

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ КАРСТОВОЙ ПОЛОСТИ НА УСТОЙЧИВОСТЬ РУДНОГО МАССИВА ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПАДНОЙ ЯКУТИИ

А.Г. Протосеня¹, А.В. Веселова¹

¹ Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II,
Санкт-Петербург, Россия, e-mail: veselova.nastia2015@yandex.ru

Аннотация: Разработка рудных месторождений сопровождается рядом проблем, одной из которых является наличие подземных полостей выщелачивания во вмещающем и рудном массивах. Подземные полости больших размеров и сложной формы могут оказывать негативное влияние на безопасную отработку месторождения и стать причиной обрушения горных пород. Проведен обзор существующих методик, используемых для оценки устойчивости горного массива вблизи полостей, методик оценки устойчивости горного массива при разработке рудного месторождения системой разработки подэтажного обрушения при наличии подземных пустот техногенного происхождения. Численное моделирование на основе метода конечных элементов использовалось для прогноза напряженно-деформированного состояния вблизи полости, расположенной на глубоких горизонтах, при ее надработке. Для описания рудного и вмещающего массива вблизи горизонтов отработки и полости была использована упруго-идеально-пластическая модель Кулона–Мора. Структурная нарушенность учитывалась путем снижения прочностных свойств горных пород по эмпирической методике Хука–Брауна. Геотехническая специализированная программа использовалась для обработки данных испытаний образцов горных пород и построения паспорта прочности нарушенного массива. Критерии Кулона–Мора и Хука–Брауна применяются для оценки устойчивости рудного целика между горизонтом отработки и полостью на различных этапах отработки рудного тела. Определена минимальная мощность рудного целика, при которой он будет устойчив. Полученные численные результаты сопоставляются с аналитическими расчетами по вышеупомянутым методикам. В результате сделаны выводы о возможности применения некоторых методик для определения устойчивости рудного целика между подземной полостью и горизонтами отработки.

Ключевые слова: полость выщелачивания, физико-механические свойства горной породы, кимберлитовая трубка, критерий Кулона–Мора, критерий Хука–Брауна, критерий устойчивости, упруго-идеально-пластическая модель Кулона–Мора, отработка рудного месторождения.

Для цитирования: Протосеня А. Г., Веселова А. В. Оценка влияния карстовой полости на устойчивость рудного массива при разработке месторождений Западной Якутии // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2025. – № 1-1. – С. 33–46. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_11_0_33.

Assessment of karst cave influence on ore body stability during development of Western Yakutia deposits

A.G. Protosenya¹, A.V. Veselova¹

¹ Empress Catherine II Saint-Petersburg Mining University, Saint-Petersburg, Russia,
e-mail: veselova.nastia2015@yandex.ru

Abstract: The development of ore deposits is accompanied by a number of problems, one of which is the presence of underground caves in the host and ore mass. Underground caves of large size and complex shape can have a negative impact on the safe mining of the deposit and cause rock collapse. A review of existing methods used to assess the stability of the rock mass near underground caves, as well as methods of assessing the stability of the rock mass in the development of an ore deposit by the system of development of under-story caving in the presence of underground caves of anthropogenic origin. Numerical modeling based on the finite element method was used to predict the stress-strain state in the vicinity of a underground cave located at deep horizons during the development of the deposit. The Coulomb–Mohr elastic-ideal-plastic model was used to describe the ore and host mass near the mining and underground horizons. Structural disturbance was accounted for by reducing rock strength properties using the empirical Hoek-Brown methodology. A geotechnical specialized program was used to process the test data of rock samples and to construct a strength passport for the disturbed rock mass. The Coulomb-Mohr and Hoek-Brown criteria are used to assess the stability of the ore pillar between the mining horizon and the underground caves at various stages of ore body mining. The minimum thickness of the ore pillar at which it will be stable is determined. The obtained numerical results are compared with analytical calculations according to the above-mentioned methods. As a result, conclusions are drawn about the possibility of using some methods to determine the stability of the ore pillar between a underground cave and mining horizons.

Key words: leaching cave, physical and mechanical properties of rock, kimberlite pipe, Coulomb–Mohr criteria, Hoek–Brown criteria, failure criteria, elastic-ideal-plastic Coulomb–Mohr model, ore deposit mining.

For citation: Protosenya A. G., Veselova A. V. Assessment of karst cave influence on ore body stability during development of Western Yakutia deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025;(1-1):33-46. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_11_0_33.

Введение

Карст распространен во многих регионах России и мира. Можно отметить карст на платформенных территориях Предуралья, как пример — Кунгурская Ледяная пещера. На Узельгинском месторождении Республики Башкортостан присутствуют карстовые полости, которые заполнены подземными водами. Они представляют серьезную опасность для подземных горных работ. В преде-

лах Соколовского железорудного месторождения Республики Казахстан также развит карст, как поверхностный, так и глубинный.

Обычно карстовые образования приурочены к карбонатным породам. В меньшей степени карст распространен в гипсовых и соляных породах, исследованию которых посвящено много работ.

Особенно сильно карбонатный карст проявляется в карстовом регионе на юго-

западе Китая [1]; обнажения карбонатных пород занимают площадь около 0,91–1,3 млн км² и являются одной из крупнейших в мире геоморфологических зон развития карста [2]. Строительство тоннелей мелкого заложения в карстовом регионе Китая представляют собой распространенную проблему [3]. В связи с этим существует множество исследований, посвященных проблеме карста в Китае. В работах [4–6] решались аналитические задачи по определению устойчивости массива горных пород между тоннелем и карстовой полостью, а также по определению механизма обрушения глубоких тоннелей, проходящих вблизи карста [7]. Описываются методы оценки рисков для прогнозирования устойчивости тоннелей вблизи карстовых полостей [8–10], создаются физические модели для прогнозирования прорыва вод в тоннель [11, 12].

Как уже было сказано, разработка рудных месторождений сопровождается рядом проблем, одной из которых является наличие карстовых полостей во вмещающем и рудном массивах. Несмотря на высокие прочностные свойства скального массива, карстовые полости больших размеров и сложной формы могут оказывать негативное влияние на безопасную отработку месторождения и стать причиной обрушения горных пород и прорыва подземных вод в горные выработки.

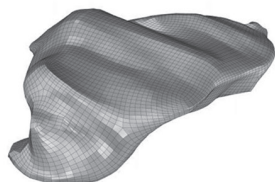
Цель данного исследования состоит в определении минимальной мощности рудного массива между подземной полостью и отрабатываемым горизонтом (рудного целика), при которой не произойдет потери устойчивости рудного массива при приближении горных работ к данной полости.

