

Повышение эффективности буровзрывных работ при проходке горных выработок большого сечения в условиях многолетней мерзлоты

В. Ф. Гутник^{1✉}, А. Н. Анушенков², С. А. Вохмин², Н. В. Пархоменко¹

¹АО «БАМТОННЕЛЬСТРОЙ-ТРЕСТ» «Строительство Дуссе-Алинского тоннеля Дальневосточной железной дороги», г. Москва, Российская Федерация

²Институт цветных металлов Сибирского федерального университета, г. Красноярск, Российская Федерация
✉ Gutnik.vf@yandex.ru

Аннотация: При строительстве автодорожных и железнодорожных тоннелей одним из важнейших показателей, определяющих себестоимость проекта, является скорость проходки. На скорость, в свою очередь, влияет множество факторов как технологических, так и организационных: способ проходки, производительность и техническое состояние горно-шахтного оборудования, четкая организация цикличности выполняемых работ, профессионализм коллектива. В данной статье рассмотрена возможность повышения скорости проходки при горном способе ведения работ с применением буровзрывного метода за счет увеличения длины заходки в одном цикле работ и приведения коэффициента использования шпура (КИШ) к требуемым показателям. При строительстве железнодорожного тоннеля в период проходки в условиях многолетней мерзлоты проведены испытания различных схем взрывания забоя путем корректировки параметров паспорта буровзрывных работ (БВР) в зависимости от горно-геологических и горнотехнических характеристик забоя и результатов предыдущих взрывов. Приведены данные по каждому комплексу пробных циклов БВР, показан весь путь достижения положительного результата. По итогам проделанной работы определена оптимальная схема вруба и паспорта БВР, позволяющая обеспечить максимальную скорость проходки калотты при наименьших затратах.

Ключевые слова: тоннель, проходка, калотта, многолетняя мерзлота, паспорт буровзрывных работ, коэффициент использования шпура

Для цитирования: Гутник В.Ф., Анушенков А.Н., Вохмин С.А., Пархоменко Н.В. 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>.

Increasing the efficiency of drilling and blasting operations in driving large cross-section mining in permafrost conditions

V. F. Gutnik^{1✉}, A. N. Anushenkov², S. A. Vokhmin², N. V. Parkhomenko¹

¹JSC BAMTONNELSTROY-TREST "Construction of the Duse-Alin Tunnel of the Far Eastern Railway", Moscow, Russian Federation

²Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation
✉ Gutnik.vf@yandex.ru

Abstract: During construction of road and railway tunnels, one of the most important indicators determining the cost of the project is the speed of excavation. The speed, in turn, is affected by many factors, both technological and organizational: the method of excavation, the productivity and technical condition of the mining equipment, the clear organization of the cyclicity of the work performed, the professionalism of the team. This article considers the possibility of increasing the speed of excavation, with the mining method of conducting work using the drilling and blasting method by increasing the length of the entry in one cycle of work and bringing the coefficient of utilization of the borehole (CUB) to the required indicators. During the construction

of a railway tunnel, during the excavation period in permafrost conditions, tests were carried out on various face blasting schemes by adjusting the parameters of the drilling and blasting work (BW) passport, depending on the mining and geological and mining technical characteristics of the face and the results of previous blasts. The data for each set of trial cycles of the drilling and blasting operation are presented, the entire path to achieving a positive result is shown. Based on the results of the work done, the optimal cutting scheme and the drilling and blasting operation passports were determined, allowing for the maximum speed of penetration of the calotte at the lowest cost.

Keywords: excavation, tunnel, calotte, permafrost, blasting operation passports, coefficient of utilization of the borehole

For citation: Gutnik V.F., Anushenkov A.N., Vokhmin S.A., Parkhomenko N.V. 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):00-00. <https://doi.org/10.56195/20793332-2025-25-5-26-34>.

Введение

Одной из специфических особенностей строительства тоннелей является неравномерность получения выручки в пределах срока реализации проекта [1]. Условно можно выделить три основных этапа [2]: подготовительный, основной и заключительный.

На подготовительном этапе проект требует значительных вложений денежных средств, необходимых для обустройства промышленной площадки и вахтового городка ввиду удаленности объекта строительства от населенных пунктов. При этом себестоимость производимых работ выше стоимости строительно-монтажных работ (СМР), которая предьявляется к оплате.

На основном этапе ведется проходка тоннеля, которая приносит максимальную выручку и при правильном планировании и организации производственного процесса обеспечивает прибыль по проекту в целом. Постоянное обустройство тоннеля также является прибыльным, но в меньшей степени, чем проходка.

Заключительный этап, где происходит демонтаж временных зданий и сооружений (ВЗиС), их передислокация и рекультивация территории строительства, является убыточным.

Таким образом, основным параметром получения максимальной прибыли является эффективность ведения горнопроходческих работ (ГПР). Повысить эффективность ГПР можно за счет роста доходной части путем увеличения скорости проходки, которая в свою очередь снижает расходную часть за счет сокращения сроков строительства.

Так как проходка тоннеля является циклическим видом работ [3], то увеличить ее скорость можно за счет двух факторов:

Оптимизация цикла за счет снижения времени выполнения каждой отдельной операции и параллельного (одновременного) выполнения нескольких операций, что в итоге приведет к сокращению времени всего цикла работ. Данный фактор является организационным и зависит, по сути, от четкой и слаженной работы коллектива.

Увеличение длины разрабатываемой заходки. Это качественное изменение производительности, которое увеличивает время отдельного цикла за счет большего объема основных операций, но за отчетный период (месяц) увеличивает скорость проходки за счет продвижения забоя на большую глубину в каждом цикле работ. Применение данного фактора возможно только при горном способе¹ проходки [4], так как при механизированном способе с помощью тоннелепроход-

ческих комплексов (ТПК) длина заходки ограничена длиной кольца постоянной обделки.

