НАУЧНАЯ СТАТЬЯ
УДК 622.233:622.235:624.191
https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-5-56-64

SCIENTIFIC ARTICLE
UDC 622.233:622.235:624.191

Проходка горных выработок большого сечения буровзрывным методом в условиях многолетней мерзлоты способом сплошного забоя

В. Ф. Гутник[1]✉, А. Н. Анушенков[2]
[1]Акционерное общество «Моспроект-3», г. Москва, Российская Федерация
[2]Институт цветных металлов Сибирского федерального университета, г. Красноярск, Российская Федерация
✉ *Gutnik.vf@yandex.ru*

Резюме. В настоящее время ведется активное развитие транспортной инфраструктуры в отдаленных регионах Российской Федерации, в частности увеличение пропускной способности Транссибирской и Байкало-Амурской магистралей. Для решения данной задачи необходимо сооружение новых тоннелей. Буровзрывные работы были и остаются одним из основных методов проходки горных выработок, а способ проходки имеет важное значение и определяет основные технико-экономические показатели проекта. Способ сплошного забоя (на полное сечение) по сравнению с уступным способом повышает скорость проходки за счет сокращения количества основных операций в цикле производства работ в контексте итогового доведения выработки до проектного сечения. Вместе с этим проходка тоннеля на полное сечение позволяет параллельно вести работы по возведению постоянной обделки на некотором отдалении от забоя. Эти факторы сокращают сроки строительства, соответственно, и себестоимость проекта в целом. При этом одним из основных условий, определяющих количественные и стоимостные показатели сокращения сроков и себестоимости строительства, является увеличение длины уходки забоя за один цикл буровзрывных работ. Увеличение длины разрабатываемой заходки является непростой задачей, так как при этом, как правило, уменьшается эффективность работы взрыва, выражающаяся в снижении коэффициента использования шпура. В данной статье представлена и подробно описана инновационная схема вруба и паспорта буровзрывных работ, которая позволяет эффективно вести проходку горных выработок большого сечения способом сплошного забоя в условиях многолетнемерзлых пород. Также приведена методика ее разработки, основанная на моделировании и экспериментальных испытаниях различных вариаций смоделированных схем в условиях строительства железнодорожного тоннеля, пролегающего в многолетней мерзлоте.

Ключевые слова: проходка, тоннель, способ сплошного забоя, многолетняя мерзлота, паспорт БВР, коэффициент использования шпура, скважина, вруб

Для цитирования: Гутник В.Ф., Анушенков А.Н. Проходка горных выработок большого сечения буровзрывным методом в условиях многолетней мерзлоты способом сплошного забоя. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026; 26 (5): 56-64. https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-5-56-64.

Drilling and blasting of large-section mining workings in permafrost conditions by the solid failing method

V. F. Gutnik[1]✉, A. N. Anushenkov[2]
[1]JSC Mosproekt-3, Moscow, Russian Federation
[2]Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation
✉ *Gutnik.vf@yandex.ru*

Abstract. Transport infrastructure is currently being actively developed in remote regions of the Russian Federation, specifically increasing the capacity of the Trans-Siberian and Baikal-Amur Mainlines. To address this challenge, new tunnels must be constructed. Drilling and blasting have been and remain one of the primary methods for excavating mine workings, and the method of excavation is crucial and determines the key technical and economic indicators of a project. Compared to the bench method, continuous stoping (full-section tunneling) allows for increased speed by reducing the number of key operations in the work cycle, ultimately bringing the working to its design cross-section. Furthermore, full-section tunneling allows for parallel construction of a permanent lining at some distance from the working face. These factors reduce construction time and, consequently, the overall project cost. One of the

© Гутник В. Ф., Анушенков А. Н., 2026

key factors determining the quantitative and cost metrics for reducing construction time and costs is increasing the face length per drilling and blasting cycle. Increasing the length of the developed face is challenging, as it typically reduces blast efficiency, resulting in a decrease in blasthole utilization. This article presents and describes in detail an innovative cutting scheme and drilling and blasting protocols that enable efficient development of large-diameter mine workings using continuous face mining in permafrost conditions. It also presents a methodology for its development, based on modeling and experimental testing of various variations of the modeled schemes during the construction of a railway tunnel running through permafrost.

Keywords: driving, tunnel, continuous face method, permafrost, blasting pattern, utilization factor of blasthole, borehole, cut

For citation: Gutnik V.F., Anushenkov A.N. Drilling and blasting of large-section mining workings in permafrost conditions by the solid failing method. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026; 26 (5): 56-64. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-5-56-64.

Введение

Проходка нового Дуссе-Алиньского тоннеля была начата со стороны Западного портала и производилась уступным способом: сначала калотта, затем штросса. Горно-геологические и горнотехнические характеристики многолетнемерзлых пород отличаются от их немерзлого состояния, и применение известных схем вруба и паспортов буровзрывных работ (БВР) не приносило желаемых результатов: коэффициент использования шпура (КИШ) был низким, оставались недоборы [1] и выход негабарита. Однако после многочисленных экспериментов была разработана оптимальная схема вруба[1], позволяющая эффективно вести проходку калотты с требуемым КИШ, на основании которой был составлен итоговый паспорт БВР.

Через некоторое время начата проходка со стороны Восточного портала, также уступным способом. При этом проектом организации строительства (ПОС) параллельно с ведением проходческих работ предусматривалось возведение постоянной обделки для сокращения сроков строительства и организации новых фронтов ведения работ, таких как устройство жесткого основания, верхнего строения пути (ВСП) и пр. Однако скорость возведения постоянной обделки (72 пог. м/мес) была выше, чем скорость проходки уступным способом. Из-за того что проходка велась интервально, 30 суток – проходка калотты (96,4 пог. м) и 25 суток – проходка штроссы (96,4 пог. м), средняя скорость проходки на полное сечение составила 96,4 / 55 · 30 = 52,58 пог. м/мес. По этой причине был произведен переход на проходку способом сплошного забоя, так как по сравнению с уступным способом итоговая скорость проходки выше и составляет 58 пог. м/мес при проектной длине заходки – 2 пог. м. При этом данная скорость проходки по-прежнему не обеспечивала требуемые темпы по сооружению постоянной обделки.

Таким образом, возникла необходимость в увеличении скорости проходки путем увеличения длины разрабатываемой заходки. При увеличении длины заходки требуется большее количество одновременно заряжаемого взрывчатого вещества (ВВ), соответственно, увеличивается сейсмическая нагрузка на действующий тоннель, поэтому было решено провести горно-экологический мониторинг [2, 3]. Рассматривались различные методики мониторинга [4–6], по итогу проведения получено одобрение на увеличение длины заходки.

