

УДК 622.235.113

**Жариков Сергей Николаевич**

кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075 г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [333vista@mail.ru](mailto:333vista@mail.ru)

**Сухов Рудольф Иванович**

кандидат технических наук,  
ведущий научный сотрудник,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [suhov@igduran.ru](mailto:suhov@igduran.ru)

**Реготунов Андрей Сергеевич**

старший научный сотрудник,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [pochta8400@inbox.ru](mailto:pochta8400@inbox.ru)

**Кутуев Вячеслав Александрович**

научный сотрудник,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [slavik1988@mail.ru](mailto:slavik1988@mail.ru)

**Таранжин Семён Сергеевич**

младший научный сотрудник,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [semen-vip@yandex.ru](mailto:semen-vip@yandex.ru)

**О ВОЗМОЖНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ  
ПРИМЕНЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО  
ВРУБА ПРИ УСТУПНОЙ ВЗРЫВНОЙ  
ОТБОЙКЕ НА КАРЬЕРАХ\****Аннотация:*

Приведены результаты анализа изменения показателей буровзрывных работ на некоторых крупных предприятиях в течение значительного периода их работы. Показано увеличение удельного расхода взрывчатых веществ и объема бурения по годам и дано объяснение причин этого увеличения. Рассмотрен вопрос перспективы развития буровзрывных работ в части снижения затрат на взрывчатые материалы.

Предложено технологическое решение для повышения энергоэффективности и ресурсосбережения при производстве буровзрывных работ, которое заключается в применении при уступной взрывной отбойке горной массы горизонтального вруба по подошве уступа. Определены расстояния между скважинами вертикального ряда, при которых давление от взрыва цилиндрического заряда в горном массиве превосходит напряжения разрушения горной породы. В целях реализации способа отбойки горизонтальным врубом определены расстояния между

DOI: 10.25635/2313-1586.2020.01.080

**Zharikov Sergey N.**

Candidate of Technical Sciences,  
Head of laboratory, Institute of Mining,  
Ural Branch of RAS,  
620075 Ekaterinburg,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.  
e-mail: [333vista@mail.ru](mailto:333vista@mail.ru)

**Sukhov Rudolf I.**

Candidate of Technical Sciences,  
Leading Researcher,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS  
e-mail: [suhov@igduran.ru](mailto:suhov@igduran.ru)

**Regotunov Andrey S.**

Senior Researcher,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS  
e-mail: [pochta8400@inbox.ru](mailto:pochta8400@inbox.ru)

**Kutuev Vyacheslav A.**

Research Worker,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS  
e-mail: [slavik1988@mail.ru](mailto:slavik1988@mail.ru)

**Taranzhin Semyon S.**

Junior Researcher,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS  
e-mail: [semen-vip@yandex.ru](mailto:semen-vip@yandex.ru)

**ON THE POSSIBLE EFFICIENCY  
OF HORIZONTAL CUTTING  
BY THE LEDGE EXPLOSIVE  
BREAKING IN QUARRIES***Abstract:*

The article presents the results of changes analysis in the indicators of drilling and blasting works in some large enterprises for a significant period of their work. The increase in the specific consumption of explosives and the volume of drilling by year was shown, the reasons for this increase were explained. The article considers the prospects of development of drilling and blasting operations in terms of reducing the cost of explosives.

A technological solution is proposed to improve the energy efficiency and resource saving in the production of drilling and blasting operations, which consists in the use of a horizontal cut on the sole of the ledge in the case of a ledge explosion. The distances between the wells of the vertical series at which the pressure from the explosion of a cylindrical charge in the rock mass exceeds the stress of rock formation are determined. In order to further implement the method of breaking off the horizontal hole, the distances between the horizontal holes providing the separation of the mass along the sole of the ledge

\* Исследования выполнены в рамках Госзадания №075-00581-19-00, тема №0405-2019-0005

горизонтальными скважинами, обеспечивающие возможность отрыва массива по подошве уступа. Сравнение двух способов отбойки горной массы – традиционного и способа с применением горизонтального вруба – показало, что применение горизонтального вруба должно быть достаточно эффективным в части снижения удельного расхода взрывчатого вещества более чем в 2 раза. Кроме того, из-за увеличения расстояния между вертикальными скважинами снижаются объемы бурения блока. Для обеспечения безопасной эксплуатации бурового оборудования при горизонтальном бурении скважин сформулированы дополнительные требования промышленной безопасности к конструкции бурового станка. Приведена принципиальная схема бурового станка для горизонтального бурения скважин, в котором предусмотрены гидравлическая защита от обрушения кусков горной массы, модуль дистанционного управления на базе КамАЗа, компрессор и маслостанция.

