

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ТЕХНОЛОГИИ БЕЗОПАСНОЙ ВЫЕМКИ ЦЕЛИКОВ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А. А. Рожков<sup>1</sup>, К. В. Барановский<sup>1</sup>, А. А. Смирнов<sup>1</sup>, Ю. М. Соломеин<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук,  
Екатеринбург, Россия

**Аннотация:** С целью восполнения сырьевой базы при разработке Ветренского золоторудного месторождения были проведены геологоразведочные работы, в результате которых установлено наличие перспективных к отработке запасов в нескольких рудных телах на нижних горизонтах подземного рудника. В связи с увеличением глубины горных работ было необходимо определить устойчивые конструктивные параметры системы подэтажных штреков – размеры междуэтажных и междукамерных целиков. В результате определены размеры вышеуказанных целиков в зависимости от мощности и угла падения рудного тела и область применения данной технологии. Для условий отработки характерного рудного тела был сконструирован вариант системы разработки подэтажных штреков с площадным выпуском руды и формированием междуэтажного и междукамерного целиков. Выемка временно неактивных запасов целиков производится путем их массового обрушения на днище камеры и выпуска руды под обрушенными породами. Предложены мероприятия по снижению потерь руды в гребнях между погрузочными заездами. Поскольку на руднике практически отсутствует опыт массового обрушения целиков, были выполнены расчеты границ опасной зоны по воздействию ударной воздушной волны. Установлена зависимость избыточного давления на фронте ударной воздушной волны от расстояния от места массового взрыва. С учетом того, что разработка месторождения ведется в условиях криолитозоны и отсутствия крепления горных выработок, в качестве руководящего выбрано расчетное значение избыточного давления на фронте ударной воздушной волны без учета местных сопротивлений. Из соображений предотвращения несчастных случаев при массовом взрыве все люди выводятся на поверхность из рудника на расстояние не менее 50 м от устья штольни.

**Ключевые слова:** золоторудное месторождение, допустимое обнажение, целик, система разработки, массовое обрушение, ударная воздушная волна, местное сопротивление.

**Благодарность:** Исследования выполнены в рамках Госзадания №075–00581–19–00. Тема №0405–2019–0005.

**Для цитирования:** Рожков А. А., Барановский К. В., Смирнов А. А., Соломеин Ю. М. Обоснование параметров и технологии безопасной выемки целиков при подземной разработке золоторудного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 5–1. – С. 41–54. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_51\_0\_41.

---

## Justification of parameters and technology for safe extraction of gold ore reserves from pillars during underground mining

A. A. Rozhkov<sup>1</sup>, K. V. Baranovsky<sup>1</sup>, A. A. Smirnov<sup>1</sup>, Yu. M. Solomein<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Institute of Mining Ural branch of Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg, Russia

---

**Abstract:** Aimed to replenish the resource base during mining of Vetrenskoe gold deposit, the geological exploration revealed promising and mineable reserves in several ore bodies on the lower horizons of the underground mine. Due to the increase in the mining depth, it was necessary to determine the stable design parameters of the sublevel mining system, namely, dimensions of the level and rib pillars. As a result, the sizes of the pillars were determined depending on the thickness and dip angle of the ore body and the application range of this technology was defined. For the mining conditions of a representative ore body, a version of the sublevel mining system with establishment of level and rib pillars was designed. Extraction of ore reserves from the pillars is carried out by their bulk caving to the bottom of stopes with ore drawing under caved rocks. The measures are proposed to reduce the loss of ore in the caved rock crests between haulage entries. Since there is practically no experience of bulk caving of pillars in the mine, the calculations of the boundaries of the hazardous zone of the shock wave impact were performed. The dependence of the excess pressure at the front of the air shock wave on the distance from the massive explosion site is determined. Taking into account the fact that mining of the deposit is carried out in the permafrost zone and with the open stoping system, the calculated value of the excess pressure at the front of the air shock wave without regard to local drags was chosen as a determining factor. In order to prevent accidents during massive blasting, all people are evacuated from the mine to ground surface to a distance of at least 50 m from the adit mouth.

**Key words:** gold ore deposit, permissible exposure, pillar, mining system, bulk caving, air shock wave, local drag.

**Acknowledgment:** The research was carried out within the framework of State Task No. 075-00581-19-00. Topic No. 0405-2019-0005.

**For citation:** Rozhkov A. A., Baranovsky K. V., Smirnov A. A., Solomein Yu. M. Justification of parameters and technology for safe extraction of gold ore reserves from pillars during underground mining. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(5–1):41–54. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_51\_0\_41.

---

### Введение

Золоторудное месторождение Ветренское расположено в пределах восточной окраины Верхне-Колымского нагорья, на водоразделе р. Колымы и её правого притока р. Обо, непосредственно к востоку от Колымского водохранилища. Административно территория месторождения относится к Тенькинскому району Магаданской области. Рельеф района месторождения среднегорный, сильно расчлененный, характеризуется наличием узких водораздельных

гребней, крутых склонов, врезанных V-образных долин ручьев и распадков. Климат района резко континентальный, характеризующийся продолжительной суровой зимой и коротким, сравнительно теплым летом. Район сейсмически не опасный. Оползни, карстовые и эоловые формы отсутствуют. Территория расположена в зоне сплошного распространения многолетнемерзлых пород. Месторождение не относится к склонным к горным ударам [1].

Месторождение представлено сериями сближенных ветвящихся рудонос-

ных жил, прожилков, линз и кварцевых тел, залегающих в сланцах и милонитах. Практика отработки месторождения показывает, что по склонности к обрушению при очистной выемке рудные тела месторождения подразделяются на блоки со слабоустойчивой кровлей и с относительно устойчивыми вмещающими породами. Первые отрабатываются системой подэтажного обрушения, вторые — системой подэтажных штреков. При мощности рудных тел менее 2 м применяется система разработки с магазинированием.