Как и в случае с проходкой калотты, известные схемы вруба[2],[3],[4] не приносили желаемых результатов при увеличении длины заходки, КИШ был неудовлетворительным (0,6–0,75), и по аналогии [7] были начаты экспериментальные испытания различных схем вруба для проходки тоннеля способом сплошного забоя.

Цель исследований: разработка и внедрение в производство схемы вруба и паспорта буровзрывных работ, которые позволят эффективно вести проходку горных выработок большого сечения в условиях многолетнемерзлых пород способом сплошного забоя, заходками длиной 4–6 пог. м при удовлетворительном значении КИШ.

Задачи исследования:

1. На основе экспериментальных испытаний известных схем вруба определить схему-прототип.
2. На основе схемы-прототипа выполнить моделирование новой схемы вруба, подходящей под заданные параметры.
3. Провести испытания смоделированной схемы вруба с последующей ее корректировкой до получения положительного результата.
4. На основе окончательной схемы вруба, показавшей положительный результат, составить и экспериментально испытать полный паспорт БВР для проходки способом сплошного забоя с последующей корректировкой до получения положительного результата.

Расположение и характеристика района объекта исследования

Действующий Дуссе-Алиньский тоннель находится на 3382–3384-м километрах БАМа, проходит под Дуссе-Алиньским хребтом. Местом перевального 1807-метрового тоннеля было выбрано седло Солони-Черт. Обделка тоннеля на всем его протяжении была выполнена из монолитного бетона марки М200, что соответствует, согласно действующим в настоящее время нормам, классу В15. Внутреннее очертание обделки – сводчатое с прямыми стенами.

Слева от оси тоннеля расположена еще одна выработка – дренажный коллектор. Расстояние между осями коллектора и тоннеля составляет около 8,5 м. Длина коллектора– 1945,3 м. Поперечное сечение коллектора имеет либо подковообразное сечение (в этом случае обделка выполнена из бетонных блоков размером 200 × 200 × 200 мм), либо сечение с вер-

[1]Патент РФ № 2852813 C1. Гутник В.Ф., Анушенков А.Н., Вохмин С.А., Урбаев Д.А. Схема клинощелевого вруба для многолетнемерзлых пород, опубл. 16.12.2025.

[2]Патент РФ № 2081392 C1, Андриевский А.П. Способ образования врубовой полости, опубл. 10.06.1997.

[3]Патент РФ 146195 U1, Масаев Ю.А., Стафеев А.А. Комбинированный призматический вруб, опубл. 10.10.2014.

[4]Патент РФ 2646152 C2, Масаев Ю. А., Копытов А. И., Масаев В. Ю. Схема взрывной отбойки забоя удароопасных горных пород, опубл. 01.03.2018.

тикальными стенами и пологим сводом (обделка выполнена из монолитного бетона). Обделка соответствовала классу не ниже В10.

Географическое положение тоннеля – центральная часть Хингано-Буреинского нагорья, охватывающая большую часть бассейна р. Бурея. Рельеф района проектирования – горный. Преобладают горы массивных очертаний с выположенными куполовидными водоразделами и крутыми, иногда обрывистыми в основании склонами, глубоко расчлененными узкими трапециевидными речными долинами.

Действующий (существующий) и проектируемый тоннели пересекают Буреинский хребет. Буреинский хребет, простирается с юго-запада на северо-восток. Его ширина в некоторых местах достигает 80 км, а наивысшая точка над уровнем моря – 2 167 м.

Район занимает промежуточное положение между двумя областями с совершенно различными физико-географическими условиями: влажными прибрежными районами Тихого океана – на востоке и континентальными пространствами Восточной Сибири – на западе.

В связи с этим формирование климата происходит под воздействием как океанических, так и континентальных факторов, а потому отличается резко выраженными чертами континентальности и в то же время имеет муссонный характер.

Среднегодовая многолетняя температура воздуха составляет -3,3 °С, при абсолютном минимуме -52,2 °С (мст. Чекунда) и -1,0 °С при абсолютном минимуме -48,1 °С (мст. Урми). Самый холодный месяц – январь, средняя температура составляет -31,8 °С (мст. Чекунда) и -24,3 °С (мст. Урми).

Наиболее теплый месяц – июль со средней температурой 19,3 °С и абсолютной максимальной 39,6 °С (мст. Чекунда) и со средней температурой 19,0 °С и абсолютной максимальной 38,6 °С (мст. Урми). Продолжительность безморозного периода в среднем 108 дней (мст. Чекунда) и 96 дней (мст. Урми).

Западный портал расположен на расстоянии 193 м от существующего пути. Проектируемый тоннель выходит на параллельное направление с существующим в 32 м от него. Предусматривается устройство выемок с Западного и Восточного порталов глубиной 20 и 11 м соответственно. Тоннель устраивается с максимальным уклоном 15,1 ‰. Разница высот порталов составляет 29,2 м.

Горно-геологические и иные характеристики проектируемого тоннеля (объекта исследований) приведены в предыдущем исследовании [7].

Методика исследования

Методика исследования заключается в моделировании новой схемы вруба на основании анализа известных схем, последовательных опытных взрываниях смоделированной схемы вруба с последующей ее корректировкой в зависимости результатов взрыва, в отличие от других методик [8, 9], основанных на расчете различных параметров [10, 11].

В качестве прототипа была выбрана схема, показавшая положительный результат при проходке калотты [2, 11]. Поскольку длина уходки данной схемы варьируется в пределах 1766–4340 мм в зависимости от диаметра разгрузочных незаряжаемых скважин (76–125 мм), без учета КИШ, для заданных параметров проходки способом сплошного забоя, заходками по 4000–6000 мм, она не подходит. Этим обусловлена необходимость разработки новой схемы.

Принципы моделирования

При составлении модели были применены следующие принципы:

1. Так как габариты разрабатываемой заходки зависят от диаметра разгрузочных незаряжаемых скважин, за основу при составлении модели был взят средний диаметр скважины в пределах заданного интервала (76–125 мм), равный 100 мм.

2. Как видно на схеме вруба, взятой за прототип [7, рис. 5], пробивного расстояния в 400 мм между забоями шпуров IV группы вкупе с дополнительной обнаженной поверхностью в виде разгрузочной незаряжаемой скважины достаточно для эффективного разрушения рассматриваемого породного массива.