*Ключевые слова:* горный массив, карьер, бурение, скважины, взрывчатые вещества, удельный расход, буровой станок, горизонтальный вруб

are determined. Comparison of two methods of rock mass breaking – traditional and method with the use of horizontal cutting – showed that the use of horizontal cutting should be sufficiently effective in terms of reducing the specific consumption of explosive by more than 2 times. In addition, due to the increased distance between vertical cerves, the volume of block drilling is reduced.

To ensure the safe operation of drilling equipment during horizontal drilling, additional requirements of industrial safety to the design of the drilling machine are formulated. The schematic diagram of a rig for horizontal drilling is given. The design of the drill rig provides hydraulic protection against partial rock mass fall, a remote-control unit on the basis of KAMAZ vehicle, the compressor and the oil-station.

*Keywords:* rock mass, quarry, drilling, wells, explosives, specific consumption, drilling machine, horizontal frame

### Введение

Современный этап развития освоения недр России и стран СНГ требует перехода на новые технологические решения при добыче минерального сырья [1]. Это, главным образом, продиктовано усложнением горно-геологических условий разработки месторождений, информация о которых нарастает по мере развития горных работ, увеличением негативного влияния взрывных работ на устойчивость бортов карьеров, необходимостью поддержания экономической целесообразности разработки месторождения в новых рыночных условиях хозяйствования.

Буровзрывные работы (БВР) являются первыми в цепи технологических процессов горного производства и в значительной мере определяют себестоимость добычи полезных ископаемых. Затраты на БВР в настоящее время на крупных карьерах достигают 30 % от общих затрат на добычу, и ожидается их увеличение по мере понижения горных работ.

В Институте горного дела УрО РАН накопился значительный объем данных по показателям БВР крупных карьеров (1975 – 2015 гг.), что позволяет произвести оценку динамики изменения производственных показателей и установить тенденцию их движения в перспективе.

Согласно рис. 1, несмотря на существенный спад в 90-х годах прошлого века, с 2000 г. прослеживается устойчивый рост годовых объемов бурения на крупных горнодобывающих комбинатах (ГОК). Однако следует отметить, что увеличение годовых объемов бурения в последние годы связано, как правило, с применением высокопроизводительных станков иностранного производства и не всегда отражает эффективность технологических решений [2].

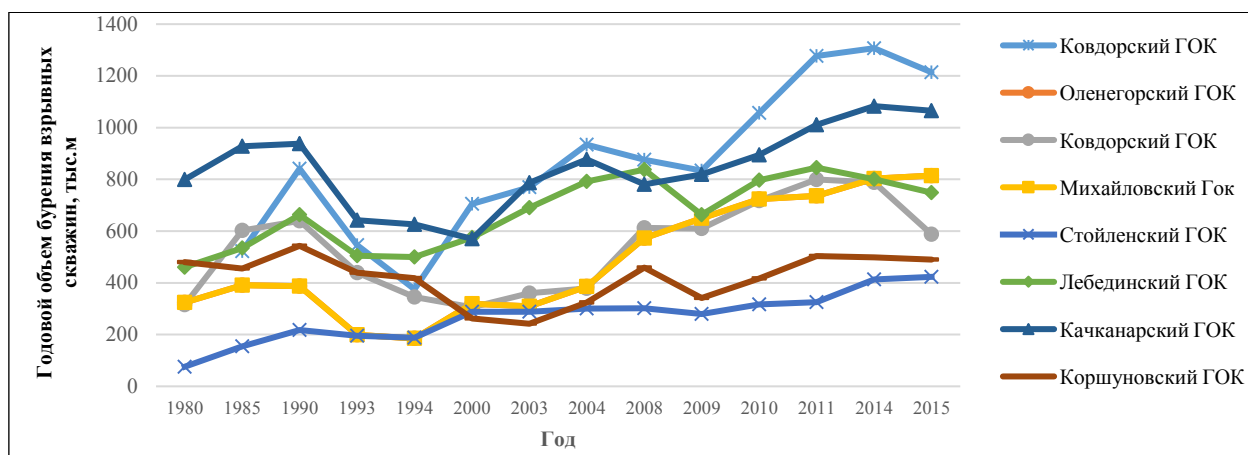


Рис. 1 – Динамика объема бурения на основных предприятиях железорудной промышленности

Наиболее существенное увеличение удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) прослеживалось с 1988 г. (рис. 2).