Задачи исследования включают в себя:

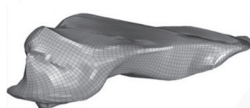
- обработку геологических данных;
- создание численной модели отработки месторождения;
- оценку устойчивости рудного целика (т.е. определение наименьшей мощности) по критериям Кулона–Мора и Хука–Брауна;
- сравнение результатов, полученных путем численного моделирования и некоторых аналитических методик.

Объектом исследования в данной работе является массив горных пород в пределах одного из рудных месторождений Западной Якутии, разработка которого осложнена наличием подземных пустот. Исследуемая полость (рис. 1) имеет большие размеры и сложную форму [13]. Определение конфигурации полости проводилось при помощи геофизических методов. Максимальные размеры в плане составляют 150×230 м, средняя высота — около 30 м. Полость выщелачивания находится в пределах водонапорного горизонта и заполнена высокоминерализованными подземными водами.

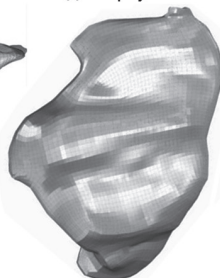
Общий вид



Вид сбоку



Вид сверху



Вид сзади

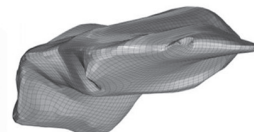


Рис. 1. Подземная полость выщелачивания [составлено авторами]

Fig. 1. Underground leaching cave [compiled by the authors]

Карст зоны многолетней мерзлоты Якутии до второй половины XX в. был изучен крайне слабо. В 1970–80-х годах при изучении внутреннего строения участка верховьев реки Алаakit Западной Якутии был выявлен участок интенсивного развития карста под мощной толщей нерастворимых пород [14]. Карст проявляется в виде полостей, закарстованных трещин, которые обычно выполнены глинами и слоистыми глинисто-песчано-гравийно-галечными отложениями.

Метод исследования

В данном исследовании используется численное моделирование на основе метода конечных элементов для прогноза напряженно-деформированного состояния вблизи описанной карстовой полости, расположенной на больших глубинах.

Полученные численные результаты сопоставляются с аналитическими решениями.

Подготовка и обработка исходных данных

Вмещающий массив сложен в основном глинистыми и алевритистыми известняками и доломитами с прослоями терригенных пород, таких как глина, алевролит, мергель, также встречаются маломощные прослойки каменной соли. Начиная с известково-доломитовой толщи, основную часть разреза составляют пористо-кавернозные доломиты и известняки. В нижних геологических слоях преобладают плотные доломиты и известковистые доломиты с прослоями известняков, глинистых известняков, мергелей и аргиллитов.

На рис. 2 представлен геологический разрез вмещающего и рудного массива. В результате анализа данных испытаний образцов горных пород были получены диаграммы зависимости прочностных свойств вмещающего массива от глубины (рис. 3). На этих диаграммах хорошо прослеживается закономерность увеличения прочностных свойств с глубиной,

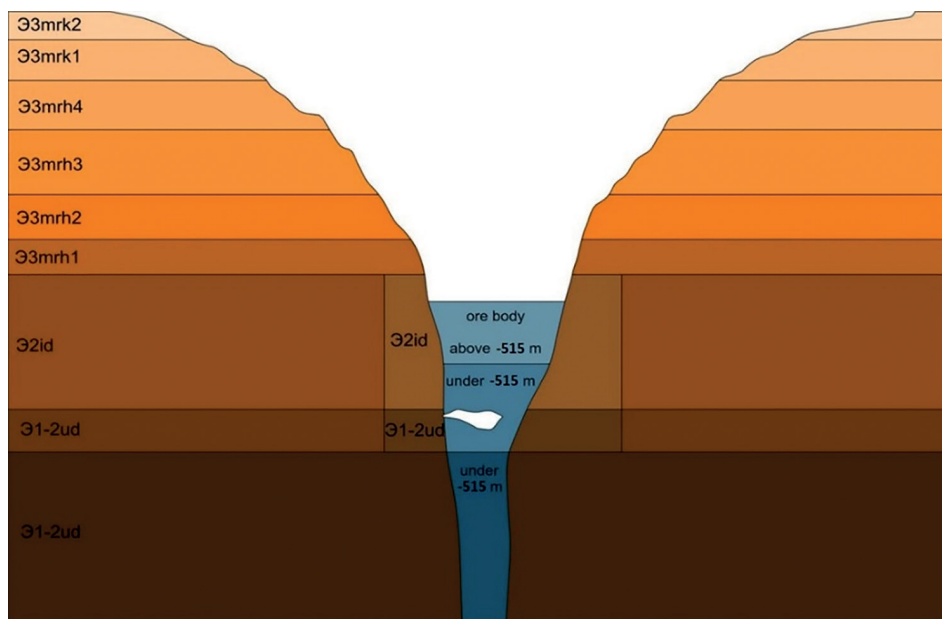


Рис. 2. Стратиграфия месторождения [составлено авторами]

Fig. 2. Deposit stratigraphy [compiled by the authors]

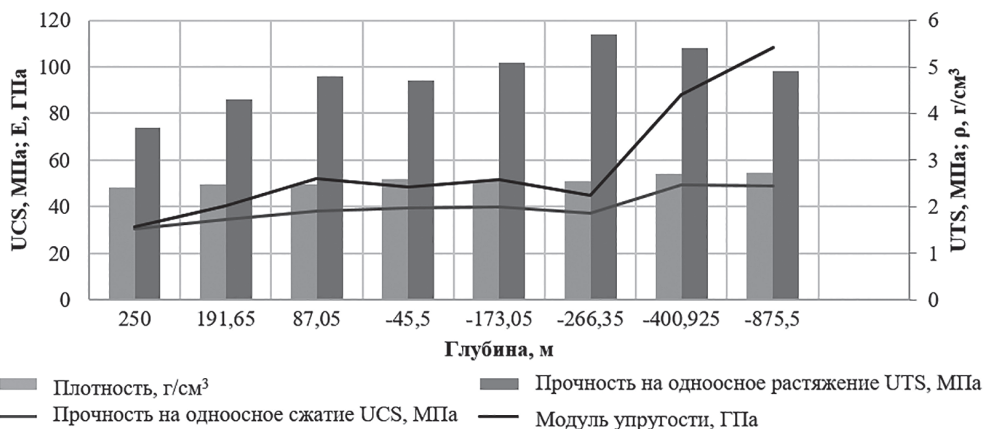


Рис. 3. Распределение прочностных свойств вмещающих горных пород по глубине [составлено авторами]
 Fig. 3. Distribution of strength properties of surrounding rocks by depth [compiled by the authors]

плотность практически остается постоянной.

