разработки различного класса, в т.ч. новых каркасных и сотовых горных конструкций, и на стадии проектирования горных работ определять оптимальные параметры конструктивных элементов горнотехнических систем.

Ключевые слова: каркасная горная конструкция, вторичное поле напряжений, численное моделирование, рейтинг устойчивости массива RMS, коэффициент влияния EM, микродеформация, слоевая заходка, камера.

Для цитирования: *Умаров А. Р., Еременко В. А.* Развитие вторичного поля напряжений в условиях применения каркасной горной конструкции // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 4. – С. 77–92. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_4_0_77.

Secondary stress evolution in frame structure mines

A.R. Umarov[1], V.A. Eremenko[1]

[1] Mining Institute, National University of Science and Technology «MISiS», Moscow, Russia, e-mail: prof.eremenko@gmail.com

Abstract: The process of the secondary stress field formation in thick orebody mining using a frame mine structure is described as a case-study of a unit extraction block. For the variation valuation of the initial stress field in the course of mining, the authors introduce new indexes –

© А.Р. Умаров, В.А. Еременко. 2023.

the influence coefficient and the rock mass stability rating. Numerical modeling, with the model adjustment per stages of the frame mine structure construction, determines the initial stress field variation ranges, the geometric outlines of the tensile strain zones and the boundaries of rock mass areas where the first fractures are recorded and grow up to the boundaries of stoping. It is found that the highest effect on the secondary stress field and on the size of the initiated tensile strain zones is exerted by stoping, while backfilling brings the adjacent rock mass back to its initial condition. The best coefficients of influence in terms of enclosing rock mass stability are obtained after backfilling. The proposed approach enables efficient stress–strain assessment of rock mass affected by stoping using different mining systems, including the novel frame structures and honeycomb structures of mines, and allows structural optimization of mines at the stage of mine planning and design.

Key words: frame-structure mine, secondary stress field, numerical modeling, rock mass stability rating RMS, influence coefficient EM, microstrain, cut, stope.

For citation: Umarov A. R., Eremenko V. A. Secondary stress evolution in frame structure mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(4):77-92. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_4_0_77.

Введение

В рамках выполнения в 2019–2021 гг. работ по проекту РНФ по теме «Формирование природно-технических систем разработки месторождений твердого минерального сырья на основе конвергентных технологий» (грант № 19-17-00034) разработаны типовые каркасные горные конструкции [1 — 3], которые являются составной частью конвергентной горной технологии. В настоящее время в научно-исследовательском центре «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии» Горного института НИТУ «МИСиС» продолжаются исследования по изучению закономерностей развития вторичного поля напряжений в условиях применения традиционных и проектируемых новых систем разработки.

Все горные работы, и в целом разработка месторождений твердых полезных ископаемых, ведутся внутри участка литосферы с техногенно измененными свойствами массива [4 — 8]. Традиционно выбор системы разработки месторождений твердых полезных ископаемых или технологии осуществляется на основе экспериментально установленных свойств массива, например, его устойчивости и т.п. [9 — 13]. При разработке месторождений или их участков возникает вторичное поле напряжений на участке техногенно измененных недр [14 — 16].

Техногенно измененный массив — это состоящий из горных пород объект, который нарушен проходкой в нем, например выработок, или отработкой камер. Для количественной оценки состояния техногенно измененного массива горных пород предлагается значения параметров, измеренных с помощью акустических, геофизических, деформационных и др. методов, превратить в безразмерные, используя отношения измеренных (измененных) значений к параметрам ненарушенного массива. Сумма безразмерных показателей будет являться характеристикой массива. Если в зоне влияния горных работ регистрируются изменения напряжений относительно исходного напряженного состояния, то при количественной оценке можно учитывать соотношение напряжений.

Сравнение безразмерных показателей в течение выбранного промежутка времени позволяет определить скорость изменения состояния массива в данный период. Безразмерные величины можно объединять в интегральный показатель. При этом количественные показатели необходимо классифицировать. Идея состоит в том, что сумма этих свойств будет свойством техногенно измененного массива — интегральный показатель свойств пород, слагающих техногенно измененный массив. Отклонение от исходного состояния нетронутого массива — это и есть параметр техногенного изменения состояния массива GD (ground deterioration). Рейтинг устойчивости массива RMS (rock mass stability) можно определить следующим образом [17]:

$$RMS = 1 + GD, \quad (1)$$

$$GD = \sum_{i=1}^{k} n_i, \quad (2)$$

$$n_i = \begin{cases} 0, \text{ если } n_i^{и} = n_i^0 \\ n_i^{и} / n_i^0, \text{ если } n_i^{и} \neq n_i^0 \end{cases}, \quad (3)$$

где n_i — показатель техногенного изменения различных свойств массива; n_i^0, $n_i^{и}$ — показатель нетронутого и измененного массива соответственно; k — число показателей техногенного изменения различных свойств массива.

В качестве показателя, характеризующего состояние вторичного поля напряжений, принята микродеформация $\varepsilon_{\mu} = \varepsilon \cdot 10^6$, где ε — относительная деформация растяжения массива [18—20]: $\varepsilon = \Delta L/L$, ΔL — изменение исходного размера деформируемого объекта; L — исходный размер деформируемого объекта.

При проведении лабораторных исследований установлено, что первые трещины в скальных породах обнаруживаются при уровне микродеформаций растяжения $\varepsilon_{\mu} = 200$, что является критическим значением объемного трещинообразования [18, 19].

В шахтных условиях при значениях $\varepsilon_{\mu} \approx 350$ в скальных массивах отмечаются первые трещины растяжения, а с увеличением ε_{μ} до 500—800 и более массив начинает интенсивно деформироваться, образуются своды и зоны возможного обрушения пород (табл. 1). Поэтому в качестве численного критерия, определяющего внешнюю границу вторичного поля напряжений, принято значение $\varepsilon_{\mu}^{k} = 350$, соответствующее микродеформации, при которой наблюдаются первые трещины в массиве горных пород.

Также для количественной оценки изменения исходного поля напряжений на участке техногенно измененных недр предложен новый показатель — коэффициент влияния $E_{м}$, который определяется через соотношение геометриче-

Таблица 1

Откалиброванные значения деформаций растяжения (микродеформаций) при проходке выработок в скальных массивах
Calibrated values of tensile strains (microstrains) during heading

Состояние массива горных пород	Деформация растяжения (микродеформация), ε_{μ}	Раскрытие трещин
Раздробленный (смятый)	>500	>5 мм
Сильно нарушенный	450–500	до 5 мм
Нарушенный	350–450	до 2 мм
Трещиноватый	250–350	~0–1 мм
Зарождение трещин	150	неразличимы

ских параметров взаимодействующих элементов [21]:

$$E_M = \frac{S_{cp}}{S_{\varepsilon\mu}} K_k, \qquad (4)$$

где $S_{ср}$ — площадь внешнего контура горной конструкции (конструктивных элементов) рассматриваемой системы разработки, м^2; $S_{\varepsilon\mu}$ — площадь внешнего контура сформированной в скальном массиве зоны растягивающих деформаций со значениями $\varepsilon_\mu = \varepsilon_\mu^k$ на ее границе; K_k — коэффициент калибровки.