В рассматриваемом примере наибольшая длина заходки была определена проектом и составляла 2 п. м, что было обусловлено использованием максимального количества взрывчатых веществ (ВВ) при минимальном воздействии на действующий тоннель. При этом такая длина заходки не обеспечивала необходимую скорость проходки, хотя организационная составляющая была отработана на высоком уровне. После проведения горно-экологического мониторинга по различным методикам [5–8] от проектного института было получено разрешение на увеличение длины заходки.

Корректировки паспорта БВР, по известным^{2, 3, 4, 5} методикам [9], не приносили положительного результата: при увеличении длины шпуров КИШ был низким (0,6–0,7), соответственно, оставались глубокие стаканы, увеличился расход ВВ, увеличилось время бурения (а по сути, перебуривание обуренного ранее участка), результат был неудовлетворительным.

Возникла необходимость в разработке схемы БВР [10–12], которая позволит эффективно вести проходку при меняющихся горно-геологических характеристиках забоя в условиях многолетней мерзлоты [13].

Цель исследований: разработка оптимальной схемы буровзрывных работ, которая позволит эффективно вести проходку выработок большого сечения в условиях многолетних мерзлых пород, сочетая в себе оптимальную длину заходки и удовлетворительное значение КИШ.

Объект исследований

Тоннель имеет однокатный профиль с уклонами $i = 15,1\%$ и $i = 7,6\%$. В плане на участке длиной 323 м тоннель расположен на кривой радиусом 500 м, далее на всем протяжении расположен на прямом участке пути. Поперечное сечение тоннеля имеет подковообразную форму. Площадь поперечного сечения в черне на прямом участке составляет 69 м², на криволинейном участке – 72 м².

Грунты на уровне заложения тоннеля находятся в многолетнем мерзлом состоянии, температура которых колеблется

² СТО НОСТРОЙ 2.27.19-2011. Издание официальное. М., 2012. URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200090839>.

³ Патент РФ № 2081392 С1, опублик. 10.06.1997 г. Андриевский А. П. Способ образования врубовой полости.

⁴ Патент РФ 146195 U1, опублик., 10.10.2014 г. Масаев Ю. А., Стафеев А. А. Комбинированный призматический вруб.

⁵ Патент РФ 2646152 С2, опублик. 01.03.2018 г., Масаев Ю. А., Копытов А. И., Масаев В. Ю. Схема взрывной отбойки забоя удароопасных горных пород.

в пределах от -1,1 до -1,7 °С. На основании инженерно-геологических изысканий понятно, что грунтовые воды на забое отсутствуют ввиду мерзлого состояния грунтового массива. Породы по тоннелю практически безводны, возможны отдельные водопритоки в виде каплеж при обогреве воздуха во время проходки.

В основном породы представлены гранитами крупно- и мелкозернистыми, реже – среднезернистыми, слабыветрелыми, прочными, от неразмягчаемых до размягчаемых. Породы трещиноватые – устойчивые. Группа грунта по ГЭСН-2001 – 8. Коэффициент крепости по шкале профессора М. М. Протодяконова $f = 7$. Встречаются участки в основании тоннеля с группой грунтов по ГЭСН-2001 – 9, коэффициентом крепости по шкале профессора М. М. Протодяконова $f = 12,1$. Интервал осложнен пятью зонами повышенной трещиноватости с углами падения трещин – 64–72°. В пределах зон граниты сильноветрелые, сильнотрещиноватые, низкой прочности, раздробленные до дресвы и щебня, с прослоями очень низкой прочности, малопрочных, средней прочности и прочных. Группа грунта по ГЭСН-2001 – 4. Коэффициент крепости по шкале профессора М. М. Протодяконова $f = 1,3$.

В зависимости от инженерно-геологических, горно-технических условий проходка тоннеля осуществляется буровзрывным способом с разработкой грунта в забое как на полное сечение, так и уступным способом с раздельным взрыванием опережающей верхней части тоннеля – калотты и последующей нижней части тоннеля – штрассы. Взрывные работы ведутся заходками $L_{\text{зах}} = 2,0$ м, по типовым паспортам БВР, разработанным в составе утвержденного в установленном порядке проекта буровзрывных работ.

Методика исследования

Принцип исследования заключается в последовательной корректировке различных параметров паспорта БВР при проходке тоннеля: конструкции вруба [14], длины шпуров, изменения количества и диаметра разгрузочных шпуров и скважин, применения различных типов ВВ, изменения серийности короткозамедленного взрывания (КЗВ). Основной упор сделан на конструкцию вруба, так как именно от глубины образования первоначальной врубовой полости зависит работа отбойных и оконтуривающих шпуров.

На каждую корректировку паспорта БВР [15, 16] было проведено 5–7 пробных взрывов для получения достоверных результатов.

Результаты исследований

Экспериментальные испытания

Первоначальный паспорт БВР включал в себя прямой вруб (рис. 1, 2), состоящий из 13 шпуров диаметром 43 мм (I), пробуренных перпендикулярно плоскости забоя на глубину 2 200 мм, и 2 разгрузочных незаряжаемых скважин диаметром 76 мм (II), пробуренных перпендикулярно плоскости забоя на глубину 2 300 мм, в центральной части вруба по вертикальной оси между шпурами 1–3.

Цифрами от 1 до 13 обозначены порядковые номера шпуров. В качестве взрывчатого вещества (ВВ) использовался патронированный аммонит № 6 ЖВ. Плотность аммонита –

1,0–1,2 г/см³, диаметр патрона – 31 мм, масса аммонита в патроне – 200 г. Марка детонатора – «Искра-Ш». При КИШ = 0,85–0,9 габариты врубовой полости, при соотношении сторон высота (H), ширина (B), длина (L) составляют 1340 : 1340 : 1870–1980 мм соответственно.