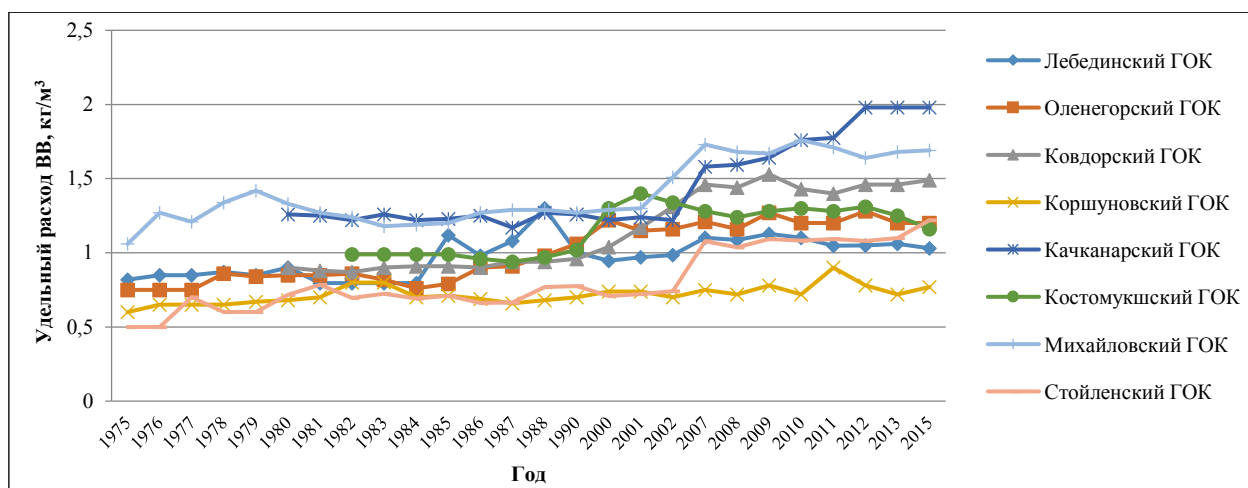


Рис. 2 – Динамика изменения удельного расхода ВВ по 8 крупным железорудным ГОКам

Приблизительно с этого момента началось широкое применение взрывчатых веществ, изготавливаемых в местах применения, удельный расход которых был выше штатных ВВ на 10 – 20 %. По каждому предприятию момент перехода на ВВ, изготавливаемые в местах применения, был разным. В период 1988 – 2008 гг. удельный расход взрывчатых веществ по отношению к штатному ВВ вырос в среднем на 30 %, и по некоторым предприятиям тенденция роста этой величины продолжает сохраняться. При этом способ отбойки выемочных блоков остался практически без изменений.

Таким образом, совершенствование технологии взрывной отбойки на карьерах в первую очередь должно быть направлено на кардинальное снижение главных показателей – удельного расхода ВВ и объемов бурения взрывных скважин. Способы могут быть различны. В первую очередь это применение конструкции зарядов, определенных на основе экспрессного изучения физико-механических свойств горных пород выемочных блоков [3 – 7]; переменная сетка скважин, устанавливаемая непосредственно в процессе обурирования блока; также может быть изменена технология отбойки выемочных блоков [8 – 9], например, с использованием горизонтального бурения (вопрос практически не исследован).

### Теория вопроса

Долгое время некоторые специалисты полагали, что для повышения качества дробления весьма трудновзрываемых, вязких пород достаточно увеличить удельный расход ВВ. Однако, как показывает практика, сужение сетки скважин и увеличение удельного расхода ВВ не приводит к улучшению качества дробления [10]. В результате материальные ресурсы тратятся недостаточно эффективно. В подтверждение этому произведен приближенный расчет действия взрыва на расстоянии от заряда. Для расчета использованы зависимости, указанные в [11 – 12].