Поскольку месторождение расположено в гористой местности, вскрытие шахтного поля осуществлено семью штольневыми горизонтами. Основным концентрационным горизонтом для транспортирования перепускаемой с вышележащих горизонтов горной массы (руда и порода) является штольня №11 (гор. 665 м), также по ней производится доставка материалов и оборудования. Рудные тела, до настоящего времени находившиеся в отработке, залежали выше горизонта штольни №11, пройденной в основании горы. Отработанные системой подэтажных штреков рудные тела характеризовались углами падения более 55°, незначительными мощностью (3–4 м) и размерами по простиранию и падению, которые ограничивались первыми десятками метров. Их выемка в основном производилась одностадийно. Более протяженные и мощные рудные тела, как правило, характеризовались углами падения менее 55° и были отработаны подэтажным обрушением [2].

В связи с истощением сырьевой базы предприятия были проведены геологоразведочные работы ниже горизонта штольни №11, показавшие наличие значительного количества рудных тел на нижележащих горизонтах. Было принято решение о необходимости их

отработки. Разведочные работы показали наличие запасов в рудном теле №23 ниже отметки гор. 665 м. Данное рудное тело наклонного падения (35–45°) мощностью до 6–7 м ранее было отработано в отметках гор. 694/680 м системой подэтажного обрушения. В отметках гор. 680/640 м горно-геологические условия залегания рудного тела №23 значительно изменились — средняя мощность и угол падения составили порядка 4 м и 70°, соответственно. При этом его протяженность в данных отметках превышает высоту этажа (50–60 м). В данных условиях, с учетом прогноза распространения запасов данного рудного тела вплоть до гор. 615 м, целесообразно перейти на отработку системой подэтажных штреков [3]. Для осуществления данного перехода, с целью формирования открытого очистного пространства и предотвращения затекания обрушенных пород вышележащего блока, будет необходимо сформировать междуэтажный (МЭЦ) и междукамерный или междублоковый (МКЦ или МБЦ) целики.

С увеличением глубины разработки Ветренского месторождения ниже гор. 665 м необходимо определить устойчивые конструктивные параметры системы подэтажных штреков, размеры МЭЦ и МКЦ, а также определить безопасные параметры их дальнейшего массового обрушения с целью выемки временно неактивных запасов. Все вышеперечисленное является актуальной научно-технической задачей.

### **Обоснование параметров конструктивных элементов системы разработки**

Практика рудника показывает, что при предотвращении оттаивания породного массива при выемке изолированных рудных тел, залегающих в отно-

сительно устойчивых породах, устойчивая площадь обнажения висячего бока составляет 1600–2000 м<sup>2</sup> [4–8]. Например, при подобных размерах обнажения, был успешно отработан добычной блок на гор. 785 м (высота – 29 м, длина – 68 м). В соответствии с этим размеры обнажения висячего бока допускается принимать: при пологом и наклонном падении жил не более 1500 м<sup>2</sup> и при крутом падении – не более 2000 м<sup>2</sup> при условии сохранения отрицательной температуры обрабатываемого массива.

Расчет размеров МЭЦ при системе разработки подэтажных штреков выполнен по методике [9]. Основные физико-механические характеристики руд и вмещающих пород представлены в табл. 1.

Поскольку оруденение не имеет сплошного характера и на верхних горизонтах присутствуют целики, представленные пустыми породами или блоками с непромышленным содержанием, развитие зоны сдвижения пород задерживается. В таких условиях считается, что МЭЦ воспринимает со стороны висячего бока нагрузку, обусловленную действующим в массиве боковым распором и весом столба пород до поверхности шириной, соответствующей сумме наклонных полувысот действующего и расположенного выше отработанного этажа.

Величины вертикальных ( $P_v$ ) и горизонтальных ( $P_r$ ) нагрузок, воспринимаемых междуэтажным целиком со стороны налегающих пород, определяются из выражений:

$$P_v = L_{\text{кам}} \gamma H \left[ \frac{h_{\text{экв}}}{\text{tg } \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{L_{\text{кам}} \text{tg } \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}}} \right]$$

$$P_r = L_{\text{кам}} \eta \gamma H \left[ \frac{h_{\text{экв}}}{\text{tg } \alpha} + \frac{L_{\text{кам}} (h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}})}{L_{\text{кам}} \text{tg } \alpha + h_{\text{эт}} - h_{\text{экв}}} \right], \quad (1)$$

где  $L_{\text{кам}}$  – длина камеры, м;  $\gamma$  – объемный вес налегающих пород, МН/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина от поверхности, м;  $h_{\text{экв}}$  – толщина эквивалентного МЭЦ, то есть сплошного целика, эквивалентного по своей прочности реальному МЭЦ, ослабленному сетью выработок в днище, м;  $\alpha$  – угол падения рудного тела, град.;  $h_{\text{эт}}$  – высота этажа, м;  $\eta$  – коэффициент бокового распора.

Условие прочности МЭЦ в его центральной части по величине сжимающих напряжений имеет вид:

$$\frac{P_r + P_v / \text{tg } \alpha}{h_{\text{экв}} \cdot L_{\text{кам}}} \leq \sigma_{\text{сж}} \frac{K_{\text{со}} \cdot K_{\text{вр}} \cdot K_{\text{ф}}}{K_{\text{зап}}}, \quad (2)$$

Таблица 1

Основные физико-механические характеристики руд и вмещающих пород  
Main physical and mechanical characteristics of ores and rocks

Наименование показателя	Глинистые сланцы	Углистые сланцы	Кварцевые образования
Плотность, т/м <sup>3</sup>	2,67	2,65	2,6
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	118,6	50,8	140
Предел прочности на растяжение, МПа	4,9–8,3	2,8	6,9
Модуль упругости, ГПа	3,9–4,1	8–16	28
Коэффициент Пуассона	0,22–0,25	0,27	0,24