3. Так как с увеличением длины заходки эффективность работы шпуров в забойной зоне уменьшается, а для качественной работы вруба необходимо добиться гарантированного образования первоначальной щелевидной полости, необходимо применение дополнительных шпуров в виде горизонтального и вертикального клина.

4. Для оптимального распределения серий замедления и удобства формирования взрывной цепи предпочтительная форма врубовой полости должна быть подобна форме разрабатываемой выработки.

5. Для эффективной работы второго и третьего горизонтального клина в связи с увеличением длины разрабатываемой заходки необходимо добавить разгрузочные незаряжаемые скважины так, чтобы они располагались между забоями данных групп шпуров либо в непосредственной близости от них.

6. В связи с увеличением длины разрабатываемой заходки расстояния между устьями и забоями шпуров следует уменьшить для обеспечения требуемого пробивного действия шпуров.

7. Каждую группу шпуров следует взрывать отдельной серией с таким интервалом замедления, который обеспечивает разрушающую работу шпуров предыдущей серии. Симметричные группы шпуров следует взрывать последовательно.

Итоговая модель схемы вруба

После моделирования [12] различных схем вруба, их испытаний и корректировок была разработана схема, показавшая наибольшую эффективность. По причине зависимости габаритов врубовой полости от диаметра разгрузочных скважин размеры указаны в буквенном обозначении. Описание данной разработанной схемы представлено ниже.

Схема поясняется графически (рис. 1–4).

Схема клинощелевого вруба большого сечения для многолетнемерзлых пород содержит прямой, вертикальный клиновой и горизонтальный клиновой врубы. Вертикальный клиновой вруб образован четырьмя парами шпуров на вертикальной оси в центральной части вруба, пробуренными на всю длину разрабатываемой заходки наклонно к горизонтальной плоскости забоя, в центре каждой пары шпуров пробурена одна незаряжаемая разгрузочная скважина. Прямой вруб сформирован шпурами, пробуренными на всю длину разрабатываемой заходки, перпендикулярно к плоскости забоя, расположенными по вертикальной оси в центральной части вруба и симметрично друг другу по краям вруба. Горизонтальный клиновой вруб выполнен из трех групп шпуров, пробуренных наклонно к вертикальной плоскости забоя,

каждая из которых образована парами шпуров, симметрично расположенными относительно вертикальной оси вруба, при этом расстояние между шпурами каждой пары уменьшается от устья к забою. Длина всех шпуров и угол наклона шпуров вертикального и горизонтального клинового вруба определяются габаритами разрабатываемой заходки, которые прямо пропорционально зависят от диаметра разгрузочных незаряжаемых скважин.

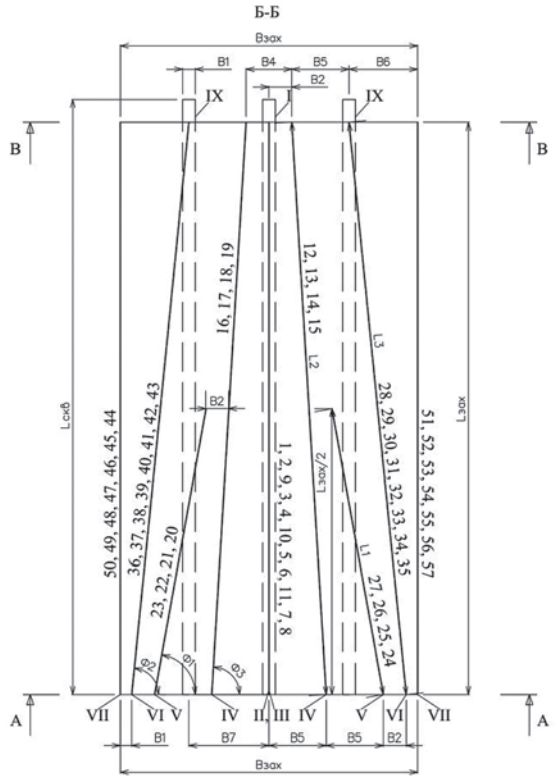


Рис. 1. **Продольный разрез по шпурам в горизонтальной плоскости /**
Fig. 1. **Longitudinal section along the boreholes in the horizontal plane**

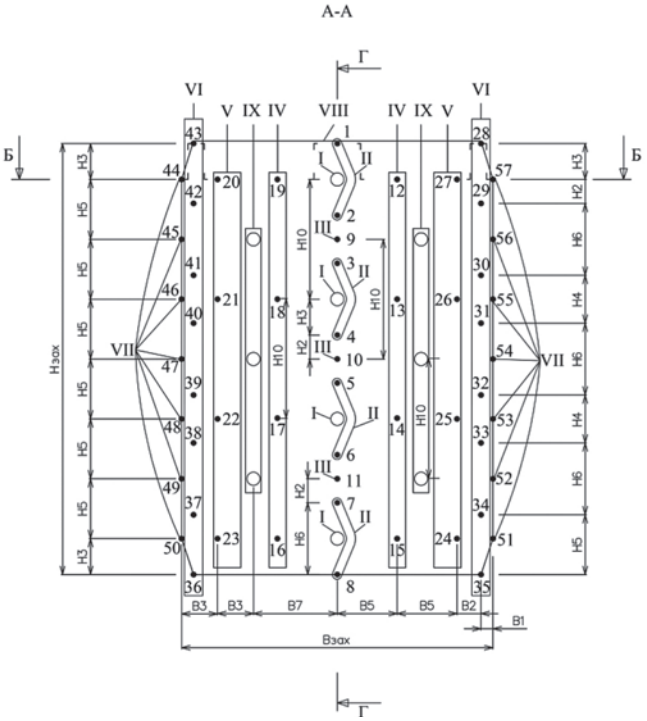


Рис. 2. **Поперечный разрез по устьям шпуров /**
Fig. 2. **Cross-section along the mouths of the boreholes**

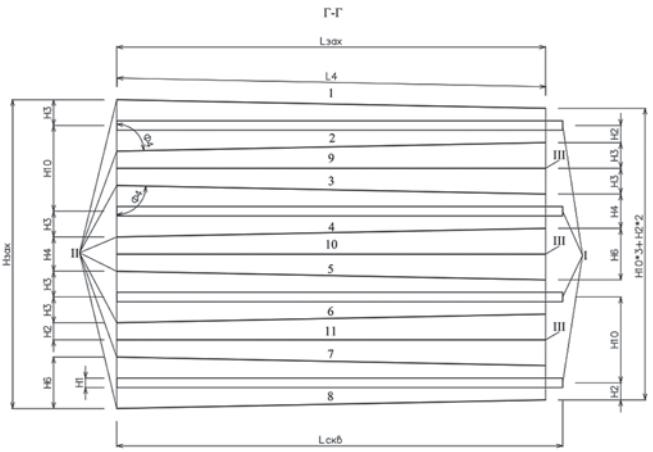


Рис. 3. **Продольный разрез по шпурам в вертикальной плоскости /**
Fig. 3. **Longitudinal section along the boreholes in the vertical plane**