Цикл работ при данном типе вруба – 24 часа.

Средняя скорость проходки калотты в месяц составляла

$$30 \times ((1,87 + 1,98) / 2) = 57,75 \text{ п. м.}$$

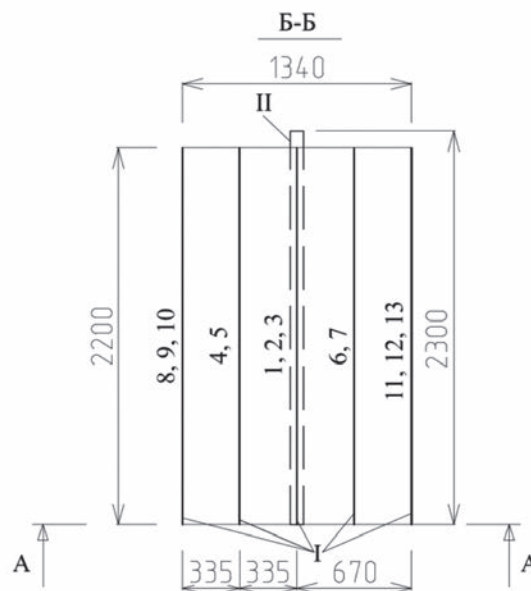


Рис. 1. Продольный разрез по шпурам /
Fig. 1. Longitudinal section along the boreholes

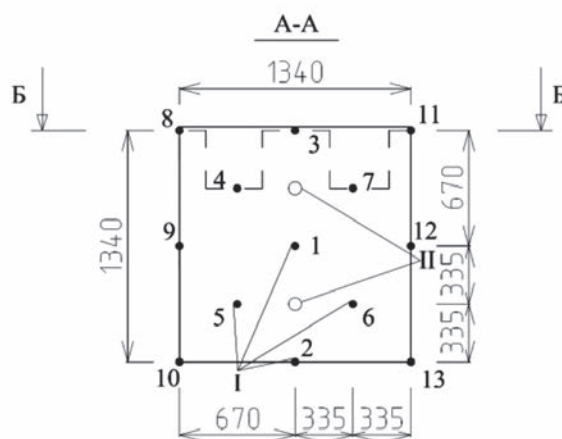


Рис. 2. Поперечный разрез по шпурам /
Fig. 2. Cross-section along the boreholes

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 1.

Результаты пробных взрывов представлены в таблице 2.

Далее была предпринята попытка увеличить длину заходки за счет применения шпуров глубиной 3 200 мм, а разгрузочных незаряжаемых скважин – 3 300 мм, без других изменений схемы вруба (рис. 1, 2). При КИШ = 0,85–0,9 габариты врубовой полости, при соотношении сторон высота (H), ширина (B), длина (L) составляют 1340 : 1340 : 2720–2880 мм соответственно.

Таблица 1 / Table 1

Характеристики шпуровых зарядов /
Characteristics of blasthole charges

Очередность взрывания	№ шпуров	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпура, мм	Величина заряда, кг	
					на шпур	на серию
1	1	0	1	2 200	1,6	1,6
2	2,3	100	2	2 200	1,6	3,2
3	4, 5, 6, 7	200	4	2 200	1,4	5,6
4	8, 9, 10, 11, 12, 13	300	6	2 200	1,2	7,2
Итого расход ВВ, кг		На 1 п. м – 9,14		На 1 м³ – 5,09	Всего 17,6	

Таблица 2 / Table 2

Результаты пробных взрывов /
Results of test explosions

№ взрыва	КИШ	Длина уходки, мм	Козфф. крепости породы по шкале М. М. Протодяконова, f
1	0,9	1 980	7,8
2	0,87	1 914	7,8
3	0,89	1 958	7,8
4	0,85	1 870	7,8
5	0,88	1 936	7,8

Данная попытка не принесла положительных результатов, КИШ оказался низким: в пределах 0,6–0,7. Соответственно, произошел перерасход ВВ в пределах 20–25 %, было затрачено время на перебурирование ранее взорванного участка породного массива. Также затрачено дополнительное время на оборку заколов по забою из-за образования трещиноватости и бурения впередилежащих скальных пород. После пяти пробных взрывов предпринята попытка улучшить КИШ путем увеличения диаметра разгрузочных скважин до 110 мм, но никакого положительного эффекта это не принесло: КИШ остался прежним. После этого данный тип вруба больше не использовался.

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 3.

Результаты пробных взрывов представлены в таблице 4.

Следующая корректировка была направлена на сочетание прямого и клинового вруба, а также на увеличение объема врубовой полости по ширине (В) и высоте (Н) с добавлением одной разгрузочной скважины, выполняющей роль дополнительной обнаженной поверхности в системе вруба (рис. 3, 4).

Таблица 3 / Table 3

Характеристики шпуровых зарядов /
Characteristics of blasthole charges

Очередность взрывания	№ шпуров	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпура, мм	Величина заряда, кг	
					на шпур	на серию
1	1	0	1	3 200	2,4	2,4
2	2, 3	100	2	3 200	2,4	4,8
3	4, 5, 6, 7	200	4	3 200	2,2	8,8
4	8, 9, 10, 11, 12, 13	300	6	3 200	1,8	10,8
Итого расход ВВ, кг		На 1 п. м – 9,57		На 1 м³ – 5,61	Всего 26,8	

Таблица 4 / Table 4

Результаты пробных взрывов / Results of test explosions

№ взрыва	КИШ	Длина уходки, мм	Козфф. крепости породы по шкале М. М. Протодяконова, f
1	0,61	1 952	7,8
2	0,68	2 176	7,8
3	0,62	1 984	7,8
4	0,64	2 048	7,8
5	0,69	2 208	7,8