Для учета нарушенности вмещающего и рудного массивов необходимо было занизить их физико-механические свойства, другими словами, перейти от свойств образца к свойствам нарушенного массива. Для этого можно использовать различные методики. Наиболее распространенными являются методика Бенявского Rock Mass Rating, которая была применена к скальному массиву в работе [15], геологический индекс прочности GSI [16] и Бартон Q.

Для учета нарушенности рудного и вмещающего массивов использовалась специализированная геотехническая программа, с помощью которой по данным испытаний горных пород на одноосное и трехосное сжатие, а также растяжение были построены паспорта прочности в осях главных напряжений ненарушенных вмещающего и рудного массивов. Они представлены на графиках (рис. 4). С помощью показателя геологического индекса прочности GSI, который был определен по результатам кернового бурения, были построены паспорта проч-

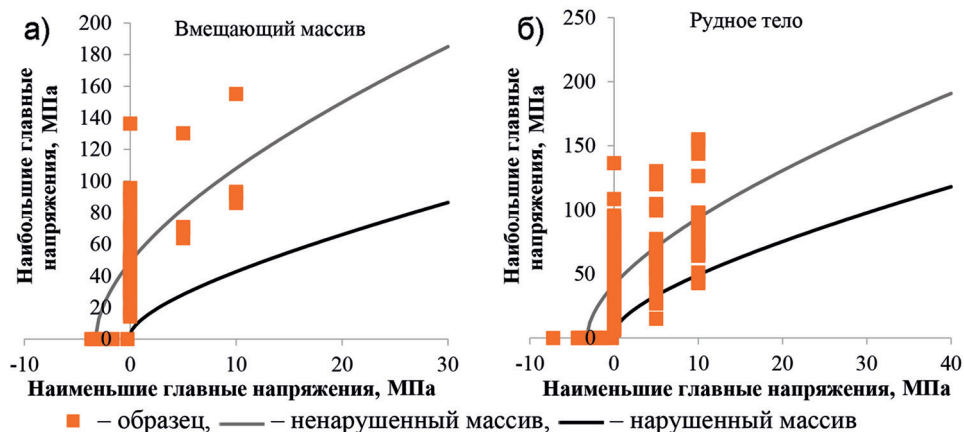


Рис. 4. Паспорт прочности в осях главных напряжений: для вмещающих горных пород (а); для рудного тела (б) [составлено авторами]

Fig. 4. Strength certificate: of surrounding rocks (a); of ore body (b) [compiled by the authors]

Таблица 1

Физико-механические свойства вмещающего массива [составлено авторами]
Physical-mechanical properties of the surrounding rock [compiled by the authors]

| Вмещающий массив | Плотность, г/см ³ | Модуль Юнга*, ГПа | Коэффициент Пуассона* | Прочность на одноосное сжатие, МПа | Прочность на одноосное растяжение, МПа | Сцепление, МПа | Угол внутреннего трения*, град. |
|-----------------------------|------------------------------|-------------------|-----------------------|------------------------------------|--|----------------|---------------------------------|
| Э3mrk2 выше 238,9 м | 2,41 | 31,5 (5,81) | – (0,32) | 30,6 | 3,7 | 20,8 (4,88) | 34,8 (–) |
| Э3mrk1 238,9...144,4 м | 2,49 | 40,4 (7,13) | – (0,32) | 34,5 | 4,3 | 21 (4,63) | 35 (–) |
| Э3mrh4 144,4...29,7 м | 2,49 | 51,9 (9,27) | – (0,32) | 38,3 | 4,8 | 21,1 (4,69) | 35,4 (–) |
| Э3mrh3 29,7...–120,7 м | 2,6 | 48,7 (9,24) | – (0,32) | 39,5 | 4,7 | 21,3 (5,05) | 35,9 (–) |
| Э3mrh2 –120,7...–225,4 м | 2,58 | 51,7 (9,99) | – (0,32) | 39,8 | 5,1 | 21,6 (5,16) | 36,4 (–) |
| Э3mrh1 –225,4...–307,3 м | 2,54 | 45,1 (8,79) | – (0,32) | 37,3 | 5,7 | 21,7 (5,21) | 36,7 (–) |
| Э2id –307,3...–621 м | 2,7 | 88,3 (18,12) | – (0,32) | 49,3 | 5,4 | 29,6 (5,55) | 37,7 (36) |
| Э1-2ud ниже –621 м | 2,73 | 108,2 (20,90) | – (0,32) | 48,9 | 4,9 | 32,2 (5,16) | 38,5 (35) |

* В скобках – значения ФМС вмещающего массива, учитывающие его нарушенность, рассчитанные по методике Хука–Брауна по данным испытаний образцов горных пород вмещающего массива.

Таблица 2

Физико-механические свойства рудного массива [составлено авторами]
Physical-mechanical properties of the ore mass [compiled by the authors]

| Рудное тело | Плотность, г/см ³ | Модуль Юнга*, Е, ГПа | Коэффициент Пуассона* | Прочность на одноосное сжатие UCS, МПа | Прочность на одноосное растяжение UTS, МПа | Сцепление, МПа | Угол внутреннего трения*, град. |
|-------------|------------------------------|----------------------|-----------------------|--|--|----------------|---------------------------------|
| выше –515 м | 2,48 | 42,2 (9,88) | 0,23 (0,23) | 41,8 | 5,3 | – (6,58) | – (25) |
| ниже –515 м | 2,55 | 31,5 (7,87) | 0,24 (0,24) | 31,9 | 4,4 | – (7,02) | – (26) |

* В скобках – значения ФМС рудного массива, учитывающие его нарушенность, рассчитанные по методике Хука–Брауна по данным испытаний образцов горных пород рудного массива.

ности вмещающего массива и рудного тела с учетом их нарушенности. Как результат, в табл. 1 и 2 представлены физико-механические свойства (далее ФМС) и эквивалентные параметры упруго-идеально-пластической модели Кулона–Мора соответственно для вмещающего массива и рудного тела.

Подготовка численной модели

В отечественной практике при переходе от открытого к подземному спо-

субу отработки крутопадающих месторождений применяются в основном два класса систем разработки [17]:

- выемка подкарьерных запасов месторождений системами с массовым обрушением руды и вмещающих пород;
- выемка системами с закладкой при оставлении безопасного рудного целика под дном карьера, который впоследствии погашается системами поэтажного обрушения, или с закладкой при возведении бетонной потолочины [18].