Анализ изменения исходного поля напряжений можно проводить не только по оценке площадей контуров объемных структур, но и по параметрам конструктивных элементов в сечении системы разработки (плоский случай). Тогда расчетная формула будет выглядеть следующим образом:

$$E_{MP} = \frac{P_{cp}}{P_{\varepsilon\mu}} K_k, \qquad (5)$$

где E_{MP} — локальный коэффициент влияния; $P_{ср}$ — внешний граничный периметр горной конструкции в сечении системы разработки, м; $P_{\varepsilon\mu}$ — периметр сформированной в скальном массиве зоны растягивающих деформаций со значениями $\varepsilon_\mu = \varepsilon_\mu^k$ на ее границе.

В расчетные формулы (4), (5) введен коэффициент K_k, необходимый для калибровки численных моделей и значений микродеформаций ε_μ, полученных на основе численного и физического моделирования. Модели калибруются с учетом экспериментальных исследований, проведенных в натурных условиях на рудниках с применением различных методов контроля НДС массива горных пород (керновое бурение, реперные станции, исследование скважин с помощью технического эндоскопа, сканера Televiewer или вращающейся моторизированной камеры с двойным обзором и др.). Если площади внешнего контура сформированной в массиве зоны растягивающих деформаций со значениями $\varepsilon_\mu > \varepsilon_\mu^k$ ($S_{\varepsilon\mu}$) и внешнего контура горной конструкции $S_{ср}$ определены в шахтных условиях, то $K_k = 1$. Если $S_{\varepsilon\mu}$ и $S_{ср}$ рассчитываются по результатам численного моделирования, то $K_k = 0{,}2 - 0{,}9$ при завышенных прочностных характеристиках скального массива и $K_k = 1{,}1 - 1{,}8$ при заниженных.

Результаты численного моделирования НДС каркасной горной конструкции

В качестве примера для условий ведения подземных горных работ в статье представлен метод эксперимента на основе исследования численной модели каркасной горной конструкции [3]. Приводится выборочный пример поэтапного порядка подготовки и отработки выемочного участка рудного тела с применением каркасной горной конструкции.

Горизонтальный ограждающий искусственный массив (целик) подготавливается при отработке (проходке) горизонтальных слоев в определенном порядке с последующей закладкой. Вертикальные ограждающие искусственные целики также формируются слоями с их последовательной твердеющей закладкой как в нисходящем, так и в восходящем порядке проходки, в зависимости от условий устойчивости горных пород и свойств закладочного массива.

После возведения оконтуривающих искусственных массивов и набора высокопрочной закладкой паспортной прочности выемочные единицы (камеры) отрабатывают с применением известных для условий разработки мощных рудных месторождений способов отбойки и выпуска рудной массы. Очистные камеры могут отрабатываться с применением систем разработки различного класса, например, камерной с закладкой выработанного пространства, с самообруше-

нием руды [21, 22] и др. При ведении очистных работ можно применять как буровзрывной способ обойки, так и механизированный. После отработки очистных камер выработанное пространство заполняется пастовой закладкой.

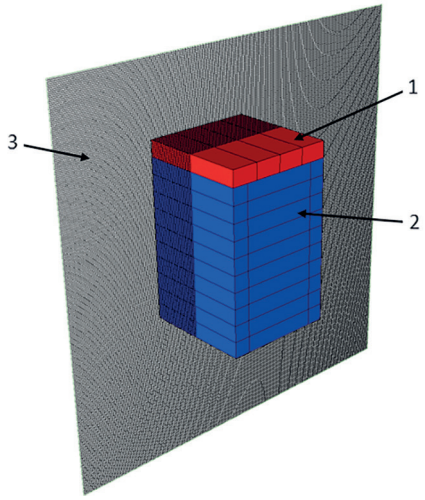
Для расчетов и анализа использовался программный комплекс Map3D, встроенный САПР для построения сложных трехмерных моделей, а также анализа и визуализации горного давления и упругих деформаций на контуре выработок и в целиках при различных критериях нарушенности массива горных пород.

Модель единичного блока каркасной горной конструкции включает следующие параметры модели (рис. 1): 40×40×66 м (ширина×длина×высота (этажа)); мощность верхнего ограждающего горизонтального искусственного целика — 6 м; мощность ограждающих вертикальных целиков — 6 м.

Физико-механические свойства руды и закладочного массива представлены в табл. 2.

При создании модели принимался литостатический тип исходного поля напряжений, $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = 28$ МПа на глубине 985 м.

Результаты численного моделирования представлены по вертикальной расчетной сетке, которая проходит через центральную часть блока (рис. 2). Оценивались следующие параметры: главное действующее напряжение σ_1 и микродеформация ε_μ на контуре выработок, камер и в целом горной конструкции.



1 – горизонтальный ограждающий искусственный массив (целик),
2 – вертикальные ограждающие искусственные массивы (целики), 3 – расчетная сетка

Рис. 1. Модель единичного блока каркасной горной конструкции

Fig. 1. Model extraction block of frame structure

Результаты расчетов величины главного напряжения σ_1 в исходном поле представлены на рис. 2.

Отработка рудного массива, в выработанном пространстве которого создается горизонтальный ограждающий искусственный целик, ведется параллельными заходками шириной 10 м. Проходка на флангах слоя первых двух

Таблица 2

Физико-механические свойства материалов для моделирования
Physical and mechanical properties of materials in modeling

Параметры	Руда	Твердеющая закладка	Пастовая закладка
Прочность руды на одноосное сжатие (в образце), МПа	83	30	0,08
Модуль Юнга, МПа	37 000	14 700	150
Коэффициент Пуассона	0,25	0,3	0,2
Коэффициент Хука-Брауна *m*	5,5	8,4	35
Коэффициент Хука-Брауна *s*	0,3	0,33	0,02