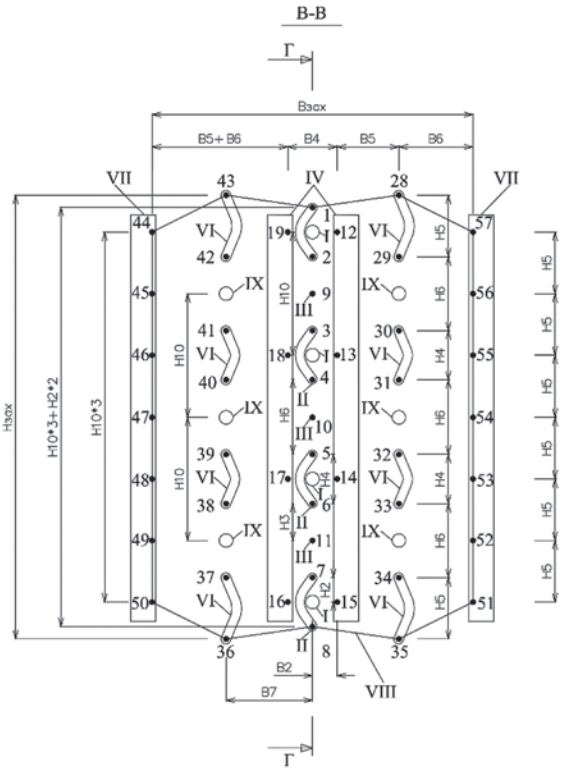


Рис. 4. **Поперечный разрез по забоям шпуров /**
Fig. 4. **Cross-section of the borehole faces**

На рисунках 1–4 обозначено: $L_{зах}$ – длина заходки; $L_{зах/2}$ – половина длины заходки; $L_{скв}$ – длина скважины; L_1, L_2, L_3, L_4 – длина шпуров; $H_{зах}$ – высота заходки; H_1, H_2, H_3, H_4, H_5, H_6, H_{10} – расстояние между забоями и устьями шпуров и скважин по высоте заходки; $B_{зах}$ – ширина заходки; B_1, B_2, B_3, B_4, B_5, B_6, B_7 – расстояние между забоями и устьями шпуров и скважин по ширине заходки; $Ф_1$, $Ф_2$, $Ф_3$, $Ф_4$ – угол забуривания шпуров; I – центральные разгрузочные незаряжаемые скважины, выполняющие роль дополнительной обнаженной поверхности, имеющие длину $L_{скв}$; II – шпуры вертикального клинового вруба, создающие первоначальную щелевидную вертикально расположенную полость, имеющие длину L_4; III – шпуры прямого вруба, дорабатывающие первоначальную щелевидную полость по вертикальной оси, имеющие длину $L_{зах}$; IV – шпуры горизонтального клинового вруба, расширяющие первоначальную вертикально расположен-

ную щелевидную полость в горизонтальном направлении, имеющие длину L_2; V – шпуры горизонтального клинового вруба, создающие малую клиновидную полость, имеющие длину L_1; VI – шпуры горизонтального клинового вруба, создающие большую клиновидную полость, имеющие длину L_3; VII – шпуры прямого вруба, образующие конечную врубовую полость, имеющие длину $L_{зах}$; VIII – контур врубовой полости по высоте ($H_{зах}$) и ширине ($B_{зах}$); IX – боковые разгрузочные скважины, выполняющие роль дополнительной обнаженной поверхности, имеющие длину $L_{скв}$; 1–57 – порядковые номера шпуров. Скважины I и IX группы имеют одинаковый диаметр.

При этом расстояние между забоями и устьями шпуров по ширине заходки (B_1–B_7) и расстояние между забоями и устьями шпуров по высоте заходки (H_1–H_6, H_{10}) зависят от диаметра разгрузочных скважин, по следующему принципу: один диаметр скважины равен расстоянию B_1 и расстоянию H_1; два диаметра скважины равны расстоянию B_2 и расстоянию H_2 и так далее. К примеру, при бурении скважины $Ø_{скв}$ = 100 мм B_1 = 100 мм, H_1 = 100 мм; пять диаметров скважины $Ø_{скв}$ = 100 мм будут соответствовать размерам B_5 = 500 мм, H_5 = 500 мм.

Данная зависимость выражается следующим соотношением

$$n \cdot Ø_{скв} = B_п = H_n,$$

где n – число, обозначающее кратность диаметров скважины, n = 1–7, 10; $B_п$ – расстояние между устьями и забоями шпуров и скважин по ширине заходки для n-кратной скважины; $H_п$ – расстояние между устьями и забоями шпуров и скважин по высоте заходки для n-кратной скважины.

Зависимость размеров B_1–B_7 и H_1–H_6, H_{10}, используемых на рисунках 1–4, от диаметра разгрузочных незаряжаемых скважин приведена в таблице 1.

Таблица 1 / Table 1

Соотношение размеров диаметра разгрузочных незаряжаемых скважин, ширины ($B_п$) и высоты ($H_п$) /
The ratio of the dimensions of the diameter of unloading non-recharging wells, width ($B_п$) and height ($H_п$)

Диаметр скважины	$B_п$	$H_п$
$1 \cdot Ø_{скв}$	B_1	H_1
$2 \cdot Ø_{скв}$	B_2	H_2
$3 \cdot Ø_{скв}$	B_3	H_3
$4 \cdot Ø_{скв}$	B_4	H_4
$5 \cdot Ø_{скв}$	B_5	H_5
$6 \cdot Ø_{скв}$	B_6	H_6
$7 \cdot Ø_{скв}$	B_7	-*
$10 \cdot Ø_{скв}$	-**	H_{10}

* расстояние по высоте H_7 равно сумме расстояний H_3 и H_4;

** расстояние по ширине B_{10} равно сумме расстояний B_3 и B_7 либо B_5 и B_5.

Схема клинощелевого вруба большого сечения для многолетнемерзлых пород включает в себя вертикальный клиновой вруб, который выполнен из II группы шпуров, прямой вруб, который состоит из III и VII группы шпуров, горизонтальный клиновой вруб, состоящий из IV, V, VI групп шпуров, а также центральные незаряжаемые разгрузочные скважины I группы, расположенные в центральной части вруба, и боковые незаряжаемые разгрузочные скважины IX группы, расположенные между IV и V группой шпуров.