На данном месторождении применяется система разработки с обрушением с последовательным порядком отработки этажей. Выемку руды ведут подэтажами в нисходящем порядке. Так как данное исследование не было сфокусировано главным образом на параметрах системы отработки, интересующим показателем стала высота подэтажа, которая равна 20 – 25 м.

Системы разработки с обрушением предполагают давление обрушенной горной породы [19], которое задавалось по треугольной эпюре с учетом разрыхления обрушенной породы и ее слеживаемости. Данные параметры учитывались с помощью коэффициента структурного ослабления для отбитой горной массы.

Численная модель имеет размеры в плане 2,8 на 2,1 км, высота составляет 1,4 км. Данные размеры обусловлены размерами карстовой полости — отложено 5 – 6 пролетов в каждую сторону от карстовой полости. Массив находится в тектоническом поле напряжений и ориентирован таким образом, что главные напряжения, действующие в массиве,

сонаправлены с координатными осями (рис. 5, а). Напряжения, действующие в массиве, определялись различными экспериментальными методами, в том числе методом кольцевой разгрузки [20]. Коэффициенты бокового давления по двум горизонтальным осям составляют 0,82 и 1,43. Вертикальная составляющая определяется собственным весом пород.

Кроме того, так как карстовая полость находится в пределах водонапорного горизонта и заполнена подземными водами, на начальном этапе внутри нее было задано гидростатическое давление подземных вод 2,4 МПа с градиентом по вертикальной оси для учета собственного веса подземных вод (рис. 5, б).

После задания начального поля напряжений на первом этапе расчета, на дальнейших шагах проводилась отработка горизонтов в последовательном нисходящем порядке без совмещения отработки нескольких подэтажей, горизонты отработки представлены на рис. 5, в. Одновременно с увеличением глубины разработки на расчетных шагах снижа-

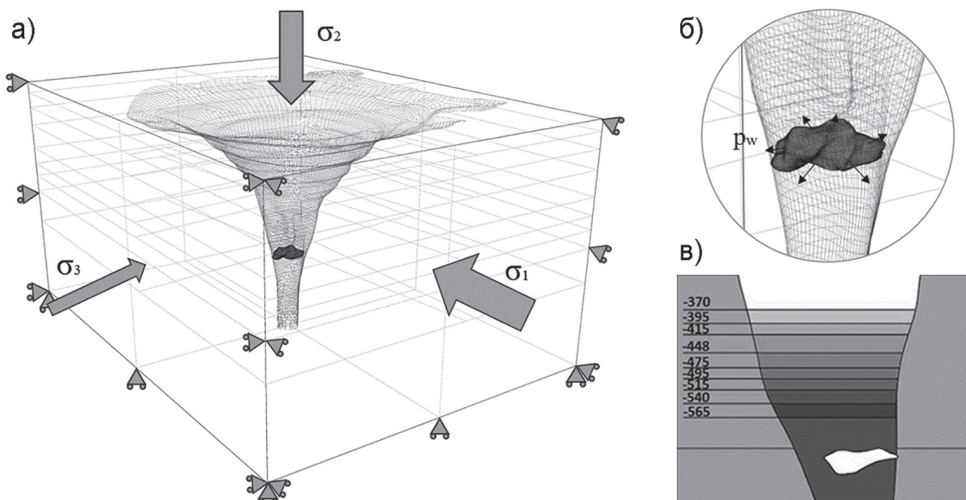


Рис. 5. Расчетная схема численной модели: общий вид (а); участок рудного тела вблизи карстовой полости (б); обрабатываемые горизонты (в) [составлено авторами]

Fig. 5. Calculation scheme numerical model: general view (a); area of the ore body near a underground leaching cave (b); mining horizons (v) [compiled by the authors]

лось давление подземных вод внутри карстовой полости и увеличивалось давление от обрушенных пород.

Моделирование производится в программном комплексе Abaqus CAE, подходящем для решения геотехнических задач.

Оценка устойчивости рудного целика

Для оценки устойчивости массива горных пород обычно применяются прочностные или деформационные критерии [21, 22]. Оценка устойчивости проводилась по нескольким критериям. Первые два, которые использовались в совокупности с численным моделированием, — это критерий Кулона–Мора (1) [23, 24] и Хука–Брауна (2) [25, 26]. Сущность заключается в оценке комбинации наибольших и наименьших главных напряжений, действующих в массиве.

$$\sigma_1 = \frac{2C \cos(\varphi)}{1 - \sin(\varphi)} + \frac{1 + \sin(\varphi)}{1 - \sin(\varphi)} \sigma_3, \quad (1)$$

где φ — угол внутреннего трения, град.; C — сцепление, МПа; σ_1, σ_3 — главные наибольшие и наименьшие напряжения соответственно, МПа.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a, \quad (2)$$

где σ_{ci} — прочность на одноосное сжатие, МПа; m_b, s, a — постоянные материала Хука–Брауна; σ_1, σ_3 — главные наибольшие и наименьшие напряжения соответственно, МПа.

Так как не существует единой методики по оценке устойчивости карста и палеокарста на больших глубинах в пределах рудных месторождений, были рассмотрены следующие аналитические методики.

Первая из них представлена во Временных правилах охраны сооружений и природных объектов от вредного влия-

ния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород 1986 г. — это условие устойчивого состояния земной поверхности при разработке системами с обрушением налегающих пород слепых обособленных залежей:

$$H' = k_1 l_3, \quad (3)$$

где H' — фактическая глубина верхней границы выработанного пространства, считая от границы выветрелых пород и рыхлых отложений, м; k_1 — коэффициент, учитывающий прочностные свойства горных пород; l_3 — эквивалентный пролет залежи (полости), м.

Данное условие используется во Временных правилах охраны 1986 г. Условие состоит в том, что фактическая глубина выработанного пространства должна быть больше произведения длины эквивалентного пролета залежи на коэффициент, учитывающий прочностные свойства пород.

Второе выражение используется для прогнозирования наиболее опасные участков для производства горных работ при повторной разработке рудных залежей [27]. При этом вычисляется мощность потолочины:

$$h_n = H_{н.т.} - \frac{1,5m}{(k_p - 1)\cos(\alpha)}, \quad (4)$$

где $H_{н.т.}$ — мощность налегающей толщи пород, м; m, α — соответственно нормальная мощность (м) и угол падения (град.) рудного тела (полости); k_p — коэффициент разрыхления горных пород.