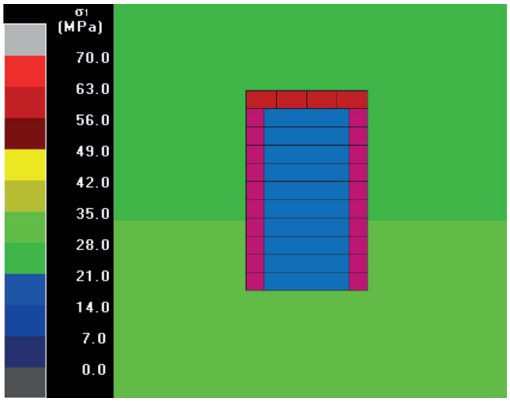


Рис. 2. Величина главного напряжения σ_1 в исходном поле в диапазоне рассматриваемых глубин и контуры горнотехнической системы (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа)

Fig. 2. Principal stress σ_1 in initial field in test depth range and geotechnical system outline (color spectrum: σ_1 = 0–70 MPa)

выработок (слоевых заходок) (рис. 3) создает условия перераспределения исходного поля напряжений (рис. 3, *а*), формируются зоны их концентрации. После закладки этих выработок массив разгружается (рис. 3, *б*). В боках выработок массив деформируется на глубину до 1,16 м, микродеформации превышают значения ε_μ>350 (рис. 3, *в*). После закладки выработок деформационные процессы прекращаются (рис. 3, *г*).

Затем осуществляется проходка двух оставшихся смежных слоевых заходок в центральной части горизонтального ограждающего искусственного целика (рис. 4) и создаются условия перераспределения исходного поля напряжений (рис. 4, *а*), формируются зоны концентрации напряжений. В почве и кровле выработанного пространства формируются зоны разгрузки. После закладки этих выработок массив разгружается (рис. 4, *б*). Отработка центральных двух заходок не влияет на развитие деформационных процессов во вмещающем массиве (ε_μ<350) (рис. 4, *в*).

Следует отметить, что на контактах закладочного массива на границах слое-

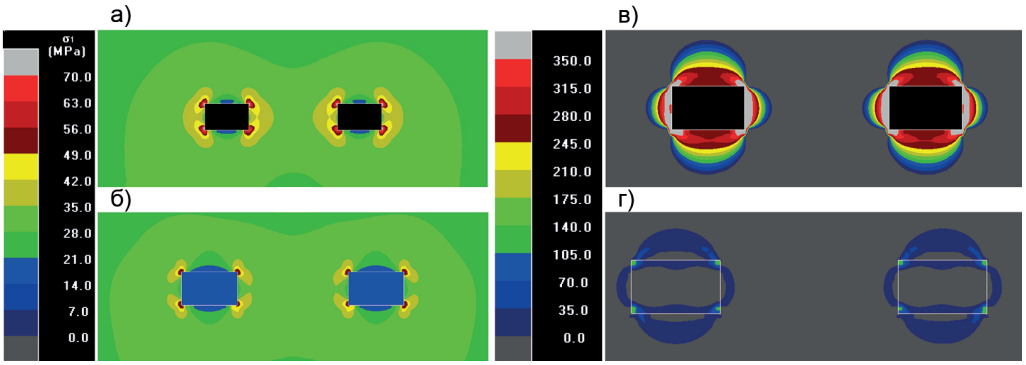


Рис. 3. Результаты моделирования НДС первых двух выработок (слоевых заходок) горизонтального ограждающего искусственного целика (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0÷350)

Fig. 3. Stress–strain analysis for two first stopes (cuts) in horizontal enclosure backfill (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)

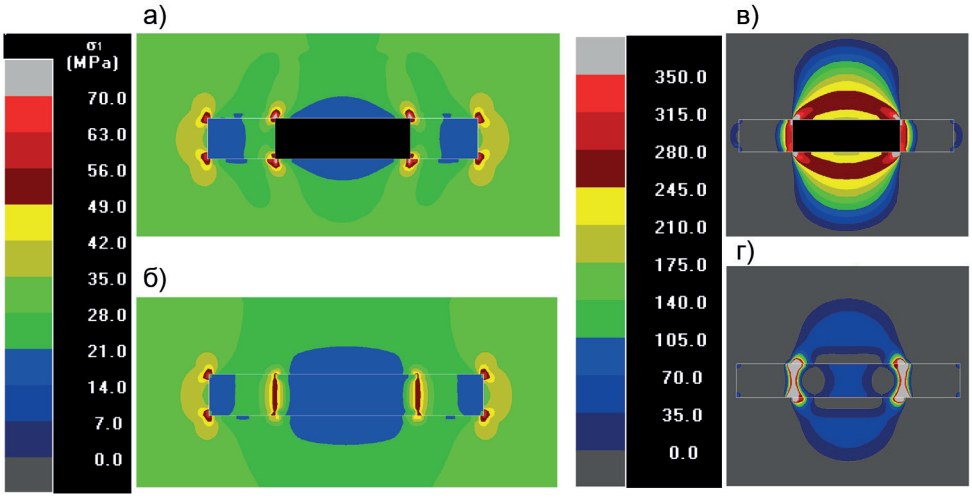


Рис. 4. Результаты моделирования НДС двух смежных выработок (слоевых заходок) в центральной части горизонтального ограждающего искусственного целика (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0 ÷ 350)

Fig. 4. Stress–strain analysis for two neighbor stopes (cuts) in the middle of horizontal enclosure backfill (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)

вых заходок в закладке формируются зоны деформаций со значениями ε_μ>350, но это практически никак не влияет на устойчивость вмещающего массива (рис. 4, *г*). Эти зоны возникают в процессе поддержания закладочным массивом, который имеет меньшие прочностные характеристики по сравнению с вмещающим массивом, налегающей толщи при отработке центральных слоевых заходок.

Вертикальные ограждающие искусственные целики шириной 6 м также проходятся в восходящем порядке слоями с последовательной твердеющей закладкой (рассмотренный в статье вариант). На рис. 5 представлены условия проходки и закладки первых нижних

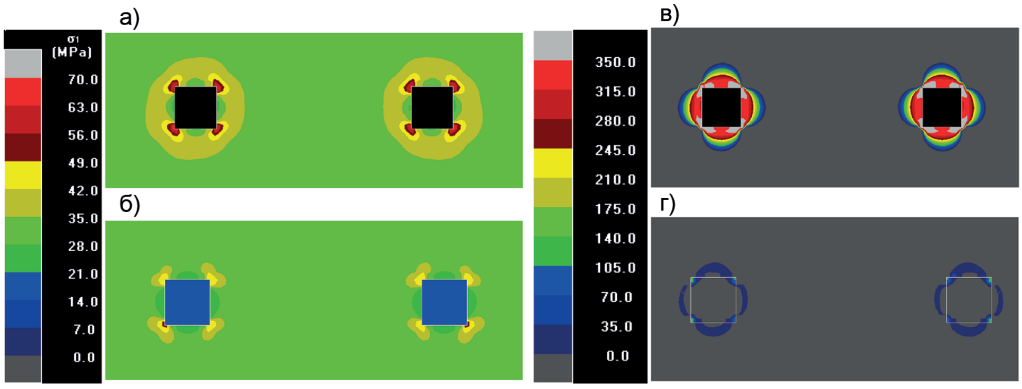


Рис. 5. Результаты моделирования НДС самых нижних слоевых заходок в вертикальном ограждающем искусственном целике (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0 ÷ 350)