Клинощелевой вруб большого сечения для многолетнемерзлых пород формируется следующим образом:

1. Вертикальный клиновой вруб состоит из четырех пар шпуров с 1-го по 8-й (II группа шпуров), которые создают первоначальную щелевидную полость (рис. 1–4). Эти шпуры пробуриваются на длину L_4 (рис. 3), доходящую по нормали до длины заходки $L_{зах}$, под углом $Ф_4$ к горизонтальной плоскости забоя в центральной части вруба, по вертикальной оси. В центре каждой пары шпуров пробуривается одна разгрузочная незаряжаемая скважина (I группа скважин) Ø = 76–125 мм, длиной $L_{скв}$, которая на 5 % превышает длину заходки $L_{зах}$ (рис. 1, 3), выполняющая роль дополнительной обнаженной поверхности в системе вруба. Шпуры с 1-го по 8-й взрываются в первую очередь. Угол $Ф_4$ формируется исходя из габаритов разрабатываемой заходки, при этом расстояние между шпурами каждой пары уменьшается от устья к забою.

2. Шпуры прямого вруба с 9-го по 11-й (III группа шпуров) взрываются во вторую очередь и дорабатывают первоначальную щелевидную полость в вертикальном направлении (рис. 1–4). Шпуры пробуриваются на всю длину заходки $L_{зах}$, перпендикулярно плоскости забоя, в центральной части вруба по вертикальной оси. Они расположены между четырьмя парами шпуров, образованных 1-м и 2-м, 3-м и 4-м, 5-м и 6-м, 7-м и 8-м шпурами вертикального клинового вруба соответственно.

3. На расстоянии B_5 от вертикальной оси вруба в обе стороны пробуриваются четыре пары шпуров горизонтального клинового вруба с 12-го по 19-й (IV группа шпуров), расширяющие первоначальную щелевидную полость в горизонтальном направлении (рис. 1, 2 и 4), под углом $Ф_3$ к вертикальной плоскости забоя, длиной L2, доходящей по нормали до длины заходки $L_{зах}$. Расстояние между забоями шпуров равно расстоянию B_4 (рис. 2, 4).

Шпуры с 12-го по 15-й взрываются в третью очередь, с 16-го по 19-й – в четвертую очередь. Угол $Ф_3$ формируется исходя из габаритов разрабатываемой заходки, при этом расстояние между шпурами каждой пары уменьшается от устья к забою.

4. На расстоянии $B_5 + B_5$ от вертикальной оси вруба в обе стороны пробуриваются четыре пары шпуров горизонтального клинового вруба с 20-го по 27-й (рис. 1, 2) под углом $Ф_1$ к вертикальной плоскости забоя, длиной L_1 так, чтобы образовать малый клин (V группа шпуров), длина которого по нормали доходит до половины длины разрабатываемой заходки $L_{зах}/2$ (рис. 1). Расстояние между забоями шпуров V группы и стенками шпуров IV группы составляет B_2 (рис. 1). Шпуры с 20-го по 23-й взрываются в пятую очередь, шпуры с 24-го по 27-й – в шестую очередь, образуя малую клиновидную полость. Угол $Ф_1$ формируется исходя из габаритов разрабатываемой заходки, при этом расстояние между шпурами каждой пары уменьшается от устья к забою.

5. На расстоянии $B_5 + B_5 + B_2$ от вертикальной оси вруба в обе стороны пробуриваются восемь пар шпуров горизонтального клинового вруба с 28-го по 43-й (рис. 1, 2 и 4) под углом $Ф_2$ к вертикальной плоскости забоя, длиной L_3

так, чтобы образовать большой клин (VI группа шпуров), длина которого по нормали достигает всей длины разрабатываемой заходки $L_{зах}$. Расстояние между забоями шпуров и вертикальной осью вруба равно расстоянию B_7 (рис. 1, 4). Причем между забоями шпуров IV группы, а именно 29–30-м, 31–32-м, 33–34-м, 37–38-м, 39–40-м, 41–42-м, расположены шесть боковых незаряжаемых разгрузочных скважин Ø = 76–125 мм (IX группа скважин), по три с каждой стороны от вертикальной оси вруба (рис. 4). Шпуры с 28-го по 35-й взрываются в седьмую очередь, шпуры с 36-го по 43-й взрываются в восьмую очередь, образуя большую клиновидную полость. Угол $Ф_2$ формируется исходя из габаритов разрабатываемой заходки, при этом расстояние между шпурами каждой пары уменьшается от устья к забою.

6. На расстоянии B_1 от устья VI группы шпуров в обе стороны от вертикальной оси вруба пробуриваются семь пар шпуров прямого вруба с 44-й по 57-й (рис. 1, 2 и 4), перпендикулярно плоскости забоя длиной $L_{зах}$ (VII группа шпуров). Шпуры с 44-го по 50-й взрываются в девятую очередь, шпуры с 51-го по 57-й взрываются в десятую очередь, образуя конечную врубовую полость длиной $L_{зах} \cdot 0,9$ (с учетом КИШ = = 0,9), шириной $B_{зах}$ и высотой $H_{зах}$.

Соотношение сторон $B_{зах} : H_{зах} : L_{зах}$ находится в диапазоне 1 : 1,385 : (1,92÷2,31) соответственно (далее – соотношение сторон). Наибольшую эффективность показали интервалы замедления между сериями короткозамедленного взрывания (КЗВ) не менее 250 мс.

Результаты испытаний смоделированной схемы вруба

Результаты испытаний приведены для схемы вруба (рис. 1–4) со следующими параметрами: $Ø_{скв}$ = 100 мм, $L_{скв}$ = = 5 250 мм, $L_{зах}$ = 5 000 мм.

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 2.