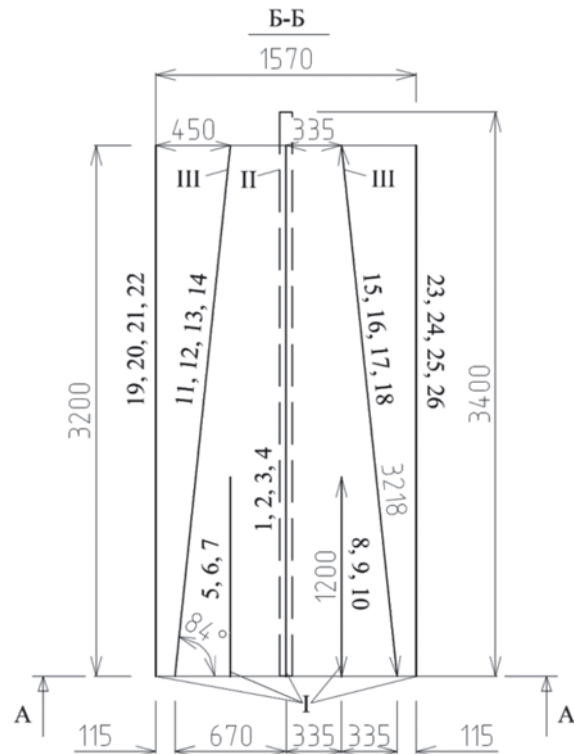


Рис. 3. Продольный разрез по шпурам /
Fig. 3. Longitudinal section along the boreholes

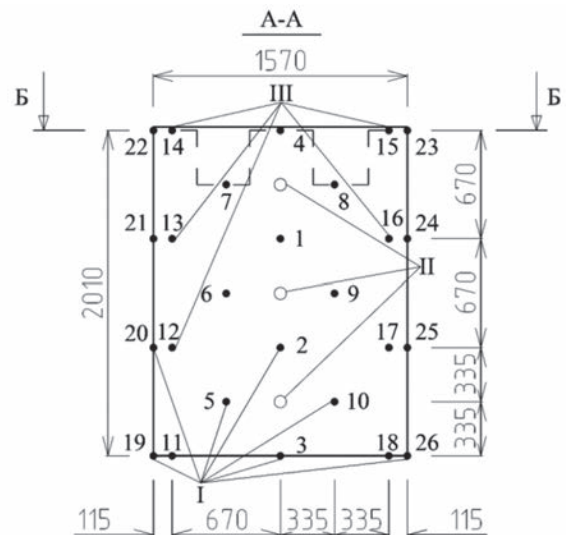


Рис. 4. Поперечный разрез по шпурам /
Fig. 4. Cross-section along the boreholes

Данная схема состоит из 18 шпуров прямого вруба диаметром 43 мм (I), пробуренных перпендикулярно плоскости забоя на глубину 3 200 мм, 3 разгрузочных незагружаемых скважин диаметром 89 мм (II), пробуренных

перпендикулярно плоскости забоя на глубину 3 400 мм в центральной части вруба, по вертикальной оси между шпурами 1–4, и 8 шпуров клиновидного вруба диаметром 43 мм (III), пробуренных под углом 84° к плоскости забоя. Цифрами от 1 до 26 обозначены порядковые номера шпуров. В качестве взрывчатого вещества использовался патронированный аммонит № 6 ЖВ, марка детонатора – «Искра-Ш».

Суть идеи заключалась в том, что на схеме (рис. 1, 2) расстояния 335 мм между устьями и забоями шпуров при длине 2 200 мм хватало, чтобы обеспечить удовлетворительный КИШ. Соответственно, на схеме (рис. 3, 4) после взрыва шпуров 1–4 происходит взрывание шпуров 5–10, которые создают в центральной части вруба полость размерами высота (H), ширина (B), длина (L) – 1340 : 670 : 1 020 мм соответственно. Оставшаяся длина целика от края образовавшейся полости до забоя шпуров клиновидного вруба (III) по нормали составляет 2 180 мм; расстояние между забоями данных шпуров и вертикальной осью вруба – 335 мм, как и на схеме (рис. 1, 2). Важным фактором, обеспечивающим эффективную работу шпуров 11–18, является то, что их клиновидное расположение создает большее усилие на отбойку породы в сторону от забоя по сравнению с прямым расположением, которое направлено больше на дробление. После взрывания оставшихся шпуров прямого вруба 19–26, эффективная работа которых обеспечена уже двумя обнаженными плоскостями, формируется окончательная полость при КИШ = 0,85–0,9, размерами высота (H), ширина (B), длина (L) – 2 010 : 1 570 : 2720–2880 мм соответственно.

При испытаниях данной схемы выяснилось, что существенное значение имеет серийность взрывания: параллельное (одновременное) взрывание симметричных групп шпуров (5, 6, 7) – (8, 9, 10); (11, 12, 13, 14) – (15, 16, 17, 18); (19, 20, 21, 22) – (23, 24, 25, 26), показывает худшие результаты по сравнению с последовательным взрыванием каждой группы шпуров.

Цикл работ при данном типе вруба составил 27 часов.

Соответственно, средняя расчетная скорость проходки калотты в месяц составляет

$$(30 \times 24 / 27) \times ((2,72 + 2,88) / 2) = 74,6 \text{ п. м.}$$

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 5.

Результаты пробных взрывов представлены в таблице 6.

Попытки увеличить длину заходки (L) еще на 500–1000 мм в данной системе вруба без изменения высоты (H) и ширины (B) не принесли положительных результатов: КИШ оказался неудовлетворительным.

Следующий шаг был направлен на увеличение длины заходки (L) с увеличением размера врубовой полости по ширине (B) путем модернизации сочетания прямого и клинового вруба (рис. 5, 6).