Давление на стенку скважины следующее:

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2 r_{\text{СКВ}}^2} P_{\text{д}}, \quad (1)$$

где  $r_{\text{зар}}$  – радиус заряда, м;  $r_{\text{СКВ}}$  – радиус скважины, м;  $P_{\text{д}}$  – давление детонационной волны, МПа:

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{4}, \quad (2)$$

где  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – скорость детонации, м/с.

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда на расстоянии  $R$  следующее:

$$P_R = P \left( \frac{r_{\text{СКВ}}}{R} \right)^{1,5}. \quad (3)$$

В приведенном расчете диаметр скважины 250 мм. Значение диаметра скважины принято равным значению диаметра заряда. Результаты расчета представлены в табл. 1.

Таблица 1

**Давление на расстоянии от взрыва некоторых типов ВВ**

Взрывчатое вещество	Скорость детонации, м/с	Плотность заряжения, г/см <sup>3</sup>	Давление на стенки скважины, МПа	Давление от взрыва, МПа									
				Расстояние от заряда, м									
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Гранулотол	5000	1	3125,0	138,11	48,83	26,58	17,26	12,35	9,40	7,46	6,10	5,12	4,37
Граммонит 79/21	3700	0,9	1540,1	68,06	24,06	13,10	8,51	6,09	4,63	3,68	3,01	2,52	2,15
Порэммит 1А	5000	1,2	3750,0	165,73	58,59	31,89	20,72	14,82	11,28	8,95	7,32	6,14	5,24
Нитронит Э-70	4500	1,2	3037,5	134,24	47,46	25,83	16,78	12,01	9,13	7,25	5,93	4,97	4,25
Сибирит	4800	1,25	3600,0	159,10	56,25	30,62	19,89	14,23	10,83	8,59	7,03	5,89	5,03
Гранэммит И-30	5000	1,35	4218,8	186,44	65,92	35,88	23,31	16,68	12,69	10,07	8,24	6,91	5,90
Фортекс эдв. 80	5510	1,1	4174,5	184,49	65,23	35,50	23,06	16,50	12,55	9,96	8,15	6,83	5,83
Эмульсолит	5000	1,25	3906,3	172,63	61,04	33,22	21,58	15,44	11,75	9,32	7,63	6,39	5,46
Сларрит	5000	1,25	3906,3	172,63	61,04	33,22	21,58	15,44	11,75	9,32	7,63	6,39	5,46
Эмулогран	4500	1,3	3290,6	145,43	51,42	27,99	18,18	13,01	9,90	7,85	6,43	5,39	4,60
Эмулит ВЭТ 500	4600	1,35	3570,8	157,81	55,79	30,37	19,73	14,11	10,74	8,52	6,97	5,84	4,99

Согласно данным табл. 1, давление от взрыва цилиндрического заряда, например, гранулотола, в горном массиве падает на 96 % при расстоянии от заряда 1 м для всех видов ВВ. На расстоянии 2 м от заряда давление падает на 98 %, а на расстоянии 3 м – на 99 %. Указанные расстояния примерно соответствуют зоне регулируемого дробления, которая выражается 4 – 8 диаметрами заряда [12]. При заряде 250 мм зона регулируемого

дробления составляет 1–2 м. При этом, согласно [12], зона трещинообразования составляет 15–30 диаметров заряда, в нашем случае это 3,5–7,5 м. Если в качестве примера рассмотреть горную породу с пределом прочности в образце на сжатие – 200 МПа, растяжение – 20 МПа и коэффициентом структурного ослабления в массиве – 0,1 (соответственно, сжатие в массиве 20 МПа, растяжение 2 МПа), то давление от взрыва по многим типам ВВ (табл. 1) создает напряжения, превышающие предел прочности горной породы при сжатии на расстоянии 3–4 м от заряда, а растягивающие напряжения – вплоть до 10 м.

Таким образом, дальше 1–2 м от заряда дробление является неуправляемым, а радиус действия заряда по трещинообразованию в условиях крепких пород может быть более значительным. Следовательно, является целесообразным расстояние между скважинами в блоке не уменьшать, а наоборот, увеличивать до максимально возможной величины. Как показывают приблизительные расчеты, принципиально возможно увеличение расстояния между скважинами в крепких породах до 8–10 м и более. Однако это возможно только в том случае, если решить вопрос с проработкой линии сопротивления по подошве уступа. На больших расстояниях между скважинами вопрос проработки подошвы является определяющим. В качестве варианта решения данного вопроса может быть использован горизонтальный вруб. Таким образом, подошва может быть проработана без использования вертикальных перебуров. Данный вариант, на первый взгляд, приведет к увеличению объема бурения, определенным сложностям при формировании зарядов горизонтальной щели, но позволит сократить удельный расход ВВ.