Таблица 2 / Table 2

Характеристики шпуровых зарядов / Characteristics of blasthole charges

Очередность взрывания	№ шпуров	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпуров, мм	Величина заряда, кг	
					На шпур	На серию
1	1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8	0	8	5 001	3,9	31,2
2	9, 10, 11	250	3	5 000	3,9	11,7
3	12, 13, 14, 15	500	4	5 011	3,6	14,4
4	16, 17, 18, 19	750	4	5 011	3,6	14,4
5	20, 21, 22, 23	1 000	4	2 540	1,8	7,2
6	24, 25, 26, 27	1 250	4	2 540	1,8	7,2
7	28, 29, 30, 31, 32, 33, 34, 35	1 500	8	5 025	3,6	28,8
8	36, 37, 38, 39, 40, 41, 42, 43	1 750	8	5 025	3,6	28,8
9	44, 45, 46, 47, 48, 49, 50	2 000	7	5 000	3,4	23,8
10	51, 52, 53, 54, 55, 56, 57	2 250	7	5 000	3,4	23,8
Итого расход ВВ, кг		На 1 пог. м – 41,36		На 1 м³ - 1,4		Всего – 191,3

Результаты пробных взрывов представлены в таблице 3.

Таблица 3 / Table 3

Результаты пробных взрывов / Results of test explosions

№ взрыва	КИШ	Длина уходки, мм	Коэфф. крепости породы по шкале М. М. Протодьяконова, f
1	0,93	4 650	7, 8
2	0,95	4 750	7, 8
3	0,92	4 600	7, 8
4	0,94	4 700	7, 8
5	0,97	4 850	7,8
6	0,91	4 550	7,8
7	0,95	4 750	7,8

Помимо этого, данная схема была испытана с различными диаметрами разгрузочных незаряжаемых скважин (Ø = 76–125 мм) при соблюдении заданного соотношения сторон. Значение КИШ находилось в интервале 0,89–0,98.

Диапазон габаритов врубовой полости в зависимости от диаметра скважин приведен в таблице 4.

Таблица 4 / Table 4

Диапазон габаритов врубовой полости / Range of cutting cavity dimensions

Ø скважины	$B_{зах}$, мм	$H_{зах}$, мм	$L_{зах}$, мм	
76	1 976	2 736	3 794	4 565
125	3 250	4 500	6 240	7 508

Итоговый результат проведенных испытаний

После успешных экспериментальных испытаний, схема вруба (рис. 1–4) в породах с коэффициентом крепости по М. М. Протодьяконову f = 7–8 и использованием патронированного аммонита № 6ЖВ в качестве взрывчатого вещества (ВВ), марка детонатора – «Искра-Ш» [13], была принята в работу.

Полная схема паспорта БВР на проходку подковообразной горной выработки площадью S = 71 м² методом сплошного сечения (рис. 5, 6) включает в себя:

– группу врубовых шпуров и скважин – I;
– первый контур отбойных шпуров – II;
– второй контур отбойных шпуров – III;
– третий контур отбойных шпуров – IV;
– четвертый контур отбойных шпуров – V;
– пятый контур отбойных шпуров – VI;
– шестой контур отбойных шпуров – VII;
– оконтуривающие шпуры – VIII (устья шпуров располагаются на расстоянии 250 мм от контура выработки);
– полозовые шпуры – IX, предназначены для выравнивания подошвы выработки; шпуры 135-й и 144-й забуриваются под углом 93˚ относительно горизонтальной и вертикальной оси тоннеля, шпуры с 136-го по 143-й забуриваются под углом 93˚ относительно горизонтальной оси тоннеля и 90˚ относительно вертикальной оси;
– разгрузочные шпуры – X, L = 5000 мм, выполняют роль дополнительной обнаженной поверхности, располагаются между шпурами VIII группы.

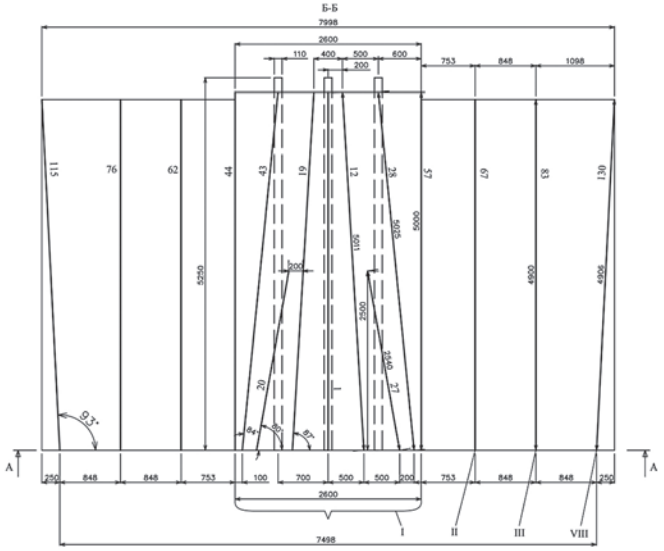


Рис. 5. **Продольный разрез по шпурам в горизонтальной плоскости /**
Fig. 5. **Longitudinal section along the boreholes in the horizontal plane**

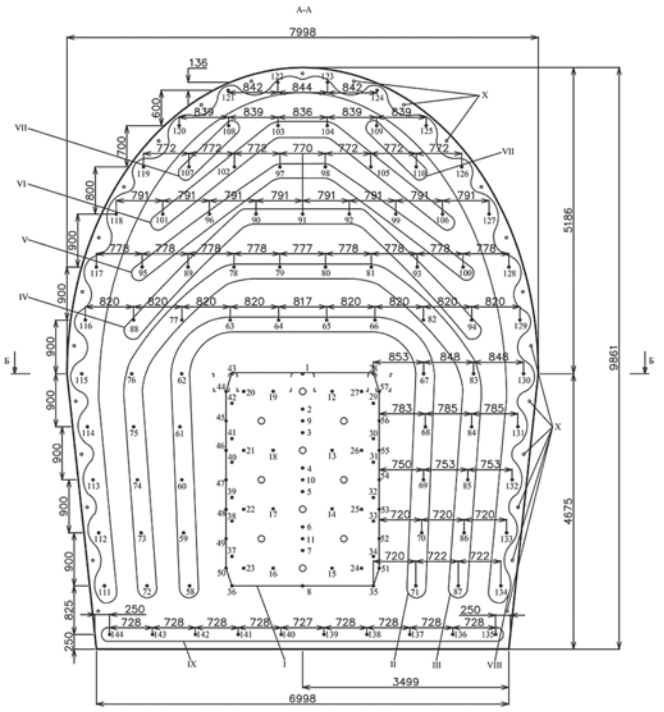


Рис. 6. **Поперечный разрез по устьям шпуров /**
Fig. 6. **Cross-section along the mouths of the boreholes (/)**

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 5.