Данная схема включает в себя 12 шпуров прямого вруба диаметром 43 мм, состоящего из I и VI группы шпуров, и 22 шпура клиновидного вруба диаметром 43 мм, состоящего из III, IV и V группы шпуров, а также разгрузочные незаряжаемые скважины диаметром 110 мм (II), расположенные в центральной части вруба. Цифрами от 1 до 34 обозначены порядковые номера шпуров. В качестве взрывчатого веще-

ства использовался патронированный аммонит № 6 ЖВ, марка детонатора – «Искра-Ш». Суть идеи заключалась в уменьшении расстояния между забоями шпуров (III, IV) и (II), создающими первоначальные полости, с 335 до 200 мм для обеспечения требуемого КИШ при заданной длине заходки.

Таблица 5 / Table 5

**Характеристики шпуровых зарядов /
Characteristics of blasthole charges**

Очередность взрывания	№ шпуров	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпура, мм	Величина заряда, кг	
					На шпур	На серию
1	1, 2	0	2	3 200	2,5	5
2	3, 4	100	2	3 200	2,5	5
3	5, 6, 7	200	3	1 200	0,9	2,7
4	8, 9, 10	300	3	1 200	0,9	2,7
5	11, 12, 13, 14	400	4	3 218	2,4	9,6
6	15, 16, 17, 18	500	4	3 218	2,4	9,6
7	19, 20, 21, 22	600	4	3 200	2,0	8
8	23, 24, 25, 26	700	4	3 200	2,0	8
Итого расход ВВ, кг		На 1 п. м – 18,07		На 1 м³ – 5,72		Всего 50,6

Таблица 6 / Table 6

**Результаты пробных взрывов /
Results of test explosions**

№ взрыва	КИШ	Длина уходки, мм	Козф. крепости породы по шкале М. М. Протодяконова, f
1	0,85	2 720	7, 8
2	0,89	2 848	7, 8
3	0,86	2 752	7, 8
4	0,84	2 688	7, 8
5	0,91	2 912	7, 8
6	0,88	2 816	7, 8
7	0,86	2 752	7, 8

Схема работает следующим образом:

Прямой вруб состоит из шпуров с 1-го по 4-й (I), которые создают первоначальную щелевидную полость. Эти шпуры пробуриваются на всю длину заходки – 4 200 мм, перпендикулярно плоскости забоя в центральной части вруба, по вертикальной оси. Между ними пробуриваются три разгрузочные незаряжаемые скважины диаметром 110 мм (II), длиной 4 400 мм, выполняющие роль дополнительной обнаженной поверхности в системе вруба. Шпуры 1 и 2 взрываются в первую очередь, шпуры 3 и 4 – во вторую.

На расстоянии 610 мм от вертикальной оси вруба в обе стороны забуриваются три пары шпуров с 5-го по 10-й под углом 76° к плоскости забоя, длиной 2 400 мм, так, чтобы образовать малый клин (III), длина которого по нормали доходит до половины длины разрабатываемой заходки – 2 100 мм. Расстояние между забоями данных шпуров и вертикальной осью вруба составляет 200 мм. Шпуры с 5-го по 7-й взрываются в третью очередь, шпуры с 8-го по 10-й – в четвертую, образуя малую клиновидную полость.

На расстоянии 1 220 мм от вертикальной оси вруба в обе стороны забуриваются четыре пары шпуров с 11-го по 18-й

под углом 73° к плоскости забоя, длиной 4 322 мм, так, чтобы образовать второй клин (IV), длина которого по нормали достигает всей длины разрабатываемой заходки – 4 200 мм. Расстояние между забоями данных шпуров и вертикальной осью вруба составляет 200 мм. Шпуры с 11-го по 14-й взрываются в пятую очередь, шпуры с 15-го по 18-й – в шестую, образуя большую клиновидную полость.

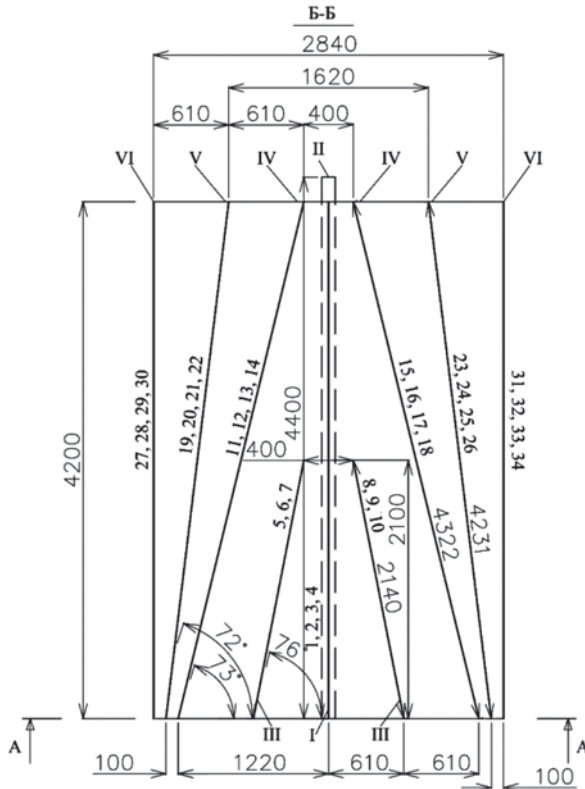


Рис. 5. Продольный разрез по шпурам /
Fig. 5. Longitudinal section along the boreholes