где  $\sigma_{сж}$  — предел прочности руд на сжатии, МПа;  $K_{со}$  — коэффициент структурного ослабления;  $K_{вр}$  — коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика, принимаемый для сильнотрещиноватого массива в соответствии с [9] при сроке службы целика в течение 2–5 лет равным 0,7;  $K_{зап} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 = 2$  — коэффициент запаса прочности, принятый в соответствии с рекомендациями [10],  $K_1 = 1,35$  — коэффициент, учитывающий отклонение принятой в расчёте средней прочности пород от минимальной прочности образцов, полученной по результатам испытаний;  $K_2 = 1,3$  — коэффициент, учитывающий неравномерность напряженного в опасных сечениях целика;  $K_3 = 1,15$  — коэффициент, учитывающий возможное отклонение фактических размеров конструктивных элементов от расчетных;  $K_{ф}$  — коэффициент формы целика, принимаемый равным отношению толщины эквивалентного МЭЦ к нормальной мощности рудного тела.

Расчеты сводятся к проверке условия (2) при задаваемых значениях толщины эквивалентного МЭЦ при неизменных максимальных длине камеры 50 м и высоте этажа 50 м. Результаты расчетов для крутых углов падения, то есть тех углов, при которых применяются системы подэтажных штреков, приведены в табл. 2.

Расчет параметров МКЦ выполнен согласно [9] по допусжаемому напряжению сжатия. Величины вертикальных ( $P_v$ ) и горизонтальных ( $P_r$ ) нагрузок, воспринимаемых МКЦ со стороны налегающих пород определяются из выражений

$$P_v = \frac{\gamma H h_{эт}}{\operatorname{tg} \alpha} \left[ a + \frac{h_{эт} L_{кам}}{h_{эт} + L_{кам}} \operatorname{tg} \alpha \right]$$

$$P_r = \eta \gamma H h_{эт} \left[ a + \frac{h_{эт} L_{кам}}{h_{эт} + L_{кам}} \right], \quad (3)$$

где  $L_{кам}$  — длина камеры, м;  $\gamma$  — объемный вес налегающих пород, МН/м<sup>3</sup>;  $H$  — глубина от поверхности, м;  $\alpha$  — угол падения рудного тела, град.;  $h_{эт}$  — высота этажа, м;  $\eta$  — коэффициент бокового распора;  $a$  — ширина целика, м.

Условие продольной прочности МКЦ имеет вид:

$$\frac{\sqrt{P_v^2 + P_r^2}}{a h K_{осл}} \sin \alpha \cdot \cos(\alpha + \arctg(P_v/P_r) - 90^\circ) \leq \sigma_{сж} \frac{K_{со} \cdot K_{вр} \cdot K_{ф}}{K_{зап}}, \quad (4)$$

где  $a$  и  $h$  — соответственно ширина и высота МКЦ, м;  $K_{осл}$  — коэффициент ослабления целика горными выработками;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности руд на сжатии, МПа;  $K_{со}$  — коэффициент структурного ослабления;  $K_{вр}$  — коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика, принимаемый для сильнотрещиноватого массива в соответствии с [10] при сроке службы целика в течение 2–5 лет равным 0,7;  $K_{ф}$  — коэффициент формы целика, принимаемый равным корню отношения толщины эквивалентного МКЦ к нормальной мощности рудного тела.

Расчеты сводятся к проверке условия (4) при задаваемых значениях ширины МКЦ при неизменных максимальных длине камеры 50 м и высоте этажа 50 м. Результаты расчетов, приведены в табл. 2.

Таким образом, при площади обнажения всяческого бока больше предельно допустимой необходимо образование МКЦ толщиной 10–12 м, разделяющего блок на камеры. При высоте рудных тел более высоты этажа (40–50 м) необ-

Таблица 2

**Расчетные размеры МЭЦ и МКЦ в зависимости от мощности рудного тела и его угла падения**

**Estimated dimensions of the level and rib pillars depending on the thickness and bedding angle of the ore body**

Мощность рудного тела, м	Допустимый размер целиков при угле падения, град.					
	60°		70°		80°	
	МЭЦ	МКЦ	МЭЦ	МКЦ	МЭЦ	МКЦ
3–4	11	11	10	10	9	10
5–6	12	13	12	12	10	11

ходимо образование междуэтажного целика (МЭЦ) толщиной 10–12 м, разделяющего их на добычные блоки (камеры) по высоте. Оставление МЭЦ также необходимо при отработке блока под ранее отработанными запасами (обрушенными породами).

#### **Технология отработки рудных тел с последующим обрушением целиков**

В соответствии с горно-геологическими (протяженность, высота, угол падения и мощность рудного тела) и горнотехническими условиями (верхняя часть рудного тела отработана системой разработки подэтажного обрушения), рудное тело №23 в отметках 680/640 м и ниже (в случае подтверждения запасов при эксплуатационной разведке в отметках 640–615 м) следует обрабатывать системой подэтажных штреков с обязательным формированием МЭЦ и МКЦ (МБЦ). При подтверждении новых запасов на фланге данного рудного тела сформированный целик будет выполнять роль МКЦ. Отработка МКЦ будет осуществлена совместно с запасами МЭЦ после выемки запасов второй камеры на фланге рудного тела. Если фланговые запасы не подтвердятся или будут незначительными, сформированный целик будет выполнять роль МБЦ. Тогда с присоединенными незначительными фланговыми запасами при их

наличии или без них такой МБЦ подлежит отработке путем массового обрушения одновременно с запасами МЭЦ и площадного выпуска руды через днище камеры в основании блока.