Ввиду того что количество серий замедления детонаторов «Искра-Ш» ограничено 51 разновидностью, пришлось уменьшить минимальный интервал замедления с 250 до 150 мс. В противном случае серий замедления не хватает для отработки всей схемы (рис. 5, 6). В этом варианте в породах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова f = 7–8, результаты пробных взрывов приведены в таблице 6.

Таблица 5 / Table 5

Характеристики шпуровых зарядов /
Characteristics of blasthole charges

Очередность взрывания	№ шпуров	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпуров, мм	Величина заряда, кг	
					На шпур	На серию
1	1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8	0	8	5 001	3,9	31,2
2	9, 10, 11	150	3	5 000	3,9	11,7
3	12, 13, 14, 15	300	4	5 011	3,6	14,4
4	16, 17, 18, 19	450	4	5 011	3,6	14,4
5	20, 21, 22, 23	600	4	2 540	1,8	7,2
6	24, 25, 26, 27	750	4	2 540	1,8	7,2
7	28, 29, 30, 31, 32, 33, 34, 35	1 000	8	5 025	3,6	28,8
8	36, 37, 38, 39, 40, 41, 42, 43	1 250	8	5 025	3,6	28,8
9	44, 45, 46, 47, 48, 49, 50	1 500	7	5 000	3,4	23,8
10	51, 52, 53, 54, 55, 56, 57	1 750	7	5 000	3,4	23,8
11	58, 59, 60, 61, 62, 63, 64	2 000	7	4 900	3,2	22,4
12	65, 66, 67, 68, 69, 70, 71	2 250	7	4 900	3,2	22,4
13	72, 73, 74, 75, 76, 77, 78, 79	2 500	8	4 900	3,2	25,6
14	80, 81, 82, 83, 84, 85, 86, 87	3 000	8	4 900	3,2	25,6
15	88, 89, 90, 91, 92, 93, 94	3 500	7	4 900	3,1	21,7
16	95, 96, 97, 98, 99, 100	4 000	6	4 900	3,1	18,6
17	101, 102, 103, 104, 105, 106	4 500	6	4 900	3	18
18	107, 108, 109, 110	5 000	5	4 900	2,8	14
19	111, 112, 113, 114, 115, 116, 117, 118	6 000	8	4 906	2,4	19,2
20	119, 120, 121, 122, 123, 124, 125, 126	7 000	8	4 906	2,4	19,2
21	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134	8 000	8	4 906	2,4	19,2
22	136, 137, 138, 139, 140, 141, 142, 143	9 000	9	4 906	2,6	23,4
23	135, 144	10 000	2	4 908	2,6	5,2
Итого расход ВВ, кг		На 1 пог. м – 96,38		На 1 м^3 – 1,36		Всего – 445,8

Таблица 6 / Table 6

Результаты пробных взрывов / Results of test explosions

№ взрыва	КИШ	Длина уходки, мм	Коэфф. крепости породы по шкале М. М. Протодьяконова, f
1	0,90	4 410	7–8
2	0,93	4 557	7–8
3	0,91	4 459	7–8
4	0,92	4 508	7–8
5	0,91	4 459	7–8
6	0,90	4 410	7–8
7	0,94	4 606	7–8

При применении данной схемы (рис. 5, 6) в породах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова $f = 9–10$ возникла необходимость применения более мощного типа ВВ [14] на врубовой группе шпуров (I) по причине того, что используемый аммонит № 6ЖВ перестал обеспечивать требуемый КИШ. В качестве более мощного ВВ был использован аммонал-200 [15], в том же количестве: 191,3 кг. Остальные шпуры были заряжены аммонитом № 6ЖВ в том же количестве: 254,5 кг.

Итоги испытаний этой схемы показали результаты, аналогичные приведенным в таблице 6: средний КИШ составил 0,91, средняя длина уходки забоя за один цикл работ – 4 459 мм. Время выполнения одного цикла работ составило 45 ч. Среднемесячная скорость проходки составила $(30 + 31) / 2 \cdot 24 / 45 \cdot 4{,}459 = 72{,}53$ пог. м/мес.

Заключение

1. В результате выполненного исследования разработана инновационная схема вруба (рис. 1–4), позволяющая эффективно образовывать врубовую полость большого сечения в условиях многолетнемерзлых пород с категорией крепости по М. М. Протодьяконову $f = 7–10$.

2. На основании разработанной схемы вруба и выпускаемого ассортимента серий замедления неэлектрической системы инициирования повышенной безопасности «Искра-Ш» составлена полная схема паспорта БВР (рис. 5, 6) на проходку горной выработки большого сечения способом сплошного забоя.

3. Разработанная схема вруба (рис. 1–4) может быть использована для проходки широкого диапазона горных выработок, а также на предприятиях с различной технологической оснащенностью, обусловленной наличием подходящей буровой техники и бурового инструмента, из-за зависимости габаритов разрабатываемой заходки от диаметра разгрузочных незаряжаемых скважин.

Выводы

1. Применение результатов исследования позволило увеличить скорость проходки железнодорожного тоннеля способом сплошного забоя с 58 до 72,5 пог. м/мес.