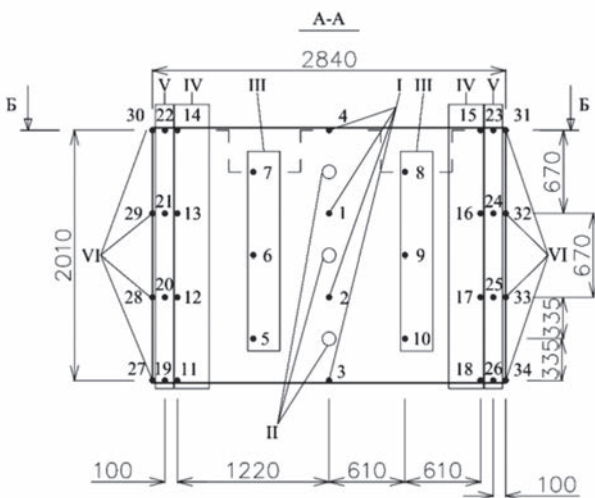


Рис. 6. Поперечный разрез по шпурам /
Fig. 6. Cross-section along the boreholes

На расстоянии 100 мм от устья группы шпуров второго клина (IV) в обе стороны забуриваются четыре пары шпуров с 19-го по 26-й под углом 72° к плоскости забоя, длиной 4 231 мм, так, чтобы образовать третий клин (V), длина которого по нормали достигает всей длины разрабатываемой заходки – 4 200 мм. Расстояние между забоями IV и V группы

шпуров составляет 610 мм. Шпуры с 19-го по 22-й взрываются в седьмую очередь, шпуры с 23-го по 26-й – в восьмую, расширяя большую клиновидную полость.

На расстоянии 100 мм от устья группы шпуров третьего клина (V) в обе стороны перпендикулярно к плоскости забоя забуриваются четыре пары шпуров с 27-го по 34-й прямого вруба длиной 4 200 мм (VI). Расстояние между забоями V и VI группы шпуров составляет 610 мм. Шпуры с 27-го по 30-й взрываются в девятую очередь, шпуры с 31-го по 34-й – в десятую, образуя конечную полость при $KIШ = 0,9-0,95$, размерами высота (H), ширина (B), длина (L) – 2 010 : 2 840 : 3780–3990 мм соответственно.

Максимальную эффективность показали интервалы замедления между сериями не менее 250 мс. Цикл работ при данном типе вруба – 29 часов.

Соответственно, средняя скорость проходки калотты в месяц составила:

$$(30 * 24 / 29) * ((3,78 + 3,99) / 2) = 96,4 \text{ п. м.}$$

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 7.

Таблица 7 / Table 7

Характеристики шпуровых зарядов /
Characteristics of blasthole charges

Очередность взрывания	№ шпуров	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпура, мм	Величина заряда, кг	
					на шпур	на серию
1	1, 2	0	2	4 200	3,3	6,6
2	3, 4	250	2	4 200	3,3	6,6
3	5, 6, 7	500	3	2 140	1,6	4,8
4	8, 9, 10	750	3	2 140	1,6	4,8
5	11, 12, 13, 14	1 000	4	4 322	3,3	13,2
6	15, 16, 17, 18	1 250	4	4 322	3,3	13,2
7	19, 20, 21, 22	1 500	4	4 231	2,8	11,2
8	23, 24, 25, 26	1 750	4	4 231	2,8	11,2
9	27, 28, 29, 30	2 000	4	4 200	2,6	10,4
10	31, 32, 33, 34	2 250	4	4 200	2,6	10,4
Итого расход ВВ, кг		На 1 п. м – 23,78		На 1 м³ – 4,16		Всего 92,4

Результаты пробных взрывов представлены в таблице 8.

Таблица 8 / Table 8

Результаты пробных взрывов /
Results of test explosions

№ взрыва	КИШ	Длина уходки, мм	Козфф. крепости породы по шкале М. М. Протодяконова, f
1	0,94	3 948	7, 8
2	0,92	3 864	7, 8
3	0,95	3 990	7, 8
4	0,95	3 990	7, 8
5	0,90	3 780	7, 8
6	0,92	3 864	7, 8
7	0,93	3 906	7, 8

Также данная схема была испытана в вариантах с различным диаметром разгрузочных скважин от 76 до 125 мм с пропорциональным изменением расстояния между

устьями и забоями шпуров. За основу взято расстояние между забоями шпуров III и IV группы, которое составляет порядка 3,5 диаметра разгрузочной скважины. Соотношение сторон высота (H): ширина (B): длина (L) находится в диапазоне 1 : 1,41 : (1,66÷2,48) соответственно. КИШ при таких параметрах во время испытаний находился в диапазоне 0,9–0,95.

Итоговый результат экспериментальных испытаний

После успешных испытаний схема вруба (рис. 5, 6) в породах с коэффициентом крепости, по М. М. Протодяконову, $f = 7-8$ и использованием патронированного аммонита № 6 ЖВ в качестве ВВ, марка детонатора – «Искра-Ш», была принята в работу.

Полный паспорт БВР на проходку калотты площадью $S = 35 \text{ м}^2$ приведен на рисунках 7 и 8 и включает в себя:

- врубовые шпуры и скважины – I (рис. 5, 6);
- отбойные шпуры – II;
- предконтурные шпуры – III;
- оконтуривающие шпуры – IV;
- разгрузочные шпуры – V, $L = 4\ 200$, выполняют роль дополнительной обнаженной поверхности, располагаются между шпурами IV группы;
- полозовые шпуры – VI, шпуры 78 и 87 забуриваются под углом 93° относительно горизонтальной и вертикальной осей тоннеля, шпуры с 79-го по 86-й забуриваются под углом 93° относительно горизонтальной оси тоннеля и 90° относительно вертикальной оси.