Fig. 5. Stress–strain analysis for bottom stopes (cuts) in horizontal enclosure backfill (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)

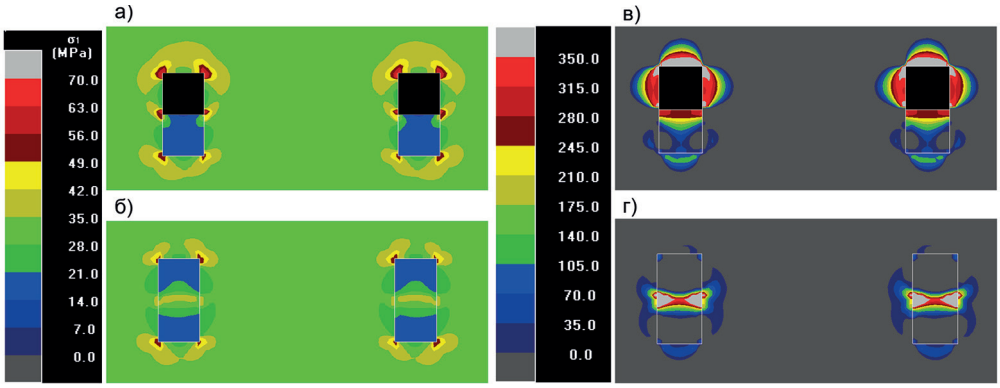


Рис. 6. Результаты моделирования НДС вторых снизу слоевых заходок в вертикальном ограждающем искусственном целике (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0 ÷ 350)

Fig. 6. Stress–strain analysis for the second from bottom stopes (cuts) in vertical enclosure backfill (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)

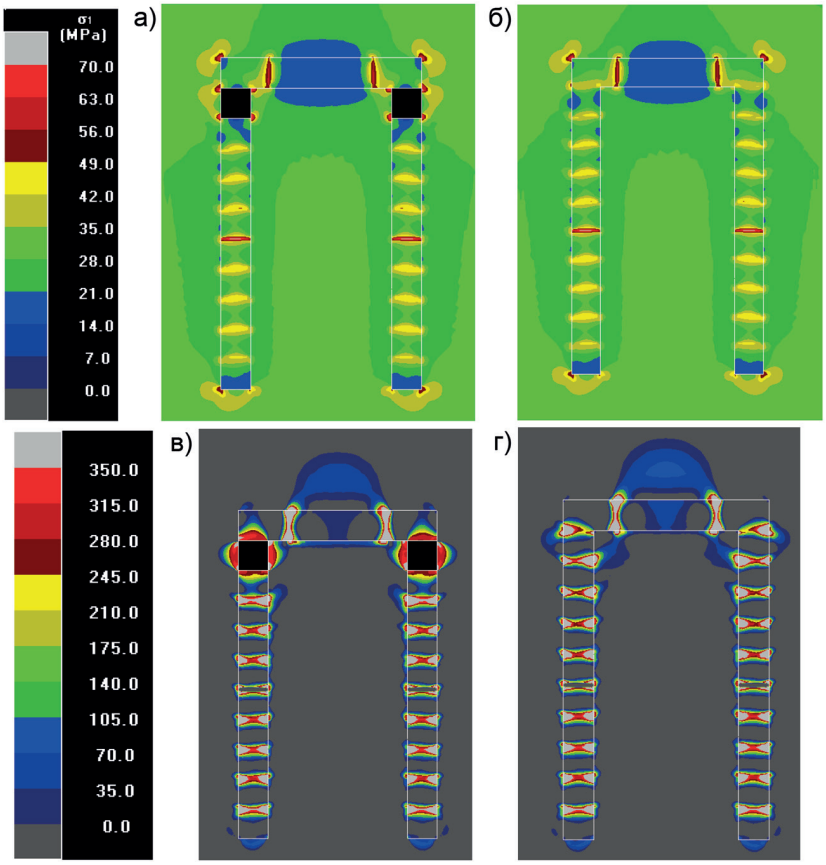


Рис. 7. Результаты моделирования НДС самых верхних слоевых заходок в вертикальном ограждающем искусственном целике на контакте с горизонтальным ограждающим искусственным целиком (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0 ÷ 350)

Fig. 7. Stress–strain analysis for top stopes (cuts) in vertical enclosure backfill at juncture with horizontal enclosure backfill (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)

слоевых заходок, затем следующих, вышележащих заходок (см. рис. 6) и самых верхних заходок, которые находятся на контакте с горизонтальным ограждающим искусственным целиком (рис. 7, 8).

По аналогии с проходкой и закладкой слоевых заходок при создании горизонтального ограждающего искусственного целика — проходка слоевых заходок в вертикальном целике создает условия перераспределения исходного поля напряжений (см. рис. 5, *а*; 6, *а*; 7, *а*), формируются зоны их концентрации. После закладки этих выработок массив разгружается (см. рис. 5, *б*; 6, *б*; 7, *б*). В угловых частях выработок и кровле массив деформируется на глубину до 0,76 м (ε_μ>350) (см. рис. 5, *в*; 6, *в*; 7, *в*). После закладки выработок деформационные процессы в основном прекращаются (см. рис. 5, *г*; 6, *г*; 7, *г*). На контактах закладочного массива на границах слоевых заходок в закладке наблюдаются небольшие зоны деформаций со значениями ε_μ>350, но это в целом не влияет на устойчивость вмещающего массива (см. рис. 5, *г*; 6, *г*; 7, *г*).