Суть состоит в оценке мощности оставшейся потолочины после самопогашения пустоты.

Последний рассмотренный аналитический метод был предложен китайскими исследователями для прогнозирования обрушения массива горных пород под действием силы тяжести при проходе тоннеля над карстовой полостью

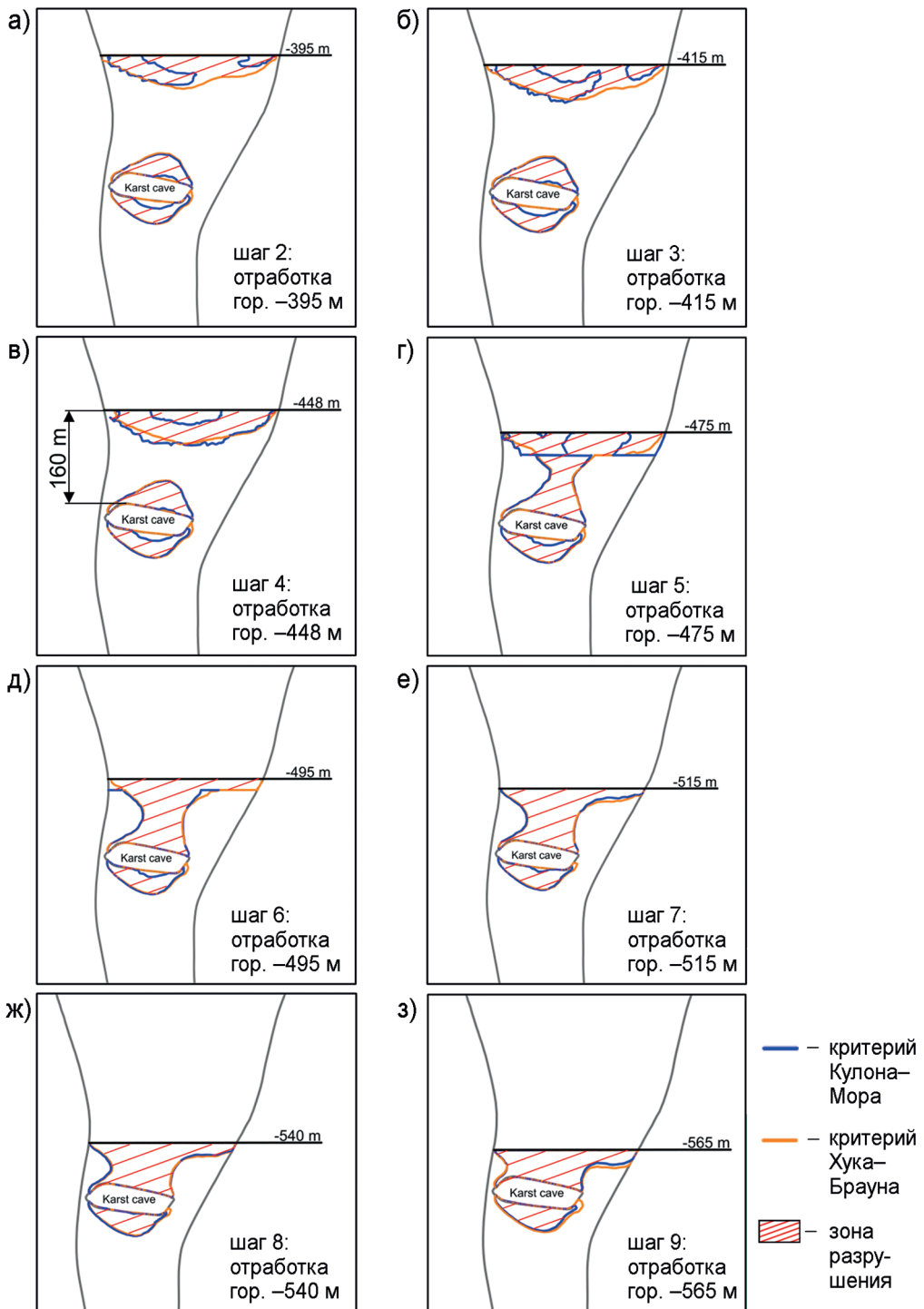


Рис. 6. Результаты оценки устойчивости целика на расчетных шагах (а – з) [составлено авторами]
 Fig. 6. Results of assessing the stability of the pillar at the calculation steps (a – z) [compiled by the authors]

Таблица 3

Оценка устойчивости рудного целика. Результаты [составлено авторами]
Stability assessment of the ore pillar. Results [compiled by the authors]

| Критерий оценки устойчивости | Критерий устойчивости Кулона–Мора | Критерий устойчивости Хука–Брауна | Условие устойчивости земной поверхности | Мощность потолочины [27] | Минимальная безопасная мощность породного целика [28] |
|---|-----------------------------------|-----------------------------------|---|--------------------------|---|
| Минимальная безопасная мощность рудного целика, м | 160 | 160 | 516 | 153 | 165 – 190 |

[28]. В этом исследовании было выведено выражение минимальной безопасной мощности целика между карстовой полостью и строящимся тоннелем. Здесь мощность целика определяется характеристиками породы, такими как прочность на растяжение, удельный вес и постоянная B , которая находится в диапазоне $0,7 - 0,9$:

$$H_{cr} = \frac{1+B}{\gamma B} \sigma_{tm} + b, \quad (5)$$

где B – постоянная материала; γ – удельный вес горной породы, МН/м³; σ_{tm} – прочность массива горных пород на одноосное растяжение, МПа; b – радиус карстовой полости, м.

Результаты

Согласно первым двум рассмотренным критериям (Кулона–Мора и Хука–Брауна), на рис. 6 показаны результаты численного моделирования на расчетных шагах, в которых производится отработка горизонтов. Результаты представлены в виде распределения критериев в профильном разрезе (см. рис. 6, а). Изолиниями обозначена область предельного состояния рудного массива, то есть изолинии разделяют области, в которых массив находится в устойчивом и неустойчивом состояниях. Второе состояние показано штриховкой. По данным критериям массив теряет устойчивость при разработке –475 горизонта. Видно, что данные критерии показывают практически одинаковые результаты. Следует отметить, что это ожидаемо, так как кри-

терий Кулона–Мора содержит эквивалентные параметрам Хука–Брауна параметры сцепления (C) и угла внутреннего трения (φ).