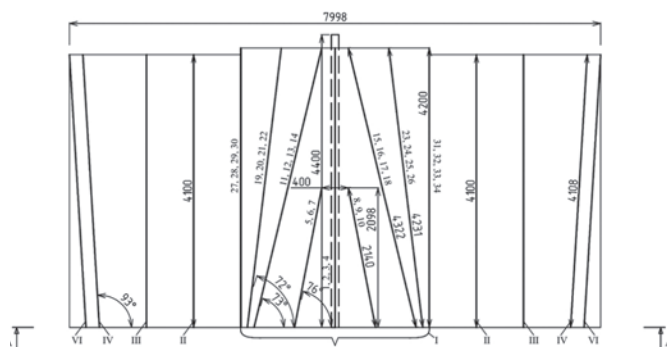


Рис. 7. Продольный разрез по шпурам /
Fig. 7. Longitudinal section along the boreholes

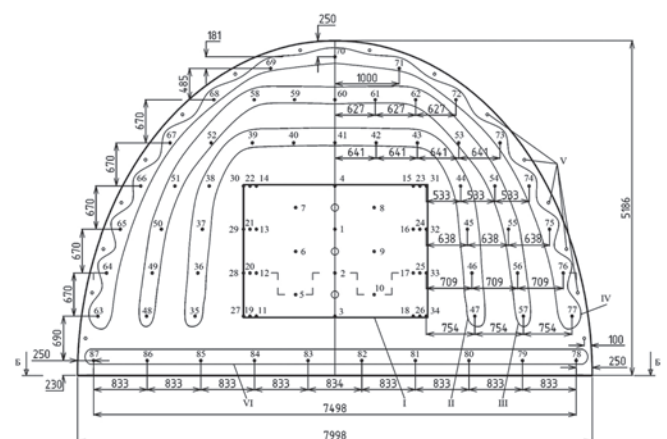


Рис. 8. Поперечный разрез по шпурам /
Fig. 8. Cross-section along the boreholes

Характеристики шпуровых зарядов приведены в таблице 9.

Таблица 9 / Table 9

Характеристики шпуровых зарядов / Characteristics of blasthole charges

Очередность взрывания	№ шпура	Интервал замедления, мс	Кол-во шпуров в серии	Длина шпура, мм	Величина заряда, кг	
					на шпур	на серию
1	1, 2	0	2	4 200	3,3	6,6
2	3, 4	250	2	4 200	3,3	6,6
3	5, 6, 7	500	3	2 140	1,6	4,8
4	8, 9, 10	750	3	2 140	1,6	4,8
5	11, 12, 13, 14	1 000	4	4 322	3,3	13,2
6	15, 16, 17, 18	1 250	4	4 322	3,3	13,2
7	19, 20, 21, 22	1 500	4	4 231	2,8	11,2
8	23, 24, 25, 26	1 750	4	4 231	2,8	11,2
9	27, 28, 29, 30	2 000	4	4 200	2,6	10,4
10	31, 32, 33, 34	2 250	4	4 200	2,6	10,4
11	35, 36, 37, 38, 39, 40	2 500	6	4 100	2,3	13,8
12	41, 42, 43, 44, 45, 46, 47	3 000	7	4 100	2,3	16,1
13	48, 49, 50, 51, 52	3 500	5	4 100	2,1	10,5
14	53, 54, 55, 56, 57	4 000	5	4 100	2,1	10,5
15	58, 59, 60, 61, 62	4 500	5	4 100	2,1	10,5
16	63, 64, 65, 66, 67	5 000	5	4 108	1,6	8
17	73, 74, 75, 76, 77	6 000	5	4 108	1,6	8
18	68, 69, 70, 71, 72	7 000	5	4 108	1,6	8
19	79, 80, 81, 82, 83, 84, 85, 86	8 000	8	4 108	1,8	14,4
20	78, 87	9 000	2	4 110	1,8	3,6
Итого расход ВВ, кг		На 1 п. м – 50,4		На 1 м³ – 1,44		Всего 195,8

Данная схема (рис. 7, 8) была применена в породах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова $f = 9-10$. При этом возникла необходимость выполнять заряджание врубовой группы шпуров (I) более мощным ВВ [17], в качестве которого был использован аммонал-200 в том же количестве – 92,4 кг (табл. 9), поскольку аммонит № 6 ЖВ при данной крепости пород перестал обеспечивать необходимый КИШ. Заряджание остальных групп шпуров (II, III, IV, VI) производилось аммонитом № 6 ЖВ согласно таблице 9. Марка детонатора – «Искра-Ш». КИШ при данных параметрах находился в диапазоне 0,9–0,95.

Заключение

По итогам проделанной работы была разработана оптимальная схема паспорта БВР (рис. 7, 8) для проходки калотты выработок большого сечения в условиях многолетней мерзлоты в породах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова $f = 7-10$.

2. Данная схема позволила увеличить скорость проходки в месяц с 57,75 до 96,4 п. м. Также был снижен расход ВВ в системе вруба с 5,09 кг на 1 м³ (табл. 1) до 4,16 кг на 1 м³ (табл. 7). При этом КИШ был увеличен с 0,85–0,9 до 0,9–0,95.

3. Схема вруба (рис. 5, 6) может быть использована в широком диапазоне габаритов, которые зависят от диаметра разгрузочной скважины. Это позволяет применять данную схему при различных уровнях технической оснащенности,

наличия бурового инструмента и горно-шахтного оборудования.

Выводы

1. Приведены результаты исследований влияния различных параметров паспорта БВР на разрушение породного массива, направленных на разработку оптимальной схемы взры-

вания забоя, при проходке горизонтальных горных выработок большого сечения в условиях многолетней мерзлоты.