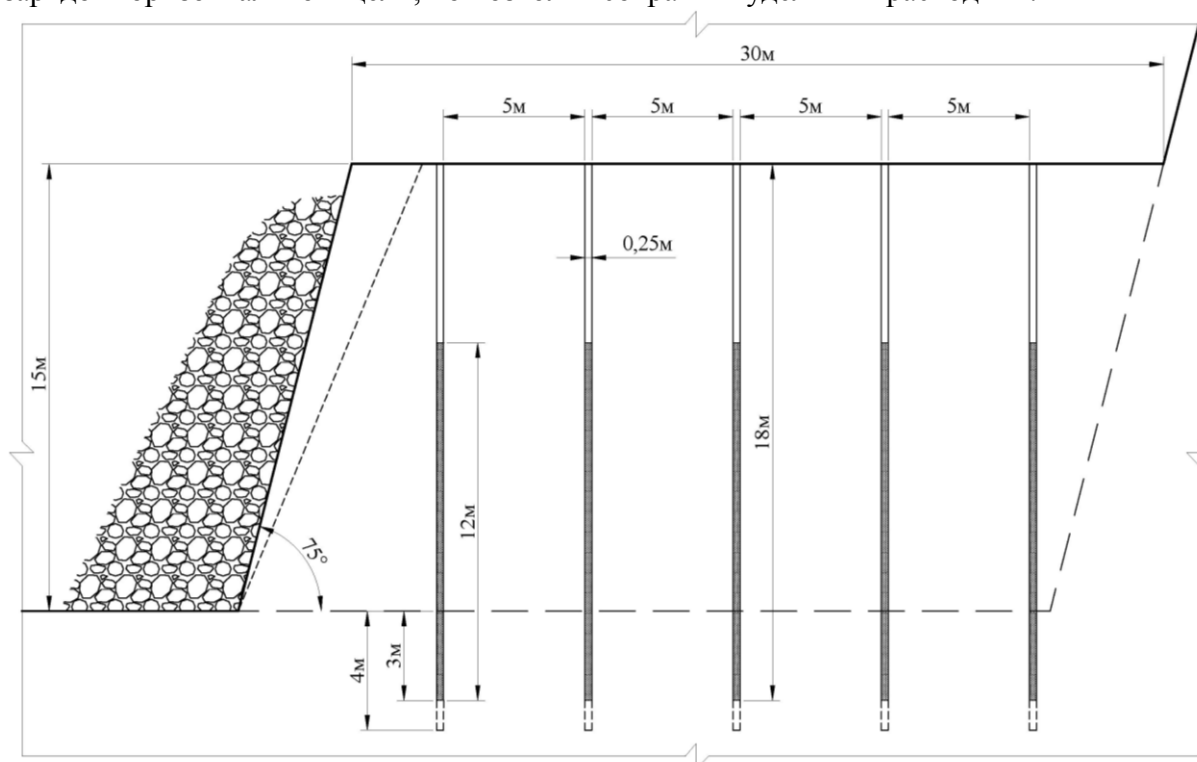


Рис. 3 – Схема расположения зарядов при обычной технологии отбойки выемочного блока при взрывании с подпорной стенкой

Условия для приблизительного расчета и сравнения вариантов приняты следующие. Горный массив сложен крепкими породами со средним коэффициентом крепости 14. Предел прочности в образце на сжатие принят 140 МПа, на растяжение 14 МПа, плотность пород  $3,5 \text{ т/м}^3$ , коэффициент структурного ослабления в массиве 0,1. Параметры выемочного блока: ширина 30 м, длина 120 м; взрывчатое вещество – нитронит Э-70 (плотность заряжания  $1,2 \text{ г/см}^3$ ); взрывание на подпорную стенку.

Параметры исходной технологии отбойки:

- высота уступа – 15 м;
- диаметр скважины – 250 мм;
- длина скважины – 18 м;
- перебур по проекту – 3 м, с учетом осыпания – 4 м;
- длина заряда ВВ – 12 м;
- сетка скважин 6×5 м;
- первый ряд скважин – наклонный;
- расстояние между устьями 1 и 2 ряда скважин – 1 м.