Для усредненных параметров рудного тела №23 сконструирован вариант системы разработки подэтажных штреков (рис. 1). В пределах камеры по руде первоначально проходят буровые подэтажные штреки, по днищу камеры — траншейный штрек, соединяемый с доставочным штреком погрузочными заездами. В процессе отработки верхнего подэтажа над камерой оформляется МЭЦ с необходимыми параметрами. Отставание очистного забоя нижнего подэтажа по отношению к верхнему должно составлять не менее трех линий наименьшего сопротивления (ЛНС). Отбойку руды производят веерами восходящих скважинных зарядов диаметром 65 мм секциями по 2–4 веера. Основная часть руды выпускается через траншейное днище в основании блока из погрузочных заездов с помощью погрузо-доставочных машин (ПДМ). Порядок отработки основных запасов блока с отставанием очистного фронта нижнего подэтажа позволяет дополнительно производить торцовый выпуск руды на подэтажах [11].

После выемки основных запасов камеры производится массовое обрушение целиков [12, 13]. Для обрушения

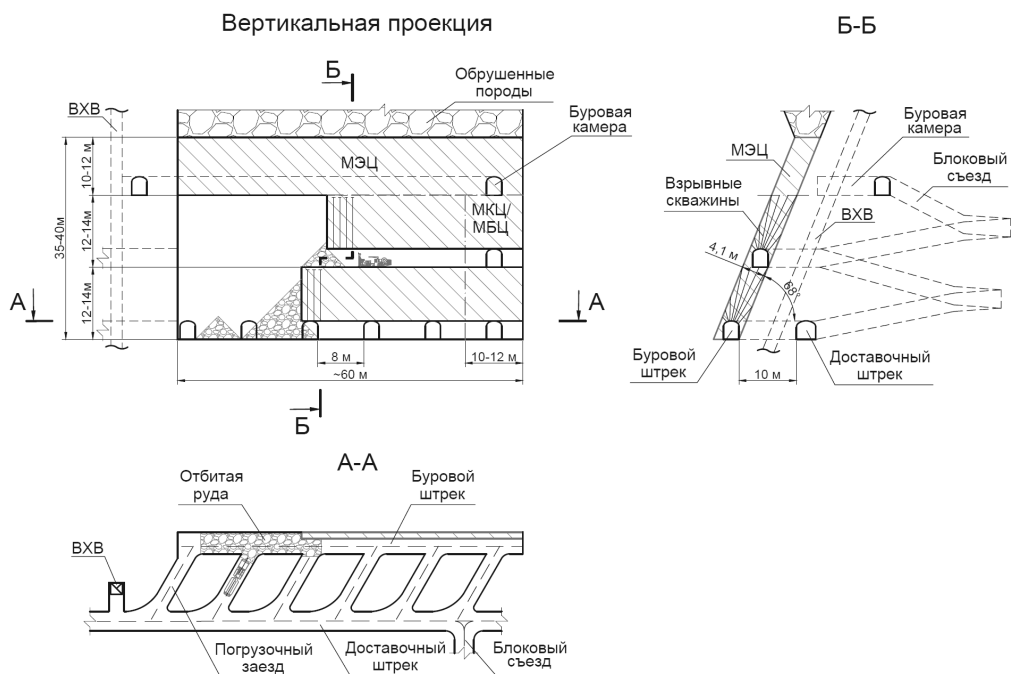


Рис. 1. Система разработки подэтажных штреков с формированием МЭЦ и МКЦ  
 Fig. 1. Sublevel mining system with level and rib pillars formation

МЭЦ проходится подэтажный полевой штрек с буровыми камерами по флангам. Из буровых камер производится бурение наклонных вееров скважин. Запасы МКЦ (МБЦ) разбуриваются аналогично камерным — веерами восходящих скважин (рис. 2).

Выпуск руды обрушенных целиков производится из погрузочных заездов днища камеры под обрушенными породами [14, 15] (рис. 3).

Вследствие небольшой мощности и крутого угла падения рудных тел потери руды ограничиваются треугольниками между погрузочными заездами [16].

#### Определение границ вывода людей при массовом обрушении целиков

Общий порядок отработки месторождения в вертикальной плоскости — нисходящий, в горизонтальной —

от висячего бока к лежащему. Рудное тело №23 расположено в наибольшем удалении от висячего бока и на нижней высотной отметке среди всех прочих рудных тел. Следовательно, его отработка будет производиться в последнюю очередь на данном этапе освоения месторождения. Окончание проходческих работ при вскрытии следующего этажа и подготовительно-нарезных работах будет произведено параллельно с выпуском запасов МЭЦ и МКЦ рудного тела №23.

Поскольку при отработке Ветренского месторождения до настоящего времени не было опыта массового обрушения МЭЦ и МКЦ, необходимо обосновать безопасные условия проведения данной технологической операции. Основным поражающим фактором для людей является воздействие ударной воздушной волны (УВВ). В соответствии с действующими Федераль-