2. Результаты исследований могут быть полезными при проходке автодорожных и железнодорожных тоннелей методом буровзрывных работ в северных регионах Российской Федерации, где породы находятся в состоянии многолетней мерзлоты.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Королева М.А., Кондюкова Е.С., Дайнеко Л.В. и др. Экономика строительного предприятия: учеб. пособие. Екатеринбург, 2019: 202. Koroleva M.A., Kondyukova E.S., Daineko L.V., et al. Construction Enterprise Economy: Textbook. Yekaterinburg, 2019: 202. (In Russ.).
2. Волков В.П., Наумов С.Н., Пирожкова А.Н. и др. Тоннели и метрополитены. *Транспорт*. Москва, 1975: 551. Volkov V.P., Naumov S.N., Pirozhkova A.N., et al. Tunnels and Subways. *Transport*. Moscow. 1975: 551. (In Russ.).
3. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт: Ч. 1: Технология сооружения горизонтальных горных выработок и тоннелей. Москва, 1977: 400. Pokrovsky N.M. Technology of Construction of Underground Structures and Shafts. Part 1: Technology of Construction of Horizontal Mine Workings and Tunnels. Moscow, 1977: 400. (In Russ.).
4. Эстеров Я.Х., Бродов Е.Ю., Иваняев М.И. и др. Буровзрывные работы на транспортном строительстве. *Транспорт*. Москва, 1966: 399. Esterov Ya.Kh., Brodov E.Yu., Ivanaev M.I., et al. Drilling and blasting operations in transport construction. *Transport*. Moscow. 1966: 399. (In Russ.).
5. 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>.
6. 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>.
7. 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>.
8. 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>.
9. Кирсанов А.К., Вохмин С.А., Курчин Г.С. и др. Обзор существующих методик расчета параметров зон разрушения породного массива. *Современные проблемы науки и образования*. 2015; 1-1. Kirsanov A.K., Vokhmin S.A., Kurchin G.S., et al. Review of existing methods for calculating 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>.
10. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. Москва, 1980: 392. Kutuzov B.N. Blasting. Moscow, 1980: 392. (In Russ.).
11. Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ. Новосибирск, 2002: 96. Kutuzov B.N., Andrievsky A.P. New Theory and New Technologies for Rock Destruction with Elongated Explosive Charges. Novosibirsk, 2002: 96. (In Russ.).
12. Кутузов Б.Н. Проектирование взрывных работ в промышленности. Москва, 1983: 359. Kutuzov B.N. Design of Blasting Operations in Industry. Moscow, 1983: 359. (In Russ.).
13. Алексеев С.И. Механика грунтов: учебное пособие для студентов вузов. Санкт-Петербург, 2007: 111. Alekseev S.I. Mechanics: A Textbook for University Students. St. Petersburg, 2007: 111. (In Russ.).
14. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К. и др. Расчет конструкции прямого призматического вруба. *Современные проблемы науки и образования*. 2015; 1-1. Vokhmin S.A., Kurchin G.S., Kirsanov A.K., et al. Calculation of the Design of a Straight Prismatic Notch. *Modern Problems of Science and Education*. 2015; 1-1. (In Russ.). URL: <http://www.science-education.ru/121-17267>.
15. 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: материалы I Междунар. науч. конф. (г. Казань, май 2015 г.)*. Казань, 2015: 19-25. Kurchin G.S., Kirsanov A.K., Gribanova D.A. Methodology for calculating the passport of drilling and blasting operations when driving 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/>.
16. Меркулов А.В., Сильченко Ю.А., Скориков В.А. Проектирование паспортов буровзрывных работ при проходке горных выработок: учебное пособие. Новочеркасск, 2002: 70. Merkulov A.V., Silchenko Yu.A., Skorikov V.A. Design of passports of drilling and blasting operations when driving mine workings: Textbook. Novocherkassk, 2002: 70. (In Russ.).
17. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля / Межведомственный совет по взрывному делу при Госгортехнадзоре СССР. 3-е изд., перераб. и доп. Москва, 1987: 60. List of recommended industrial explosives, blasting and control devices / Interdepartmental Council on blasting under the USSR State Mining and Industrial Supervision Authority. 3rd ed., revised and enlarged. Moscow, 1987: 60. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Вячеслав Федорович Гутник –

главный инженер обособленного подразделения АО «БАМТОННЕЛЬСТРОЙ-ТРЕСТ» «Строительство Дуссе-Алинского тоннеля Дальневосточной железной дороги», 117292, г. Москва, Российская Федерация; e-mail: Gutnik.vf@yandex.ru

Александр Николаевич Анушенков –

д-р техн. наук, профессор, заведующий кафедрой подземной разработки месторождений Института цветных металлов Сибирского федерального университета, 660041, г. Красноярск, Российская Федерация

Сергей Антонович Вохмин –

канд. техн. наук, профессор, заведующий кафедрой шахтного и подземного строительства Института цветных металлов Сибирского федерального университета, 660041, г. Красноярск, Российская Федерация

Николай Васильевич Пархоменко –

начальник участка буровзрывных работ обособленного подразделения АО «БАМТОННЕЛЬСТРОЙ-ТРЕСТ» «Строительство Дуссе-Алинского тоннеля Дальневосточной железной дороги», 117292, г. Москва, 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: 22.08.2025

Поступила после рецензирования: 17.09.2025

Принята к публикации: 23.09.2025

ABOUT THE AUTHORS

Vyacheslav F. Gutnik –

Chief Engineer of the separate division of JSC BAMTONNELSTROY-TREST "Construction of the Dusse-Alin Tunnel of the Far Eastern Railway", 117292, 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, 660041, Krasnoyarsk, Russian Federation

Sergey A. Vokhmin –

Cand. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Department of Mine and Underground Construction, Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, 660041, Krasnoyarsk, Russian Federation

Nikolay V. Parkhomenko –

Head of the Drilling and Blasting Section of the OP JSC "BTS-TREST" "Construction of the Dusse-Alin Tunnel of the Far Eastern Railway", 117292, Moscow, 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: 22.08.2025

Revised: 17.09.2025

Accepted: 23.09.2025