Схема расположения зарядов показана на рис. 3.

Согласно указанным исходным данным расчетные показатели БВР представлены в табл. 2.

Таблица 2

**Расчетные показатели БВР исходного варианта отбойки**

Показатель	Значение
Количество скважин в блоке $(120/6) \times (((30 - 5)/5) + 1)$	100
Количество ВВ в скважине, кг $7,85 \times 2,5^2 \times 1,2 \times 12$	706,5
Объем блока, м <sup>3</sup> $120 \times 30 \times 15$	54000
Количество ВВ на блок, кг $706,5 \times 100$	70650
Объем бурения, м $100 \times 19$	1900
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> $70650/54000$	1,31

Оценку варианта отбойки выемочного блока с применением горизонтального вруба целесообразно начинать с выбора ВВ и конструкции зарядов. В данном случае критерием выступает радиус трещинообразования в горной породе с применением конкретного типа ВВ.

Радиус трещинообразования [4] следующий:

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{скв}} \sqrt[3]{(P/\sigma_{\text{доп}})^2}, \quad (4)$$

где  $r_{\text{скв}}$  – радиус скважины, м;  $P$  – давление на стенки скважины, МПа;  $\sigma_{\text{доп}}$  – допустимая величина напряжений, МПа.

В приближении, ввиду сложности определения фактической величины, за допустимую величину напряжений ( $\sigma_{\text{доп}}$ ) можно принимать статический предел прочности пород в образце на растяжение ( $\sigma_p$ ) с учетом примерного коэффициента ослабления в массиве, увеличенный на 10 – 30 % [11]. Это, на первый взгляд, находится в некотором противоречии с общепринятыми принципами определения допустимой величины напряжений, но с тем ограничением, что данный параметр меньше суммы статических и динамических напряжений, с учетом неопределенности структурного ослабления массива и коэффициента динамичности такой подход вполне приемлем. Согласно исходным данным, предел прочности горной породы при растяжении  $\sigma_p$  – 14 МПа, коэффициент структурного ослабления пород в массиве 0,1, следовательно, допустимая величина напряжений принята  $0,13 \sigma_p$  и составляет 1,82 МПа. Давление на стенки скважины определяется по выражениям (1) – (2).

Результаты расчета радиуса трещинообразования для разных типов ВВ и конструкций зарядов представлены в табл. 3.

Таблица 3

Радиус трещинообразования при  $\sigma_{доп} = 1,82$  МПа

Взрывчатое вещество	Радиус трещинообразования, м									
	Параметры зарядов $D_{скв}/d_{зар}$									
	90/90	110/90	120/90	160/90	110/110	120/110	160/110	120/120	160/120	160/160
Гранулотол	6,5	6,0	5,9	5,3	7,9	7,7	7,0	8,6	7,8	11,5
<b>Граммонит 79/21</b>	<b>4,0</b>	<b>3,8</b>	<b>3,7</b>	<b>3,3</b>	<b>4,9</b>	<b>4,8</b>	<b>4,3</b>	<b>5,4</b>	<b>4,9</b>	<b>7,2</b>
Порэммит 1А	7,3	6,8	6,6	6,0	8,9	8,7	7,9	9,7	8,8	13,0
Нитронит Э-70	6,3	5,9	5,8	5,2	7,7	7,5	6,8	8,4	7,7	11,3
Сибирит	7,1	6,6	6,4	5,9	8,7	8,4	7,6	9,5	8,6	12,6
Гранэммит И-30	7,9	7,4	7,2	6,5	9,6	9,4	8,5	10,5	9,5	14,0
Фортис эдв. 80	7,8	7,3	7,1	6,5	9,6	9,3	8,4	10,4	9,5	13,9
Эмульсолит	7,5	7,0	6,8	6,2	9,2	8,9	8,1	10,0	9,1	13,3
Сларрит	7,5	7,0	6,8	6,2	9,2	8,9	8,1	10,0	9,1	13,3
Эмулогран	6,7	6,2	6,1	5,5	8,2	7,9	7,2	8,9	8,1	11,9
Эмулит ВЭТ 500	7,1	6,6	6,4	5,8	8,6	8,4	7,6	9,4	8,5	12,5
<b>Гранулит-игданит</b>	<b>2,5</b>	<b>2,4</b>	<b>2,3</b>	<b>2,1</b>	<b>3,1</b>	<b>3,0</b>	<b>2,7</b>	<b>3,4</b>	<b>3,1</b>	<b>4,5</b>

Данные табл. 3 позволяют выбрать тип взрывчатого вещества и наиболее рациональные конструкции зарядов горизонтального вруба. Выбор типа ВВ предполагает обеспечение наименьшей зоны разрушения, поэтому в данном случае радиус трещинообразования должен быть минимальным. Иначе воздействие отрезной щели на нижний горизонт будет сравнимо с действием перебуров. При этом вертикальные скважины можно недобуривать до подошвы, так как в этой области работают заряды вруба.