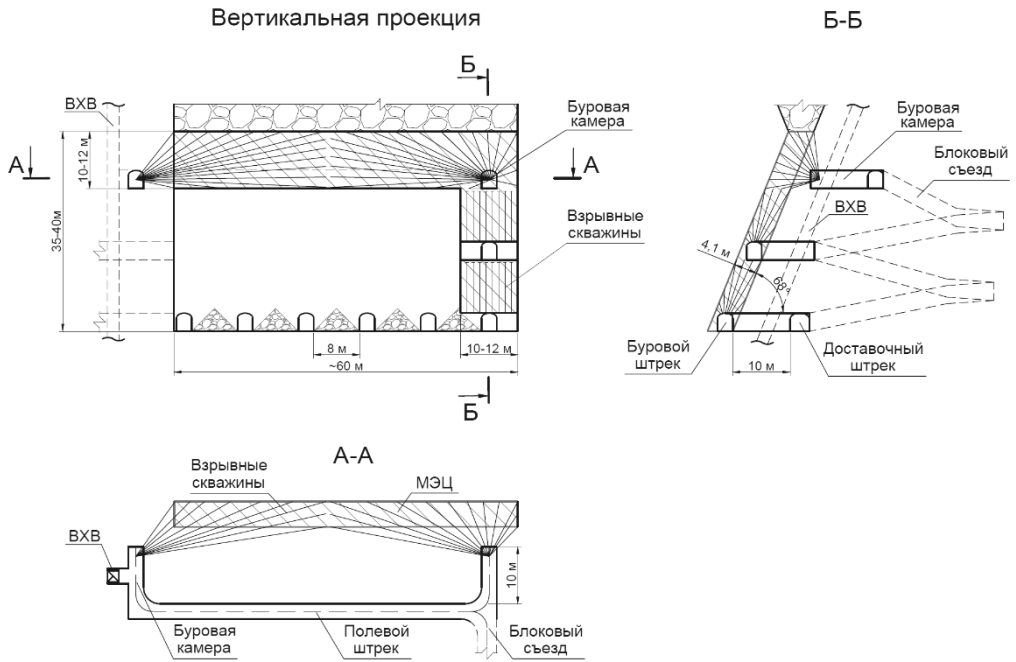


Рис. 2. Схема разбуривания МЭЦ и МКЦ после отработки основных запасов блока  
 Fig. 2. Drilling scheme of the level and rib pillars after the extraction of the main reserves of the block



Рис. 3. Площадной выпуск руды МЭЦ и МКЦ под обрушенными породами вышележащего блока и висячего бока  
 Fig. 3. Level and rib pillars areal ore drawing under the caved rocks of the overlying block and hanging side



ными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения» (ФНиП №494) и «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (ФНиП №505) для определения безопасных расстояний по воздействию УВВ, исключаяющих травмирование людей при производстве взрывных работ в подземных горных выработках, необходимо определить значение избыточного давления на фронте УВВ.

Массовый взрыв МЭЦ и МКЦ будет проведен в непосредственной близости от гор. 665 м, где расположена штольня №11. Суммарный объем обрушаемых целиков составляет 4410 м<sup>3</sup> (МЭЦ — 3180 м<sup>3</sup>, МКЦ — 1230 м<sup>3</sup>). Удельный расход ВВ принимается согласно действующих «Норм технологического проектирования ВНТП-13—2-93» по крепости руды ( $f=12-14$ ) и выходу негабарита (до 10 %) при размере кондиционного куска  $c=400$  мм —  $q_{ВВ}=1,5$  кг/м<sup>3</sup> [17]. При определении границ опасных зон действия УВВ на людей принимается вся масса взрывающегося ВВ вне зависимости от используемых замедлений между зарядами. Таким образом, расчет будет производиться для массы ВВ  $Q=6615$  кг.

Избыточное давление на фронте УВВ для пород следует рассчитывать по формуле [18, 19]:

$$\Delta P = \left( 3410 \frac{Q_3}{R \Sigma S} + 794 \sqrt{\frac{Q_3}{R \Sigma S}} \right) e^{-\frac{\beta R}{d}}, \quad \text{кПа}, \quad (5)$$

$$Q_3 = Q \times Q_3, \quad \text{кг}, \quad (6)$$

$$Q_3 = 12Pd_{\text{СКВ}} K_3 N, \quad \text{кг}, \quad (7)$$

где  $\Delta P$  — избыточное давление на фронте УВВ, кПа;  $Q_3$  — масса

одновременно взорванного эквивалентного заряда, кг;  $Q$  — масса одновременно взрывающегося заряда, кг;  $Q_3$  — коэффициент эквивалентности;  $d_{\text{СКВ}}$  — диаметр скважин, м;  $K_3$  — коэффициент, значение которого зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины к ее диаметру;  $P$  — вместимость взрывчатых веществ 1 м скважины, кг;  $R$  — расстояние, пройденное УВВ от заряда до расчетной точки, м;  $\Sigma S$  — суммарная площадь поперечного сечения выработок, примыкающих к заряду ВВ, для которых производится расчет давления в УВВ, м<sup>2</sup>;  $e$  — основание натурального логарифма,  $e=2,71$ ;  $d$  — приведенный диаметр выработки,  $d = 1,12S^{0,5}$ , м;  $\beta$  — коэффициент, учитывающий шероховатость поверхности выработок.

Поскольку выработка, по которым распространяется УВВ, может быть несколько, и они переменного сечения, их приведенный диаметр должен быть определен по формуле:

$$d = \frac{d_1 + d_2 + \dots + d_n}{n}, \quad \text{м}, \quad (8)$$

где  $d_1, d_2, d_n$  — приведенные диаметры соответствующих выработок, м;  $n$  — количество выработок.

План гор. 665 м представлен на рис. 4. Примыкающими выработками следует считать разведочные штреки №7 и №8 гор. 665 м сечением  $S=11,1$  м<sup>2</sup> и штольню №11 в направлении к устью и к висячему боку месторождения сечением  $S=12,5$  м<sup>2</sup>. Подставив данные значения в формулу (8), получаем приведенный диаметр данных выработок, он составит  $d=3,85$  м. При взрывании пород с коэффициентом крепости  $f \geq 12$  определенная величина  $\Delta P$  УВВ должна быть увеличена в 1,5 раза. Также на пути движения УВВ по выработкам встречаются местные сопротивления. Определенное зна-