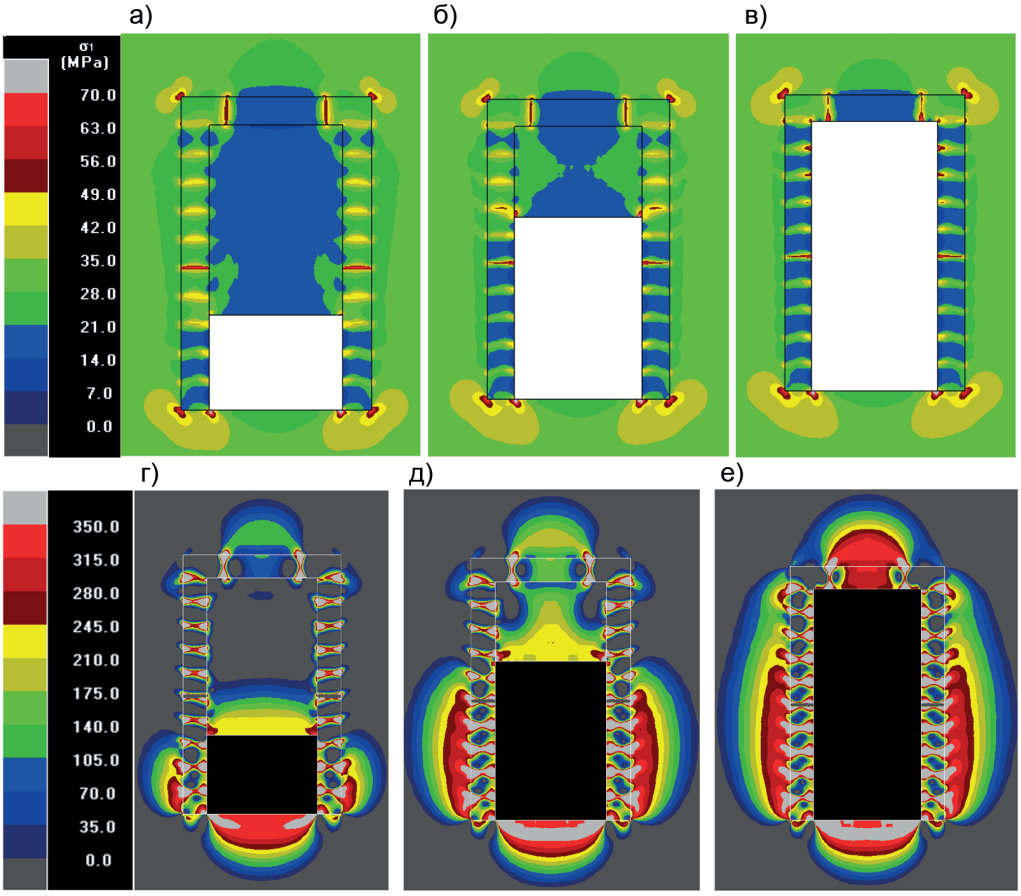


Рис. 8. Результаты моделирования НДС массива при поэтапной отработке очистной камеры на: 1/3 объема (а, г); 2/3 объема (б, д); полностью (в, е) (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0 ÷ 350)

Fig. 8. Stress–strain modeling in stage-wise stoping: 1/3 volume of stope (a, g); 2/3 volume of stope (b, d); total volume of stope (v, e) (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)

После возведения горизонтального и вертикальных ограждающих искусственных целиков поэтапно моделируется процесс отработки запасов очистной камеры в границах этих целиков (рис. 8). Рассматриваются этапы отработки камеры на 1/3, 2/3 объема и полностью системой разработки с самообрушением руды [22].

При отработке 1/3, 2/3 объема камеры формируются зоны концентрации напряжений на внешней границе ограждающих искусственных целиков в угловых частях горной конструкции, а также на контактах закладочного массива на границах слоевых заходок в закладке (рис. 8, *а*, *б*). При полной отработке камеры картина распределения напряжений схожая, но объемы зон концентрации напряжений незначительно возрастают (рис. 8, *в*). В этих зонах наблюдаются деформационные процессы на глубину до 2,5 м (ε_μ>350) (рис. 8, *г — е*). В основном зоны пластических деформаций возникают в почве камеры, не огороженной от вмещающего массива нижним ограждающим искусственным целиком (см. рис. 8, *г — е*). После пастовой закладки очистной камеры зоны концентрации напряжений во вмещающем массиве на внешней границе ограждающих целиков практически не регистрируются (рис. 9, *а*), в почве горной конструкции деформационные процессы прекращаются (рис. 9, *б*).

В процессе моделирования разработана методика определения площади внешнего контура $S_{\varepsilon\mu}$ сформированной в скальном массиве зоны растягивающих деформаций со значениями $\varepsilon_\mu = \varepsilon_\mu^k$ на ее границе с использованием программы Micromine [23] для расчета коэффициентов влияния $E_М$ и $E_{МР}$.

На первом этапе результаты моделирования микродеформаций экспортируются с расчетной сетки из программы численного моделирования (см. рис. 10) в программу Micromine в виде точек с координатами и значениями в формате таблицы Excel.

Далее в программе Micromine при помощи привязки совмещаем картину

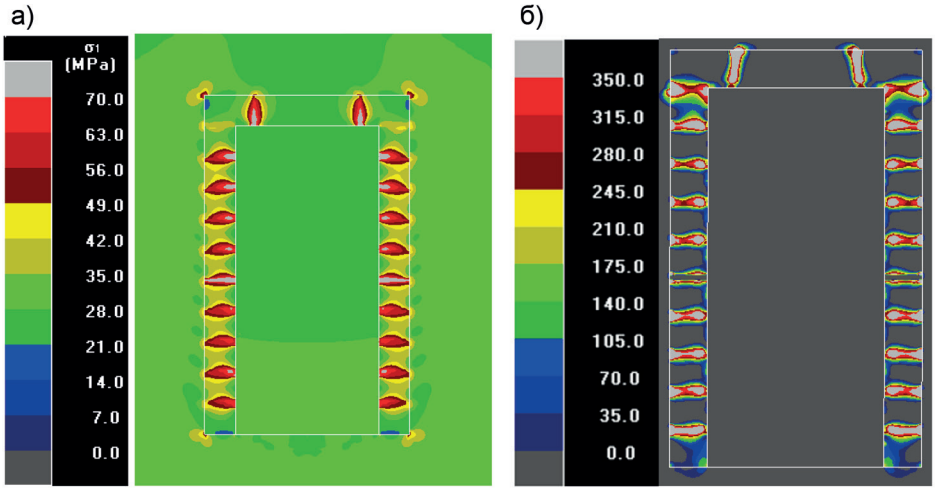
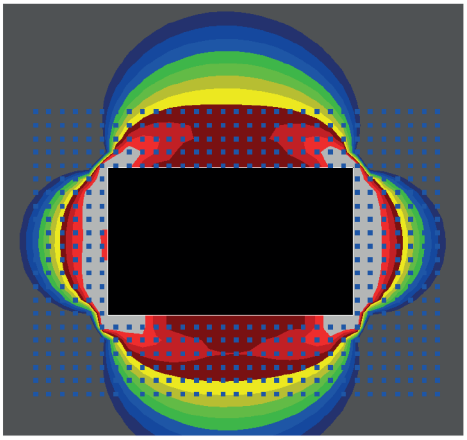