*Скважины горизонтального вруба*

Согласно данным табл. 3, наименьшие радиусы трещинообразования имеют граммонит 79/21 и гранулит-игданит. При данных типах ВВ величина недобура может составить в среднем 2 – 4 м. Наиболее приемлемым является диаметр заряда 90 мм. Данный диаметр обеспечивает наименьшее трещинообразование. Диаметр скважин тоже целесообразно делать небольшой для исключения осыпания. Таким образом, к дальнейшему расчету приняты следующие соотношения диаметра скважины к диаметру заряда: 90/90; 110/90; 120/90. Расчет давления на расстоянии от взрыва заряда для выбранных типов ВВ произведен по выражению (3). Результаты представлены в табл. 4.

Данные табл. 4 показывают, что для преодоления растягивающих напряжений в массиве, которые по условию составляют 1,4 МПа с учетом коэффициента структурного ослабления (0,1), расстояния между скважинами горизонтального вруба следующие.

С применением граммонита 79/21 расстояния между скважинами при соотношении  $D_{скв}/d_{зар}$ , равного 90/90, составляют 4 м с зарядкой каждой скважины либо 3 м с зарядкой через одну. То же самое при других диаметрах скважин.

С применением гранулит-игданита расстояния между скважинами при соотношении  $D_{скв}/d_{зар}$  90/90 – 3 м с зарядкой каждой скважины либо 2 м с зарядкой через одну. При других диаметрах скважин расстояние 2 м с зарядкой каждой скважины.

С учетом того что расстояния между скважинами для наибольшей производительности станка должны быть максимально возможными, наиболее приемлемым типом ВВ для зарядов горизонтального вруба в данном случае является граммонит 79/21. При этом наиболее целесообразными являются диаметры скважин 90 – 120 мм и заряда – 90 мм. В этом случае расстояние между скважинами вруба можно принять 3 м с заряданием через одну.

Таблица 4

## Расчет давления от взрыва заряда отрезной щели на расстоянии

Параметры заряда		Давление от взрыва контурного заряда на расстоянии, МПа								
		Взрывчатое вещество гранулит-игданит								
		Расстояние, м								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>D скважины, мм</b>	<b>90</b>									
D заряда, мм	90	7,39	2,61	1,42	0,92	0,66	0,50	0,40	0,33	0,27
<b>D скважины, мм</b>	<b>110</b>									
D заряда, мм	90	6,69	2,36	1,29	0,84	0,60	0,46	0,36	0,30	0,25
<b>D скважины, мм</b>	<b>120</b>									
D заряда, мм	90	6,40	2,26	1,23	0,80	0,57	0,44	0,35	0,28	0,24
Параметры заряда		Давление от взрыва контурного заряда на расстоянии, МПа								
		Взрывчатое вещество граммонит 79/21								
		Расстояние, м								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>D скважины, мм</b>	<b>90</b>									
D заряда, мм	90	14,70	5,20	2,83	1,84	1,31	1,00	0,79	0,65	0,54
<b>D скважины, мм</b>	<b>110</b>									
D заряда, мм	90	13,30	4,70	2,56	1,66	1,19	0,90	0,72	0,59	0,49
<b>D скважины, мм</b>	<b>120</b>									
D заряда, мм	90	12,73	4,50	2,45	1,59	1,14	0,87	0,69	0,56	0,47

## Вертикальные скважины при горизонтальном врубе

Согласно данным табл. 1 давление при взрыве нитронита Э-70 на расстоянии 4 м от заряда превышает предел прочности на сжатие в массиве, который, согласно условию, составляет 14 МПа с учетом коэффициента структурного ослабления (0,1). Таким образом, расстояние между вертикальными скважинами можно принять 8 м. С учетом геометрии блока расстояние между рядами вертикальных скважин принято 7,5 м, между скважинами, в ряду – 8 м. Рациональная величина недобура определяется длиной буровых штанг, свойствами горных пород и свойствами ВВ. В нашем случае для вертикального бурения скважин диаметром 250 мм можно рассмотреть станок типа СБШ-250. Длина штанги обычно составляет 8 м. Двумя штангами данный станок бурит 14 м (из-за особенностей конструкции станка первая штанга бурит на 6 м).