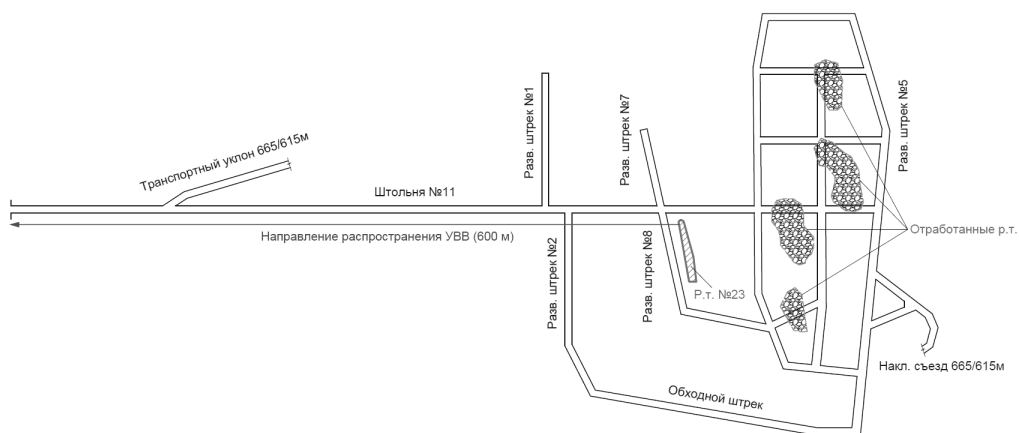


Рис. 4. План горизонта 665 м  
Fig. 4. Horizon 665 m plan

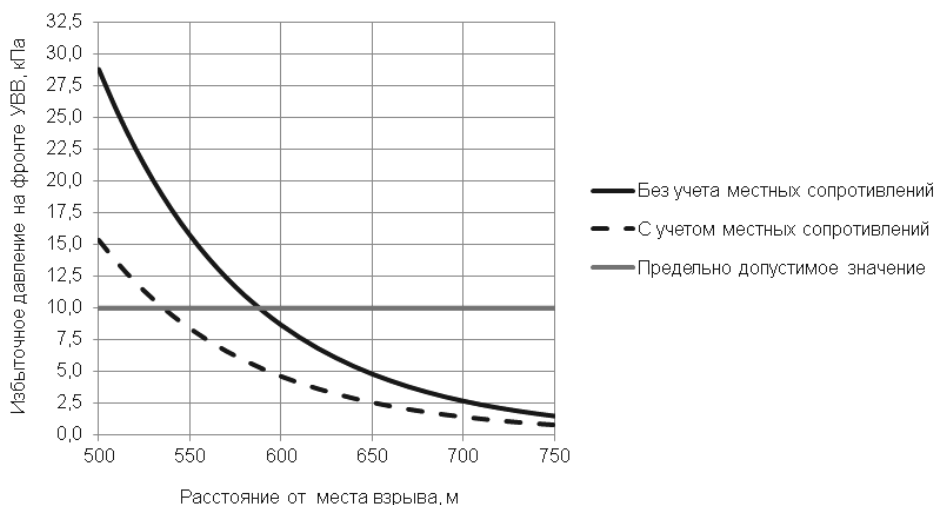


Рис. 5. Зависимость избыточного давления на фронте УВВ от расстояния от места взрыва  
Fig. 5. Dependence of excess pressure at the shock air wave front on the distance from the explosion site

чение величины  $\Delta P$  необходимо разделить на коэффициенты ослабления  $\delta$ , соответствующие каждому местному сопротивлению. Направления распространения УВВ по штольне №11 в сторону висячего бока и по разведочным штрекам №7 и №8 нас не интересуют, поскольку добычные, проходческие и прочие работы в этих выработках

на момент массового обрушения целиков рудного тела №23 уже окончены, доступ людей на эти участки закрыт. Штольня №11 не закреплена, пройдена вкрест простирания рудных тел, волна движется в направлении, обратном падению пород.

Расчетные значения  $\Delta P$  для направления распространения УВВ от места

взрыва к устью штольни №11 без учета и с учетом местных сопротивлений (разведочные штреки №1 и №2 с коэффициентами  $\delta=1,25$  каждый, транспортный уклон 665/615 м с коэффициентом  $\delta=1,2$ ) в зависимости от пройденного расстояния приведены на рис. 5. Предельно допустимое избыточное давление на фронте УВВ для людей следует принимать 10 кПа [20].

Устье штольни №11 находится на расстоянии 600 м от рудного тела №23. Из полученного графика видно, что на таком расстоянии значение  $\Delta P$  не превышает предельно допустимого для людей значения.

Однако, учитывая, что взрывные работы проводятся в условиях отрицательных (или близких к отрицательным) температур, в качестве основного следует принять расчетное значение без учета местных сопротивлений. Из соображений предотвращения несчастных случаев [21] при массовом взрыве МЭЦ и МКЦ все люди выводятся на поверхность из рудника на расстояние не менее 50 м от устья штольни. Нахождение непосредственно напротив портала — запрещается. Инициирование зарядов обрушения целиков производится из укрытия с поверхности.

Применяемое самоходное (ПДМ, буровые станки, автосамосвалы) и стационарное (вентиляторы местного проветривания, смесительно-зарядные машины) оборудование на период про-

ведения массового взрыва МЭЦ и МКЦ размещается в гаражах на поверхности или в горных выработках нижележащего гор. 615 м.

Коммуникации в примыкающих выработках представлены стальным воздухопроводом местного значения, при выпуске руды целиков ПДМ в силу отсутствия потребителей сжатого воздуха более не используются. При предельно допустимом избыточном давлении на фронте УВВ для коммуникаций 60 кПа расстояние от места обрушения МЭЦ и МКЦ, на котором могут происходить повреждения местных коммуникаций, — до 400 м.

### **Заключение**

Для условий подземной разработки Ветренского золоторудного месторождения обоснованы устойчивые параметры МЭЦ и МКЦ при системе разработки подэтажными штреками для значительных по размерам крутопадающих рудных тел. Для характерного рудного тела разработан вариант данной системы разработки с последующим массовым обрушением целиков и площадным выпуском их руды через днище камеры. Обоснованы параметры безопасности по действию УВВ при проведении массового взрыва при обрушении целиков. Установлена зависимость избыточного давления на фронте УВВ от расстояния от места массового взрыва для рассматриваемых условий подземного рудника.