Обсуждение результатов

В табл. 3 сведены значения наименьшей безопасной мощности целика, при которой массив сохраняет устойчивое состояние, рассчитанные по всем представленным методикам. Как видно из таблицы, величина, полученная путем численного моделирования по критериям Кулона–Мора и Хука–Брауна, составила 160 м. По второй и третьей аналитическим зависимостям эта величина близка к численному решению и составляет соответственно 153 м и диапазон от 165 до 190 м. Первая аналитическая методика показала значительно завышенные результаты.

Выводы

1. Минимальная безопасная мощность целика между горизонтом отработки и карстовой полостью, при которой не произойдет обрушения пород, по критериям Кулона–Мора и Хука–Брауна составила 160 м.

2. Используемые в данной работе критерии Кулона–Мора и Хука–Брауна для оценки мощности целика между горизонтом отработки и карстовой полостью показали практически идентичные результаты.

3. Результаты, полученные по аналитической зависимости, используемой для

оценки устойчивости массива горных пород при разработке рудного месторождения системой разработки поэтажно-го обрушения при наличии подземных пустот техногенного происхождения, не согласуются с результатами численного моделирования и соответственно результатами, полученными по критериям Кулона–Мора и Хука–Брауна.

4. Результаты, полученные по аналитической методике для оценки минимальной безопасной мощности целика и аналитической зависимости по оценке мощности потолочины, согласуются с результатами численного моделирования и, соответственно, результатами, получен-

ными по критериям Кулона–Мора и Хука–Брауна. Таким образом, при оценке устойчивости наименьшей мощности целика между карстовой полостью и горизонтом отработки показали корректные результаты две аналитические методики, одна из которых применяется при оценке устойчивости одиночного тоннеля, находящегося над карстовой полостью, а вторая используется для прогнозирования наиболее опасных участков для производства горных работ при повторной разработке рудных залежей. Однако численное решение имеет преимущество, так как позволяет учесть наибольшее количество влияющих факторов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Huang Zhi, Liu Xiangnan, Yang Qin, Meng Yuanyuan, Zhu Lihong, Zou Xinyu* Quantifying the spatiotemporal characteristics of multi-dimensional karst ecosystem stability with Landsat time series in southwest China // *International Journal of Applied Earth Observations and Geoinformation*. 2021, vol. 104, article 102575. DOI: 10.1016/j.jag.2021.102575.

2. *He Xuhu, Wang Shimin, Lai Mou, Peng Xiaoyu, Chen Bing* Mechanical characterization of subway tunnel construction in urban shallow distributed karst stratum // *Transportation Geotechnics*. 2023, vol. 43, article 101139. DOI: 10.1016/j.trgeo.2023.101139.

3. *Guo Shulan, Yan Changhong, Yu Liangchen, Liu Yang, Yan Chao* Characteristics of shallow buried karst and its safety distance to tunnel in wuxi city, China // *Quaternary Science Advances*. 2024, vol. 13, article 100139. DOI: 10.1016/j.qsa.2023.100139.

4. *Guo J., Wu W., Liu X., Huang X., Zhu Z.* Theoretical analysis on safety thickness of the water-resistant rock mass of karst tunnel face taking into account seepage effect // *Geotechnical and Geological Engineering*. 2022, vol. 40, pp. 697 – 709. DOI: 10.1007/s10706-021-01916-7.

5. *Lyu C., Yu L., Wang M., Xia P, Sun Y.* Upper bound analysis of collapse failure of deep tunnel under karst cave considering seismic force // *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*. 2020, vol. 132, article 106003. DOI: 10.1016/j.soildyn.2019.106003.

6. *Yang Z., Zhang R., Xu J., Yang X.* Energy analysis of rock plug thickness in karst tunnels based on non-associated flow rule and nonlinear failure criterion // *Journal of Central South University*. 2017, vol. 24, pp. 2940 – 2950. DOI: 10.1007/s11771-017-3708-1.

7. *Yu L., Lyu C., Wang M., Xu T.* Three-dimensional upper bound limit analysis of a deep soil-tunnel subjected to pore pressure based on the nonlinear Mohr – Coulomb criterion // *Computers and Geotechnics*. 2019, vol. 112, pp. 293 – 301. DOI: 10.1016/j.compgeo.2019.04.025.

8. *Li Zhaoyang, Wang Yingchao, Olgun C. Guney, Yang Shengqi, Jiao Qinglei, Wang Mitian* Risk assessment of water inrush caused by karst cave in tunnels based on reliability and GA–BP neural network // *Geomatics, Natural Hazards and Risk*. 2020, vol. 11, no. 1, pp. 1212 – 1232. DOI: 10.1080/19475705.2020.1785956.

9. *Ou Guang-Zhao, Jiao Yu-Yong, Zhang Guo-Hua, Zou Jun-Peng, Tan Fei, Zhang Wei-She* Collapse risk assessment of deep-buried tunnel during construction and its application // *Tunnelling and Underground Space Technology incorporating Trenchless Technology Research*. 2021, vol. 115, article 104019. DOI: 10.1016/j.tust.2021.104019.

10. *Wu Bo, Qiu Weixing, Huang Wei, Meng Guowang, Huang Jingsong, Xu Shixiang* A multi-source information fusion approach in tunnel collapse risk analysis based on improved Dempster–Shafer evidence theory // *Scientific Reports*. 2022, vol. 12, article 3626. DOI: 10.1038/s41598-022-07171-x.

11. Jiang Hai-Ming, Li Lang, Rong Xiao-Li, Wang Ming-Yang, Xia Yuan-Pu, Zhang Zhi-Cheng Model test to investigate waterproof-resistant slab minimum safety thickness for water inrush geohazards // *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2017, vol. 62, pp. 35–42. DOI: 10.1016/j.tust.2016.11.004.

12. Wang Lijun, Huang Peng, Chen Luoyi, Wang Jian, Zheng Zhilong, Ma Jianxin Study of the mechanism of water inrush in karst tunnel based on transparent rock mass physical model test // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2021, vol. 861, no. 5, article 052091. DOI: 10.1088/1755-1315/861/5/052091.

13. Протосеня А. Г., Веселова А. В., Котиков Д. А. Оценка концентрации напряжений вблизи карстовых полостей при разработке рудных месторождений // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2024. — № 2. — С. 5–22. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_2_0_5.

14. Филиппов А. Г., Лелюх М. И. Глубинный, покрытый и бронированный карст верхоявского р. Алакит (Якутия) // *Доклады Российской академии наук. Науки о Земле*. — 1980. — Т. 253. — № 4. — С. 942–944.

15. Куранов А. Д., Басалаева П. В., Онуприенко В. С. Влияние даек в массиве горных пород на устойчивость горной выработки в условиях действия гравитационно-тектонического поля напряжений // *Известия УГГУ*. — 2023. — № 2 (70). — С. 72–80. DOI: 10.21440/2307-2091-2-72-80.