Рис. 9. Распределение главного действующего напряжения σ_1 во вмещающем массиве и микродеформаций ε_μ после полной закладки очистной камеры (спектр цветов σ_1 = 0÷70 МПа; микродеформаций ε_μ = 0 ÷ 350)

Fig. 9. Pattern of principal stress σ_1 and microstrains ε_μ after complete backfilling (color spectrum: stresses σ_1 = 0–70 MPa; microstrains ε_μ = 0–350)



	A	B	C	D
1	X	Y	Z	Microstrain
2	-2,96875	131,0394	-991,719	-229,8352966
3	-2,96875	131,0394	-992,266	-231,3961487
4	-2,96875	131,0394	-992,812	-217,8744812
5	-2,42188	131,0394	-991,719	-218,7480621
6	-1,875	131,0394	-991,719	-198,6670685
7	-2,42188	131,0394	-992,266	-229,1553955
8	-2,42188	131,0394	-992,812	-223,9085999
9	-1,875	131,0394	-992,266	-222,6178284
10	-1,875	131,0394	-992,812	-235,0674438
11	-2,96875	131,0394	-993,359	-184,8276672
12	-2,96875	131,0394	-993,906	-132,7183228
13	-2,96875	131,0394	-994,453	-70,75708008

Рис. 10. Экспортирование координат и значений микродеформаций из Map3D. X, Y, Z — координаты точек; Microstrain — микродеформация

Fig. 10. Export of coordinates and microstrains from Map3D. X, Y, Z — coordinates

деформирования вмещающего массива с координатами точек. Затем обводится контур значений микродеформаций $\varepsilon_\mu = 350$. На рис. 11 представлен контур сечения слоевой заходки и сформированная в скальном массиве зона растягивающих деформаций $\varepsilon_\mu > 350$ до границы микродеформаций $\varepsilon_\mu = 350$. В таком же порядке строится поэтапная подготовка всей каркасной горной конструкции и отработка очистной камеры. В этом же формате оценивается и объемная 3D-картина деформирования вмещающего массива на основе расчетов по нескольким сеткам с шагом их постановки a = 10 м, достаточным для получения площади $S_{\varepsilon\mu}$ и расчета коэффициента влияния $E_м$.

В качестве примера площадь сечения конструктивного элемента системы очистной заходки равна $S_{ср}$ = 60 м^2. Площадь внешнего контура сформированной в массиве зоны растягивающей деформации с учетом влияния выработки равна 74,72 м^2. Коэффициент калибровки в формуле (5) принят K_k = 0,9. Значения физико-механических свойств, принятые в модели для расчета, установлены на основе проведения экспериментов в лабораторных и шахтных условиях на

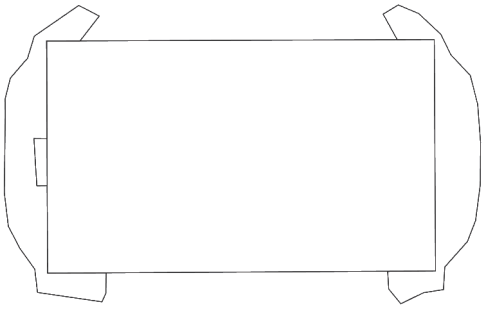


Рис. 11. Контуры выработки и зоны растягивающих деформаций со значением микродеформации $\varepsilon_\mu = 350$

Fig. 11. Outlines of stope and tensile strain zone with $\varepsilon_\mu = 350$

Таблица 3

Результаты расчетов локального коэффициента влияния $E_{МР}$ и рейтинга устойчивости вмещающего массива RMS при сооружении единичной каркасной горной конструкции и дальнейшей отработке запасов камеры с закладкой
Calculated values of local influence coefficient $E_{МР}$ and rock mass stability rating RMS in construction of a frame structure with subsequent cut and fill stoping

№ этапа	Этапы сооружения каркаса, отработки и закладки камеры	Локальный коэффициент влияния $E_{МР}$	Рейтинг устойчивости массива RMS (диапазон определен согласно этапности работ)
1	Отработка слоевых заходок (горизонтальный ограждающий искусственный целик)	0,72	–0,8÷–0,3
2	Закладка слоевых заходок (горизонтальный ограждающий искусственный целик)	0,99	–0,5÷–0,3
3	Отработка слоевых заходок (вертикальные ограждающие искусственные целики)	0,71	–0,7÷–0,4
4	Закладка слоевых заходок (вертикальные ограждающие искусственные целики)	0,99	–0,4÷–0,2
5	Отработка очистной камеры на 1/3 объема	0,84	–0,4÷–0,15
6	Отработка очистной камеры на 2/3 объема	0,82	–0,4÷–0,15
7	Отработка всего объема очистной камеры	0,82	–0,15
8	Закладка очистной камеры	0,99	–0,15÷–0,07

глубине 800 — 1000 м от земной поверхности.

Для данного случая локальный коэффициент влияния $E_{МР}$ = 0,72.

Результаты расчета локального коэффициента влияния $E_{МР}$ по расчетной сетке в численной модели при сооружении каркасной горной конструкции (горизонтального и вертикальных ограждающих искусственных целиков), закладке слоевых заходок, дальнейшей поэтапной отработке запасов камеры с закладкой, а также рейтинга устойчивости массива RMS, рассчитанного по отношению максимального действующего напряжения к исходному, представлены в табл. 3.

Результаты численного моделирования показали эффективность применения каркасной горной конструкции с точки зрения минимизации развития вторичного поля напряжений во вмещающем массиве.

Следует отметить, что $E_М$ не может быть больше 1, так как во вмещающем горнотехническую систему массиве всегда формируются зоны растягивающих деформаций. Установлено, что в условиях применения систем с этажно-принудительным обрушением руды и подэтажным обрушением $E_М$ изменяется в пределах 0,53 — 0,81 и 0,62 — 0,82 соответственно для рассматриваемых категорий устойчивости массива I — III согласно классификации, используемой в РФ.

Для камерных систем без закладки — в пределах 0,71 — 0,86, с закладкой камер — 0,72 — 0,92 (категории устойчивости массива I — III).

Для системы отработки горизонтальными слоями с пастовой закладкой границы изменения $E_М$ — 0,76 — 0,91 (категории устойчивости массива I и II).

Для камерно-столбовых систем — 0,72 — 0,89 (категории устойчивости мас-

сива I и II). В условиях применения разрабатываемых природоподобных горных конструкций — сотовой и каркасной, коэффициент влияния изменяется от 0,94 до 0,99 и от 0,96 до 0,99 соответственно (категории устойчивости массива I — III).

Результаты расчетов коэффициента влияния $E_М$ по системам разработки различного класса представлены в работе [21].