### **СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Аксенов А. А., Ожиганов И. А. Совершенствование практики отнесения месторождений к склонным по горным ударам // Безопасность труда в промышленности. — 2018. — № 1. — С. 58—60.
2. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Никитин И. В., Рожков А. А., Соломещин Ю. М., Дедов О. Ю. Особенности подземной разработки Ветренского золоторудного месторождения // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. — 2018. — № 4. — С. 12—22.
3. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Рожков А. А. Модернизация системы разработки маломощного месторождения богатых медноколчеданных руд // Устойчивое развитие горных территорий. — 2020. — Т. 12. — № 3 (45). — С. 444—453.

4. Необутов Г. П., Зубков В. П., Петров Д. Н. Оценка устойчивости обнажений массива горных пород в условиях подземной разработки месторождений криолито-зоны // Научное обозрение. — 2014. — № 8 — 3. — С. 941 — 943.
5. Сосновская Е. Л. Оценка техногенных напряжений на контуре очистных камер при разработке крутопадающих золоторудных жил малой мощности // Вестник ИрГТУ. — 2014. — № 12 (95). — С. 82 — 88.
6. Avdeev A., Sosnovskaya E. Geomechanical Conditions of Vein Gold Deposits in Permafrost Zone // E3S Web of Conferences. VIII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources” (PCDG 2020). Vol. 192. 2020. P. 01026. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202019201020>.
7. Athey J. E., Werdon M. B., Twelker E., Henning M. W. Alaska’s Mineral Industry 2015. AK: Alaska Division of Geological & Geophysical Survey, Fairbanks. 2016. 45 p. DOI: 10.14509/29687.
8. Хохолов Ю. А., Соловьев Д. Е. Прогноз теплового режима рудника с учетом динамики развития горных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2013. — № 10. — С. 30 — 36.
9. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. — Чита: Читинский филиал ВНИПИгорцветмет, 1988. — 126 с.
10. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов. — Ленинград: ВНИМИ, 1972. — 85 с.
11. Massabki R. F. Panel opening in sublevel open stope mining using modeling software / 24th World Mining Congress, 2016, Rio de Janeiro, Brazil. pp. 358 — 364.
12. Барановский К. В., Соломеин Ю. М., Антипин Ю. Г. Совершенствование технологии выемки запасов целиков и способа погашения выработанного пространства в условиях Кыштымского подземного рудника // Проблемы недропользования. — 2018. — № 1 (16). — С. 5 — 12.
13. Тапсиев А. П., Фрейдин А. М., Филиппов П. А., Усков В. А., Неверов А. А., Артеменко Ю. В., Вдовин Г. К., Садабаев К. Т. Обоснование параметров и проведение крупномасштабного взрыва на Макмальском руднике в условиях сейсмоопасной высокогорной зоны Тянь-Шаньского хребта // Взрывное дело. — 2012. — № 108 — 65. — С. 316 — 332.
14. Shekhar G., Gustafson A., Boeg-Jensen P., Malmgren L., Schunnesson H. Draw control strategies in sublevel caving mines — A baseline mapping of LKAB’s Malmberget and Kiirunavaara mines // The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2018, Vol. 118, Iss. 7, P. 723 — 733.
15. Lapčević V., Torbica S. Numerical Investigation of Caved Rock Mass Friction and Fragmentation Change Influence on Gravity Flow Formation in Sublevel Caving // Minerals, 2017, Vol. 7, Iss. 4. <https://doi.org/10.3390/min7040056>
16. Савич И. Н., Нестеров Ю. И. Обоснование режима фронтально-торцевого выпуска руды // Маркшейдерия и недропользование. — 2018. — № 1 (93). — С. 21 — 23.
17. Fowler A. C., Scheu B. A theoretical explanation of grain size distributions in explosive rock fragmentation // Proceedings of The Royal Society A: Mathematical, Physical and Engineering Sciences, 2016, Vol. 472, Iss. 2190. DOI: 10.1098/rspa.2015.0843.
18. Садовский М. А. Избранные труды: Геофизика и физика взрыва / М. А. Садовский; Отв. ред. В. В. Адушкин. — М.: Наука, 2004. — 440 с.
19. Zharikov S., Kutuev V. On the Issue of Defining Safe Distances and Overpressure Under Impact of Shock Air Blast Wave (Magnesitovaya Mine) // E3S Web of Conferences. VIII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources” (PCDG 2020). Vol. 192. 2020. P. 01027. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202019201027>.

20. *Налисько Н. Н.* Защита персонала от ударных воздушных волн путем управлением их распространением в протяженных сооружениях // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури. — 2018. — № 3 (241–242). — С. 102–114.

21. *Morel G., Pillay M.* The Occupational Risk Assessment Method: A Tool to Improve Organizational Resilience in the Context of Occupational Health and Safety Management // Advances in Safety Management and Human Factors : Proceedings of the AHFE 2019 International Conference on Safety Management and Human Factors. Series: Advances in Intelligent Systems and Computing. — Cham : Springer, 2019. Vol. 969. P. 367–376. **PLAB**

## REFERENCES

1. Aksenov A. A., Ozhiganov I. A. Improving the practice of classifying deposits as prone to rock bursts. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2018, no. 1, pp. 58–60. [In Russ]

2. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Baranovskij K. V., Nikitin I. V., Rozhkov A. A., Solomein Yu. M., Dedov O. Yu. Features of underground development of the Vetrenskoye gold deposit. *Izvestia vuzov. Gornyj zhurnal*. 2018, no. 4, pp. 12–22. [In Russ]

3. Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Rozhkov A. A. Modernization of the mining system of a low-power deposit of rich copper pyrite ores. *Ustojchivoe razvitie gornyh territorij*. 2020, Vol. 12, no. 3 (45), pp. 444–453. [In Russ]

4. Neobutov G. P., Zubkov V. P., Petrov D. N. Assessment of the stability of rock mass outcrops in the conditions of underground mining of permafrost deposits. *Nauchnoe obozrenie*. 2014, no. 8–3, pp. 941–943. [In Russ]

5. Sosnovskaya E. L. Assessment of technogenic stresses on the contour of treatment chambers during the mining of steeply dipping gold veins of low power. *Vestnik IrGTU*. 2014, no. 12 (95), pp. 82–88. [In Russ]

6. Avdeev A., Sosnovskaya E. Geomechanical Conditions of Vein Gold Deposits in Permafrost Zone. E3S Web of Conferences. VIII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources” (PCDG 2020). Vol. 192. 2020. P. 01026. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202019201020>.