16. Hoek E., Brown E. T. The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2019, vol. 11, no. 3, pp. 445–463. DOI: 10.1016/j.jrmge.2018.08.001.

17. Литвиненко В. С., Богуславский Э. И., Андреев М. Н. Технология и организация горных работ при выемке подкарьерных запасов кимберлитовых трубок Якутии в сложных гидрогеологических условиях // *Записки Горного института*. — 2011. — Т. 194. — С. 79–83.

18. Каплунов Д. Р., Рельникова М. В., Калмыков В. Н., Петров Ю. А., Суслов В. А. Комбинированная геотехнология при освоении алмазного месторождения трубки «Удачная» // *Горная промышленность*. — 2005. — № 4(62). — С. 21–25.

19. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. О формировании предохранительной подушки при отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» системами с обрушением // *Известия ТулГУ. Науки о Земле*. — 2023. — № 2. — С. 322–334.

20. Беляков Н. А., Морозов К. В., Емельянов И. А. Методика обработки данных полевых испытаний по оценке естественного напряженного состояния горного массива методом кольцевой разгрузки // *Горный журнал*. — 2023. — № 5. — С. 89–96. DOI: 10.17580/gzh.2023.05.13.

21. Мустафин М. Г., Валькова Е. О. Маркшейдерско-геомеханическое обоснование методики наблюдений за деформациями бортов карьеров // *Уголь*. — 2024. — № 7. — С. 55–61. DOI: 10.18796/0041-5790-2024-7-55-61.

22. Кузин А. А., Филиппов В. Г. Метод определения плановых координат и высоты рабочего репера на оползне с принудительными отклонениями вехи от отвесного положения // *Геодезия и картография*. — 2024. — № 9. — С. 2–11. DOI: 10.22389/0016-7126-2024-1011-9-2-11.

23. Shen B., Shi J., Barton N. An approximate nonlinear modified Mohr–Coulomb shear strength criterion with critical state for intact rocks // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2018, vol. 10, pp. 645–652. DOI: 10.1016/j.jrmge.2018.04.002.

24. Трушко В. Л., Трушко О. В. Комплексное освоение железорудных месторождений на основе конкурентоспособных подземных геотехнологий // *Записки Горного института*. — 2021. — Т. 250. — С. 569–577. DOI: 10.31897/PMI.2021.4.10.

25. Li H., Guo T., Nan Y., Han B. A simplified three-dimensional extension of Hoek–Brown strength criterion // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2021, vol. 13, no. 3, pp. 568–578. DOI: 10.1016/j.jrmge.2020.10.004.

26. Liu Y., Fang Y., Su Y., Zhang P., Su Y. A quantitative analysis procedure for solving safety factor of tunnel preliminary support considering the equivalence between Hoek–Brown and Mohr–Coulomb criteria // *Soils and Foundations*. 2023, vol. 63, no. 4, article 101356. DOI: 10.1016/j.sandf.2023.101356.

27. Меринов М. А., Бутаков Л. И., Баймашев З. Г., Бобров О. П. Повторная открытая отработка остаточных запасов подземных рудников // *Горный журнал*. — 1995. — № 7. — С. 28–32.

28. Huang F., Zhao L., Ling T., Yang X. Rock mass collapse mechanism of concealed karst cave beneath deep tunnel // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2017, vol. 91, pp. 133–138. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2016.11.017. **РИАБ**

REFERENCES

1. Huang Zhi, Liu Xiangnan, Yang Qin, Meng Yuanyuan, Zhu Lihong, Zou Xinyu Quantifying the spatiotemporal characteristics of multi-dimensional karst ecosystem stability with Landsat time series in southwest China. *International Journal of Applied Earth Observations and Geoinformation*. 2021, vol. 104, article 102575. DOI: 10.1016/j.jag.2021.102575.
2. He Xuhu, Wang Shimin, Lai Mou, Peng Xiaoyu, Chen Bing Mechanical characterization of subway tunnel construction in urban shallow distributed karst stratums. *Transportation Geotechnics*. 2023, vol. 43, article 101139. DOI: 10.1016/j.trgeo.2023.101139.
3. Guo Shulan, Yan Changhong, Yu Liangchen, Liu Yang, Yan Chao Characteristics of shallow buried karst and its safety distance to tunnel in wuxi city, China. *Quaternary Science Advances*. 2024, vol. 13, article 100139. DOI: 10.1016/j.qsa.2023.100139.
4. Guo J., Wu W., Liu X., Huang X., Zhu Z. Theoretical analysis on safety thickness of the water-resistant rock mass of karst tunnel face taking into account seepage effect. *Geotechnical and Geological Engineering*. 2022, vol. 40, pp. 697 – 709. DOI: 10.1007/s10706-021-01916-7.
5. Lyu C., Yu L., Wang M., Xia P, Sun Y. Upper bound analysis of collapse failure of deep tunnel under karst cave considering seismic force. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*. 2020, vol. 132, article 106003. DOI: 10.1016/j.soildyn.2019.106003.
6. Yang Z., Zhang R., Xu J., Yang X. Energy analysis of rock plug thickness in karst tunnels based on non-associated flow rule and nonlinear failure criterion. *Journal of Central South University*. 2017, vol. 24, pp. 2940 – 2950. DOI: 10.1007/s11771-017-3708-1.
7. Yu L., Lyu C., Wang M., Xu T. Three-dimensional upper bound limit analysis of a deep soil-tunnel subjected to pore pressure based on the nonlinear Mohr – Coulomb criterion. *Computers and Geotechnics*. 2019, vol. 112, pp. 293 – 301. DOI: 10.1016/j.compgeo.2019.04.025.
8. Li Zhaoyang, Wang Yingchao, Olgun C. Guney, Yang Shengqi, Jiao Qinglei, Wang Mitian Risk assessment of water inrush caused by karst cave in tunnels based on reliability and GA-BP neural network. *Geomatics, Natural Hazards and Risk*. 2020, vol. 11, no. 1, pp. 1212 – 1232. DOI: 10.1080/19475705.2020.1785956.
9. Ou Guang-Zhao, Jiao Yu-Yong, Zhang Guo-Hua, Zou Jun-Peng, Tan Fei, Zhang Wei-She Collapse risk assessment of deep-buried tunnel during construction and its application. *Tunnelling and Underground Space Technology incorporating Trenchless Technology Research*. 2021, vol. 115, article 104019. DOI: 10.1016/j.tust.2021.104019.
10. Wu Bo, Qiu Weixing, Huang Wei, Meng Guowang, Huang Jingsong, Xu Shixiang A multi-source information fusion approach in tunnel collapse risk analysis based on improved Dempster – Shafer evidence theory. *Scientific Reports*. 2022, vol. 12, article 3626. DOI: 10.1038/s41598-022-07171-x.
11. Jiang Hai-Ming, Li Lang, Rong Xiao-Li, Wang Ming-Yang, Xia Yuan-Pu, Zhang Zhi-Cheng Model test to investigate waterproof-resistant slab minimum safety thickness for water inrush geohazards. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2017, vol. 62, pp. 35 – 42. DOI: 10.1016/j.tust.2016.11.004.
12. Wang Lijun, Huang Peng, Chen Luoyi, Wang Jian, Zheng Zhilong, Ma Jianxin Study of the mechanism of water inrush in karst tunnel based on transparent rock mass physical model test. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2021, vol. 861, no. 5, article 052091. DOI: 10.1088/1755-1315/861/5/052091.
13. Protosenya A. G., Veselova A. V., Kotikov D. A. Assessment of stress concentration in neighborhood of karst voids during ore mining. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024, no. 2, pp. 5 – 22. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_2_0_5.
14. Filippov A. G., Lelyukh M. I. Deep, covered and armoured karst near the upper reaches of Alakit river, Yakutia. *Doklady Rossijskoj akademii nauk. Nauki o Zemle*. 1980, vol. 253, no. 4, pp. 942 – 944. [In Russ].
15. Kuranov A. D., Basalaeva P. V., Onuprienko V. S. Influence of dikes in a rock mass on the stability of a mine working under the action of a gravitational-tectonic stress field. *News of the Ural State Mining University*. 2023, no. 2 (70), pp. 72 – 80. [In Russ]. DOI: 10/21440/2307-2091-2-72-80.
16. Hoek E., Brown E. T. The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2019, vol. 11, no. 3, pp. 445 – 463. DOI: 10.1016/j.jrmge.2018.08.001.
17. Litvinenko V. S., Boguslavskiy E. I., Andreyev M. N. Technology and management of Yakutian kimberlitic tubes underquarry deposits mining at difficult hydrogeological conditions. *Journal of Mining Institute*. 2011, vol. 194, pp. 79 – 83. [In Russ].