Выводы

Для исследования характера развития и параметров вторичного поля напряжений предложен новый показатель — коэффициент влияния $E_М$, отражающий степень изменения исходного поля напряжений при ведении горных работ, а также рейтинг устойчивости массива RMS. Их значения для условий применения каркасной горной конструкции при поэтапном построении горнотехнической системы изменяются в диапазоне $E_{МР}$ = 0,71÷0,99, RMS = –0,8÷–0,07. Проведено сравнение с условиями традиционно применяемых систем разработки различного класса.

Представлены результаты численного моделирования НДС единичного блока каркасной горной конструкции. Разработана методика определения площади внешнего контура сформированной в скальном массиве зоны растягивающих деформаций для расчетов коэффициентов влияния $E_М$ и локального $E_{МР}$.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П.* Геоэкология освоения недр Земли и экогеотехнологии разработки месторождений. — М.: Научтехлитиздат, 2015. — 360 с.

2. *Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П.* Природоподобная геотехнология комплексного освоения недр: проблемы и перспективы. — М.: Научтехлитиздат, 2020. — 368 с.

3. *Еременко В. А., Галченко Ю. П., Липницкий Н. А., Умаров А. Р.* Каркасная горная конструкция при подземной разработке мощных рудных месторождений // Горный журнал. — 2021. — № 9. — С. 11 — 18. DOI: 10.17580/gzh.2021.09.02.

4. *Castro R., Arancibia L., Gomez R.* Quantifying fines migration in block caving through 3D experiments // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2022, vol. 151, article 105033. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2022.105033.

5. *Shuai Xu, Ruiyu Liang, Fidelis T. Suorineni, Yuanhui Li* Evaluation of the use of sublevel open stoping in the mining of moderately dipping medium-thick orebodies // International Journal of Mining Science and Technology. 2021, vol. 31, pp. 333 — 346. DOI: 10.1016/j.ijmst.2020.12.002.

6. *Qingqing Jia, Ganqiang Tao, Yongjin Liu, Shanyong Wang* Laboratory study on three-dimensional characteristics of gravity flow during longitudinal sublevel caving // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2021, vol. 144, article 104815. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104815.

7. *Sarfarazi V., Babanouri N., Fattahi S., Asgari K.* Study on failure mechanism of room and pillar with different shapes and configurations under uniaxial compression using experimental test and numerical simulation // Underground Space. 2023, vol. 9, pp. 105 — 121. DOI: 10.1016/j.undsp.2022.07.002.

8. *Nan Zhou, Erbao Du, Meng Li, Jixiong Zhang, Chaowei Dong* Determination of the stability of residual pillars in a room-and-pillar mining goaf under eccentric load // Energy Reports. 2021, vol. 7, pp. 9122 — 9132. DOI: 10.1016/j.egyr.2021.11.140.

9. *Агошков М. И.* Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. — М.: Наука, 1965. — 220 с.

10. *Барях А. А.*, *Ломакин И. С.*, *Самоделкина Н. А.*, *Тенисон Л. О.* Оценка степени нагружения междукамерных целиков при отработке двух пластов на Верхнекамском месторождении солей // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 1. — С. 5—19. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_5.

11. *Журавлева О. Г.*, *Жукова С. А.*, *Аветисян И. М.*, *Дмитриев С. В.* Исследование сейсмической активности при отработке месторождения встречными фронтами // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 12-1. — С. 143—154. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_121_0_143.

12. *Господариков А. П.*, *Зацепин М. А.*, *Выходцев Я. Н.*, *Нгуен Чи Тхань* Численное моделирование воздействия сейсмических волн на породный массив, вмещающий подземные сооружения // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 7. — С. 116—130. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_7_0_116.

13. *Бокий И. Б.*, *Зотеев О. В.*, *Пуль В. В.* Прогноз положения границ зоны опасных сдвижений при дальнейшей отработке кимберлитовой трубки «Мир» // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 5-2. — С. 48—57. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_52_0_48.

14. *Курленя М. В.*, *Серяков В. М.*, *Еременко А. А.* Техногенные геомеханические поля напряжений. — Новосибирск: Наука, 2005. — 264 с.

15. Борщ-*Компониец В. И.* Практическая геомеханика горных пород. — М.: Изд-во «Горная книга», 2013. — 322 с.

16. *Рыбин В. В.*, *Константинов К. Н.*, *Каган М. М.*, *Панасенко И. Г.* Принципы организации комплексной системы мониторинга устойчивости объектов горнодобывающего предприятия // Горный журнал. — 2020. — № 1. — С. 53—57. DOI: 10.17580/gzh.2020.01.10.

17. *Еременко В. А.*, *Галченко Ю. П.*, *Косырева М. А.*, *Умаров А. Р.* О структуре техногенно измененных недр как нового литосферного объекта // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. — 2021. — Т. 8. — № 1. — С. 60—65. DOI: 10.15372/FPVGN2021080108.

18. *Stacey T. R.* A simple extension strain criterion for fracture of brittle rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1981, vol. 18, pp. 469—474. DOI: 10.1016/0148-9062(81)90511-8.

19. *Ndlovu X.*, *Stacey T. R.* Observations and analyses of roof guttering in a coal mine // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 2007, vol. 107, no. 8, pp. 477—492.

20. *Лушников В. Н.*, *Сэнди М. П.*, *Еременко В. А.*, *Коваленко А. А.*, *Иванов И. А.* Методика определения зоны распространения повреждения породного массива вокруг горных выработок и камер с помощью численного моделирования // Горный журнал. — 2013. — № 12. — С. 11—16.

21. *Еременко В. А.*, *Галченко Ю. П.*, *Косырева М. А.* Оценка влияния геометрических параметров традиционно применяемых и природоподобных систем подземной разработки рудных месторождений на исходное поле напряжений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2020. — № 3. — С. 98—109. DOI: 10.15372/FTPRPI20200310.

22. *Галченко Ю. П.*, *Еременко В. А.*, *Янбеков А. М.* Обоснование новых возможностей использования энергии гравитационного поля Земли при подземной разработке рудных месторождений конвергентными горными технологиями // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2022. — № 3. — С. 87—96. DOI: 10.15372/FTPRPI20220309.

23. *Курцев Б. В.*, *Федотов Г. С.* Геомеханическое сопровождение горных работ с использованием ГГИС Micromine // Горный журнал. — 2022. — № 1. — С. 45—50. DOI: 10.17580/gzh.2022.01.08. ГИАБ

REFERENCES

1. Trubetskoy K. N., Galchenko Yu. P. *Geoekologiya osvoeniya nedr Zemli i ekogeotekhnologii razrabotki mestorozhdeniy* [Geoecology of subsoil management and ecotechnologies of mineral mining], Moscow, Nauchtekhlitizdat, 2015, 360 p.