7. Athey J. E., Werdon M. B., Twelker E., Henning M. W. Alaska’s Mineral Industry 2015. AK: Alaska Division of Geological & Geophysical Survey, Fairbanks. 2016. 45 p. DOI: 10.14509/29687.

8. Hoholov Yu. A., Solov’ev D. E. Forecast of the thermal regime of the mine taking into account the dynamics of the development of mining operations. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2013, no. 10, pp. 30–36. [In Russ]

9. *Metodicheskie ukazaniya po opredeleniyu razmerov kamer i tselikov pri podzemnoi razrabotke rud tsvetnykh metallov* [Guidelines for determining the size of chambers and pillars in the underground mining of non-ferrous metals], Chita, Chita branch of VNIPIgortsvetmet, 1988, 126 p. [In Russ]

10. *Metodicheskie ukazaniya po ustanovleniyu razmerov kamer i celikov pri kamernyh sistemah razrabotki rud cvetnykh metallov* [Guidelines for establishing the dimensions of chambers and pillars in chamber systems for the development of non-ferrous metal ores], Leningrad, VNIMI, 1972, 85 p. [In Russ]

11. Massabki R. F. Panel opening in sublevel open stope mining using modeling software / 24th World Mining Congress, 2016, Rio de Janeiro, Brazil. pp. 358–364.

12. Baranovskii K. V., Solomein Yu.M., Antipin Yu.G. Improving the technology of excavating stocks of pillars and the method of redeeming the developed space in the conditions of the Kyshtym underground mine. *Problemy nedropol'zovaniya*, 2018, no. 1 (16), pp. 5–12. [In Russ]

13. Tapsiev A. P., Frejdin A. M., Filippov P. A., Uskov V. A., Neverov A. A., Artemenko Yu. V., Vdovin G. K., Sadabaev K. T. Substantiation parameters and conducting a large-scale explosion at the Makmal mine in the seismically hazardous high-mountain zone of the Tien Shan ridge. *Vzryvnoe delo*. 2012, no. 108–65, pp. 316–332. [In Russ]

14. Shekhar G., Gustafson A., Boeg-Jensen P., Malmgren L., Schunnesson H. Draw control strategies in sublevel caving mines A baseline mapping of LKAB's Malmberget and Kiirunavaara mines. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 2018, Vol. 118, Iss. 7, P. 723–733.

15. Lapčević V., Torbica S. Numerical Investigation of Caved Rock Mass Friction and Fragmentation Change Influence on Gravity Flow Formation in Sublevel Caving. *Minerals*, 2017, Vol. 7, Iss. 4. <https://doi.org/10.3390/min7040056>

16. Savich I. N., Nesterov Yu. I. Substantiation of the front-end ore drawing regime. *Markshejderiya i nedropol'zovanie*. 2018, no. 1 (93), pp. 21–23. [In Russ]

17. Fowler A. C., Scheu B. A theoretical explanation of grain size distributions in explosive rock fragmentation. *Proceedings of The Royal Society A: Mathematical, Physical and Engineering Sciences*, 2016, Vol. 472, Iss. 2190. DOI: 10.1098/rspa.2015.0843.

18. Sadovskij M. A. *Izbrannye trudy: Geofizika i fizika vzryva* [Selected works: Geophysics and physics of explosion], Moscow, Nauka, 2004, 440 p. [In Russ]

19. Zharikov S., Kutuev V. On the Issue of Defining Safe Distances and Overpressure Under Impact of Shock Air Blast Wave (Magnesitovaya Mine). *E3S Web of Conferences*. VIII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources” (PCDG 2020). Vol. 192. 2020. P. 01027. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202019201027>.

20. Nalis'ko N. N. Protection of personnel from air shock waves by controlling their propagation in extended structures. *Visnik Pridniprovs'koi derzhavnoi akademii budivnictva ta arhitekturi*. 2018, no. 3 (241–242), pp. 102–114. [In Russ]

21. Morel G., Pillay M. The Occupational Risk Assessment Method: A Tool to Improve Organizational Resilience in the Context of Occupational Health and Safety Management. *Advances in Safety Management and Human Factors : Proceedings of the AHFE 2019 International Conference on Safety Management and Human Factors*. Series: *Advances in Intelligent Systems and Computing*. Cham : Springer, 2019. Vol. 969. P. 367–376.

## ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Рожков Артём Андреевич*<sup>1</sup> — канд. техн. наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии, [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru);

*Барановский Кирилл Васильевич*<sup>1</sup> — канд. техн. наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии;

*Смирнов Алексей Алексеевич*<sup>1</sup> — канд. техн. наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии;

*Соломеин Юрий Михайлович*<sup>1</sup> — научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии;

<sup>1</sup> Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УРО РАН), Екатеринбург, Россия.

## INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*Rozhkov A. A.*<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher at the Laboratory of Underground Geotechnology, [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru);

*Baranovsky K. V.*, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher at the Laboratory of Underground Geotechnology

*Smirnov A. A.*, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher at the Laboratory of Underground Geotechnology

*Solomein Yu. M.*, Researcher at the Laboratory of Underground Geotechnology

<sup>1</sup> Institute of Mining, Ural Branch, Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg, Russia.

Получена редакцией 25.12.2020; получена после рецензии 02.03.2021; принята к печати 10.04.2021.

Received by the editors 25.12.2020; received after the review 02.03.2021; accepted for printing 10.04.2021.