18. Kaplunov D. R., Rylnikova M. V., Kalmykov V. V., Petrov U. A., Suslov V. A. The combined geotechnology at development of a diamondiferous deposit of a tube «Udachnaya». *Russian Mining Industry Journal*. 2005, no. 4(62), pp. 21 – 25. [In Russ].

19. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Nikitin I. V. About the formation of protective cushion in mining under open pit bottom with the caving methods at Udachnaya pipe. *News of the Tula state university. Sciences of Earth*. 2023, no. 2, pp. 322 – 334. [In Russ].

20. Belyakov N. A., Morozov K. V., Emel'yanov I. A. Data processing in full-scale in-situ stress testing by overcoring. *Gornyi Zhurnal*. 2023, no. 5, pp. 89 – 96. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2023.05.13.

21. Mustafin M. G., Valkova E. O. Surveying and geomechanical justification for the methods of quarry sides deformations observation. *Ugol'*. 2024, no. 7, pp. 55 – 61. [In Russ]. DOI: 10.18796/0041-5790-2024-7-55-61.

22. Kuzin A. A., Filippov V. G. Method for determining the plan view coordinates and height of the working benchmark on a landslide with forced inclinations of the pole from the plumb position. *Geodesy and Cartography*. 2024, no. 9, pp. 2 – 11. [In Russ]. DOI: 10.22389/0016-7126-2024-1011-9-2-11.

23. Shen B., Shi J., Barton N. An approximate nonlinear modified Mohr-Coulomb shear strength criterion with critical state for intact rocks. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2018, vol. 10, pp. 645 – 652. DOI: 10.1016/j.jrmge.2018.04.002.

24. Trushko V. L., Trushko O. V. Integrated development of iron ore deposits based on competitive underground geotechnologies. *Journal of Mining Institute*. 2021, vol. 250, pp. 569 – 577. [In Russ]. DOI: 10.31897/PMI.2021.4.10.

25. Li H., Guo T., Nan Y., Han B. A simplified three-dimensional extension of Hoek–Brown strength criterion. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2021, vol. 13, no. 3, pp. 568 – 578. DOI: 10.1016/j.jrmge.2020.10.004.

26. Liu Y., Fang Y., Su Y., Zhang P., Su Y. A quantitative analysis procedure for solving safety factor of tunnel preliminary support considering the equivalence between Hoek–Brown and Mohr–Coulomb criteria. *Soils and Foundations*. 2023, vol. 63, no. 4, article 101356. DOI: 10.1016/j.sandf.2023.101356.

27. Merinov M. A., Butakov L. I., Bajmashev Z. G., Bobrov O. P. Re-open mining of residual reserves of underground mines. *Gornyi Zhurnal*. 1995, no. 7, pp. 28 – 32. [In Russ].

28. Huang F., Zhao L., Ling T., Yang X. Rock mass collapse mechanism of concealed karst cave beneath deep tunnel. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2017, vol. 91, pp. 133 – 138. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2016.11.017.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Протосеня Анатолий Григорьевич¹ – д-р техн. наук,

профессор, e-mail: Protosenya_AG@pers.spmi.ru,

ORCID ID: 0000-0001-7829-6743,

Веселова Анастасия Владимировна – аспирант,

e-mail: veselova.nastia2015@yandex.ru,

ORCID ID: 0009-0004-6450-183X,

¹ Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II.

Для контактов: Веселова А.В., e-mail: veselova.nastia2015@yandex.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

A.G. Protosenya¹, Dr. Sci. (Eng.), Professor,

e-mail: Protosenya_AG@pers.spmi.ru,

ORCID ID: 0000-0001-7829-6743,

A.V. Veselova¹, Graduate Student,

e-mail: veselova.nastia2015@yandex.ru,

ORCID ID: 0009-0004-6450-183X,

¹ Empress Catherine II Saint-Petersburg Mining University, 199106, Saint-Petersburg, Russia.

Corresponding author: A.V. Veselova, e-mail: veselova.nastia2015@yandex.ru.

Получена редакцией 13.02.2024; получена после рецензии 15.05.2024; принята к печати 10.12.2024.

Received by the editors 13.02.2024; received after the review 15.05.2024; accepted for printing 10.12.2024.