2. Trubetskoy K. N., Galchenko Yu. P. *Prirodopodobnaya geotekhnologiya kompleksnogo osvoeniya nedr: problemy i perspektivy* [Nature-like geotechnology toward integrated subsoil use: challenges and prospects], Moscow, Nauchtekhlitizdat, 2020, 368 p.

3. Eremenko V. A., Galchenko Yu. P., Lipnitskiy N. A., Umarov A. R. Frame mine structure for underground mining of thick ore bodies. *Gornyi Zhurnal*. 2021, no. 9, pp. 11 – 18. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2021.09.02.

4. Castro R., Arancibia L., Gomez R. Quantifying fines migration in block caving through 3D experiments. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2022, vol. 151, article 105033. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2022.105033.

5. Shuai Xu, Ruiyu Liang, Fidelis T. Suorineni, Yuanhui Li Evaluation of the use of sublevel open stoping in the mining of moderately dipping medium-thick orebodies. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2021, vol. 31, pp. 333 – 346. DOI: 10.1016/j.ijmst.2020.12.002.

6. Qingqing Jia, Ganqiang Tao, Yongjin Liu, Shanyong Wang Laboratory study on three-dimensional characteristics of gravity flow during longitudinal sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2021, vol. 144, article 104815. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104815.

7. Sarfarazi V., Babanouri N., Fattahi S., Asgari K. Study on failure mechanism of room and pillar with different shapes and configurations under uniaxial compression using experimental test and numerical simulation. *Underground Space*. 2023, vol. 9, pp. 105 – 121. DOI: 10.1016/j.undsp.2022.07.002.

8. Nan Zhou, Erbao Du, Meng Li, Jixiong Zhang, Chaowei Dong Determination of the stability of residual pillars in a room-and-pillar mining goaf under eccentric load. *Energy Reports*. 2021, vol. 7, pp. 9122 – 9132. DOI: 10.1016/j.egyr.2021.11.140.

9. Agoshkov M. I. *Konstruirovanie i raschety sistem i tekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdeniy* [Systems and technologies for metallic mineral mining: Design and computation], Moscow, Nauka, 1965, 220 p.

10. Baryakh A. A., Lomakin I. S., Samodelkina N. A., Tenison L. O. Loading of rib pillars in multiple seam mining at the Upper Kama salt deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, no. 1, pp. 5 – 19. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_5.

11. Zhuravleva O. G., Zhukova S. A., Avetisian I. M., Dmitriev S. V. Study of seismic activity during mining of a rockburst hazardous deposit with counter fronts. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 12-1, pp. 143 – 154. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_121_0_143.

12. Gospodarikov A. P., Zatsepin M. A., Ya.N. Vykhodtsev, Nguen C. T. Numerical modeling of seismic wave impact on enclosing rock mass surrounding underground structures. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 7, pp. 116 – 130. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_7_0_116.

13. Bokiy I. B., Zoteev O. V., Pul V. V. Forecast of the position of the displacement zone when using systems with a fixed space. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 5-2, pp. 48 – 57. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_52_0_48.

14. Kurlenya M. V., Seryakov V. M., Eremenko A. A. *Tekhnogennye geomekhanicheskie polya napryazheniy* [Induced stress fields], Novosibirsk, Nauka, 2005, 264 p.

15. Borshch-Komponiets V. I. *Prakticheskaya geomekhanika gornykh porod* [Applied rock mechanics], Moscow, Izd-vo «Gornaya kniga», 2013, 322 p.

16. Rybin V. V., Konstantinov K. N., Kagan M. M., Panasenko I. G. Methodology of integrated stability monitoring in mines. *Gornyi Zhurnal*. 2020, no. 1, pp. 53 – 57. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2020.01.10.

17. Eremenko V. A., Galchenko Yu. P., Kosyreva M. A., Umarov A. R. Structure of manmade-altered subsoil as a new object in lithosphere. *Mining sciences: fundamental and applied issues*. 2021, vol. 8, no. 1, pp. 60 – 65. [In Russ]. DOI: 10.15372/FPVGN2021080108.

18. Stacey T. R. A simple extension strain criterion for fracture of brittle rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 1981, vol. 18, pp. 469 – 474. DOI: 10.1016/0148-9062(81)90511-8.

19. Ndlovu X., Stacey T. R. Observations and analyses of roof guttering in a coal mine. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 2007, vol. 107, no. 8, pp. 477 – 492.

20. Lushnikov V. N., Sandy M. P., Eremenko V. A., Kovalenko A. A., Ivanov I. A. Method of definition of the zone of rock mass failure range around mine workings and chambers by numerical modeling. *Gornyi Zhurnal*. 2013, no. 12, pp. 11 – 16. [In Russ].

21. Eremenko V. A., Galchenko Yu. P., Kosyreva M. A. Effect of mining geometry on natural stress field in underground ore mining with conventional and nature-like technologies. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2020, no. 3, pp. 98 – 109. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20200310.

22. Galchenko Yu. P., Eremenko V. A., Yanbekov A. M. New capabilities of the Earth's gravitational field energy in underground ore mining with convergent technologies. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2022, no. 3, pp. 87 – 96. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20220309.

23. Kurtsev B. V., Fedotov G. S. MICROMINE-based geomechanical supervision of mining. *Gornyi Zhurnal*. 2022, no. 1, pp. 45 – 50. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2022.01.08.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Умаров Абдулжалил Рамисович[1] – аспирант,
e-mail: flek1231998@mail.ru,
Еременко Виталий Андреевич[1] – д-р техн. наук,
профессор РАН, директор
научно-исследовательского центра
«Прикладная геомеханика
и конвергентные горные технологии»,
профессор кафедры физических процессов
горного производства и геоконтроля,
e-mail: prof.eremenko@gmail.com,
[1] Горный институт, НИТУ «МИСиС».
Для контактов: Еременко В.А., e-mail: prof.eremenko@gmail.com.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

A.R. Umarov[1], Graduate Student,
e-mail: flek1231998@mail.ru,
V.A. Eremenko[1], Dr. Sci. (Eng.), Professor,
Director of Research Center for Applied Geomechanics
and Convergent Technologies in Mining,
Professor at Department of Physical Processes
in Mining and Geocontrol,
e-mail: prof.eremenko@gmail.com,
[1] Mining Institute, National University of Science
and Technology «MISiS», 119049, Moscow, Russia.
Corresponding author: V.A. Eremenko, e-mail: prof.eremenko@gmail.com.

Получена редакцией 02.01.2023; получена после рецензии 17.02.2023; принята к печати 10.03.2023.
Received by the editors 02.01.2023; received after the review 17.02.2023; accepted for printing 10.03.2023.