2. Результаты исследований могут быть применены при сооружении горных выработок большого сечения методом БВР в северных регионах, где породы находятся в многолетнемерзлом состоянии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Гутник В.Ф. Анализ применения горного способа при сооружении подземных транспортных коммуникаций. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2025; 2 (168): 131-143. https://doi.org/10.26730/1999-4125-2025-2-131-143.
   Gutnik V.F. Analysis of the application of the mining method in the construction of underground transport communications. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University.* 2025; 2 (168): 131-143. (In Russ.). https://doi.org/10.26730/1999-4125-2025-2-131-143.
2. Безродный К.П., Лебедев М.О. Горно-экологический мониторинг при строительстве и эксплуатации транспортных тоннелей Северного Кавказа. *Науковедение*. 2014; 5 (24): 21.
   Bezrodny K.P., Lebedev M.O. Mining-environmental monitoring during the construction and operation of transport tunnels in the North Caucasus. *Naukovedenie.* 2014; 5 (24): 21. (In Russ.).
3. Bao X., Zhang W., Zhao S., et al. Study on the influence of the blasting of preceding tunnel on the pre-penetration surrounding rock in succeeding tunnel with small clear distance. *Shock Vib*. 2022. https://doi.org/10.1155/ 2022/5181154.
4. Huo X., Shi X., Qiu X., et al. A study on raise blasting and blast-induced vibrations in highly stressed rock masses. *Tunn. Undergr. Sp. Technol*. 2022; 123: 104407. https://doi.org/10.1016/j.tust.2022.104407.
5. Ji L., Zhou C., Lu S., et al. Numerical studies on the cumulative damage effects and safety criterion of a Large cross-section tunnel induced by single and multiple full-scale blasting. *Rock Mech. Rock Eng*. 2021; 54: 6393–6411. https://doi.org/10.1007/s00603-021-02630-9.
6. Ji L., Zhou C., Lu S., et al. Modeling study of cumulative damage effects and safety criterion of surrounding rock under multiple full-face blasting of a large cross-section tunnel. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2021; 147: 104882. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104882.
7. Гутник В.Ф., Анушенков А.Н., Вохмин С.А. и др. Повышение эффективности буровзрывных работ при проходке горных выработок большого сечения в условиях многолетней мерзлоты. *Маркшейдерия и недропользование*. 2025; 25 (5): 26-34. https://doi.org/10.56195/20793332-2025-25-5-26-34.
   Gutnik V.F., Anushenkov A.N., Vokhmin S.A., et al. Increasing the efficiency of drilling and blasting operations in driving large cross-section mining in permafrost conditions. *Mine Surveying and Subsurface Use.* 2025; 25 (5): 26-34. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332-2025-25-5-26-34.
8. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К. и др. Обзор существующих методик расчета параметров зон разрушения породного массива. *Современные проблемы науки и образования*. 2015; 1-1. URL: https://science-education.ru/ru/article/view?id=19369.
   Vokhmin S.A., Kurchin G.S., Kirsanov A.K. et al. Review of existing methods for calculating the parameters of rock mass destruction zones. *Modern problems of science and education.* 2015; 1-1. (In Russ.). URL: https://science-education.ru/ru/article/view?id=19369.
9. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К. и др. Расчет конструкции прямого призматического вруба. *Современные проблемы науки и образования*. 2015; 1-1. URL: https://science-education.ru/ru/article/view?id=17267.
   Vokhmin S.A., Kurchin G.S., Kirsanov A.K., et al. Calculation of the design of a straight prismatic cut. *Modern problems of science and education.* 2015; 1-1. (In Russ.). URL: https://science-education.ru/ru/article/view?id=17267.
10. Курчин Г.С., Кирсанов А.К., Грибанова Д.А. Методика расчета паспорта буровзрывных работ при проходке горизонтальных горных выработок. *Науки о Земле: вчера, сегодня, завтра: мат-лы I Межд. науч. конф. (г. Казань, май 2015 г.)*. Казань, 2015: 19-25. URL: https://moluch.ru/conf/earth/archive/161/7899.

Kurchin G.S., Kirsanov A.K., Gribanova D.A. Methodology for calculating the passport of drilling and blasting operations during the development of horizontal mine workings. *Earth Sciences: yesterday, today, tomorrow: Proc. I Intern. scientific conf. (Kazan, May 2015).* Kazan, 2015: 19-25. (In Russ.). URL: https://moluch.ru/conf/earth/archive/161/7899.

11. Ремизов А.В., Прокопов А.Ю. Анализ эффективности методов проектирования паспорта буровзрывных работ при проходке выработок. *Известия Тульского государственного университета*. Науки о Земле. 2024; 1: 335-343.
Remizov A.V., Prokopov A.Yu. Analysis of the efficiency of methods for designing drilling and blasting operations passports during mine development. *Bulletin of Tula State University. Earth Sciences.* 2024; 1: 335-343. (In Russ.).
12. Шульгин П.Н. Обоснование новой методики проектирования паспортов БВР с использованием ЭВМ. *Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета*. 2016; 4 (47): 27-32.
Shulgin P.N. Justification of a new methodology for designing drilling and blasting operations passports using a computer. *Collection of scientific papers of Donbass State Technical University.* 2016; 4 (47): 27-32. (In Russ.).
13. Кондратьев С.А., Поздняков С.А., Иванов А.С. и др. Современные средства инициирования АО «НМЗ «ИСКРА». *Взрывное дело*. 2019; 123-80: 136-143.
Kondratyev S.A., Pozdnyakov S.A., Ivanov A.S. Modern means of initiation of JSC «NMZ «ISKRA». *Blasting business.* 2019; 123-80: 136-143. (In Russ.).
14. Менжулин М.Г., Бровин В.Е. Энергетическая эффективность разрушения горных пород при взрыве взрывчатых веществ с различными детонационными характеристиками. *Записки Горного института*. 2007; 171: 121-125.
Menzhulin M.G., Brovin V.E. Energy efficiency of rock destruction during the explosion of explosives with different detonation characteristics. *Notes of the Mining Institute.* 2007; 171: 121-125. (In Russ.).
15. Ляшенко В.И., Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Обоснование параметров буровзрывной проходки горизонтальных горных выработок с подчищающими зарядами взрывчатых веществ в опережающих скважинах вруба. *Горные науки и технологии*. 2020; 5 (4): 336-348. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-4-336-348.
Lyashenko V.I., Khomenko O.E., Kononenko M.N. Justification of parameters for drill-and-blast excavation of horizontal mine workings using clean-up explosive charges in advance cut-hole boreholes. *Mining Science and Technology.* 2020; 5 (4): 336-348. (In Russ.). https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-4-336-348.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Вячеслав Федорович Гутник –
руководитель проекта обособленного подразделения в г. Челябинске АО «Моспроект-3», «Строительство линии скоростного транспорта в городе Челябинске. Линия «Север-Юг», г. Москва, Российская Федерация;
e-mail: Gutnik.vf@yandex.ru

Анушенков Александр Николаевич –
д-р техн. наук, профессор, заведующий кафедрой подземная разработки месторождений Института цветных металлов Сибирского федерального университета, г. Красноярск, Российская Федерация

Критерии авторства:
Авторы внесли равный вклад в проведение исследования и подготовку статьи.

Конфликт интересов:
Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье
Поступила в редакцию: 14.08.2026
Поступила после рецензирования: 11.09.2026
Принята к публикации: 09.10.2026

ABOUT THE AUTHORS

Vyacheslav F. Gutnik –
Project Manager for a separate subdivision in Chelyabinsk, JSC MOSPROEKT-3, "Construction of a high-speed transport line in Chelyabinsk. North-South Line.", Moscow, Russian Federation;
e-mail: Gutnik.vf@yandex.ru

Aleksandr N. Anushenkov –
Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Department of Underground Mining of Deposits, Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

Contribution:
The authors contributed equally to the research and preparation of the manuscript.

Conflict of interest:
The authors declare no conflict of interest.

Article info
Received: 14.08.2026
Revised: 11.09.2026
Accepted: 09.10.2026