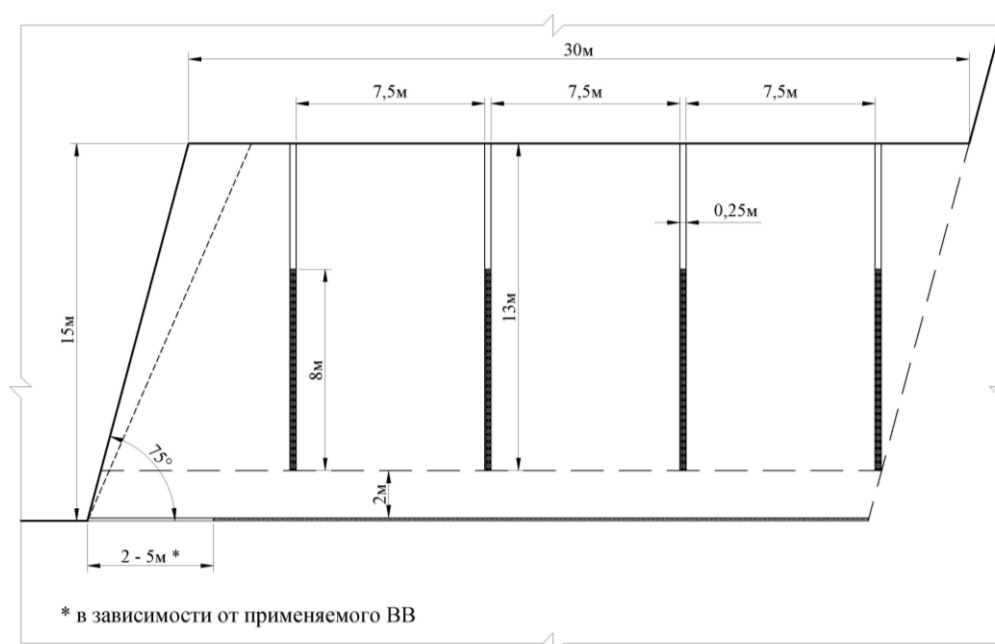


Рис. 4 – Схема расположения зарядов при горизонтальном врубе по подошве уступа



Для дальнейших расчетов диаметр скважины и заряда горизонтального вруба принят 90 мм. Величина недобура вертикальных скважин принимается 2 м, длина вертикальных скважин – 13 м, длина заряда – 8 м, забойка – 5 м, недозаряд горизонтальной скважины – 2 м. Расстояние между горизонтальными скважинами 3 м. Зарядание скважин горизонтального вруба – через одну.

Схема размещения зарядов показана на рис. 4.

Согласно принятым параметрам отбойки выемочного блока с применением горизонтального вруба произведен расчет показателей буровзрывных работ. Результаты представлены в табл. 5.

Таблица 5

**Расчетные показатели БВР для варианта отбойки с горизонтальным врубом**

Показатель	Значение
Количество вертикальных скважин в блоке, шт (120/8) × 4	60
Количество горизонтальных скважин отрезной щели, шт 120/3	40
Количество ВВ в вертикальной скважине, кг $7,85 \times 2,5^2 \times 1,2 \times 8$	471
Количество ВВ в горизонтальной скважине, кг $7,85 \times 0,9^2 \times 1,2 \times (30 - 2)$	213,6
Объем блока, м <sup>3</sup> 120 × 30 × 15	54000
Количество ВВ на блок, кг (471 × 60) + (40/2) × 213,6	32532
Объем бурения, м 60 × 13 + 40 × 28	1900
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> 32532/54000	0,6

Для наглядности данные расчетов показателей БВР по рассмотренным вариантам (см. табл. 2, 5) сведены в единую табл. 6.

Таблица 6

**Результаты расчета показателей БВР по двум вариантам технологии отбойки выемочного блока**

Показатель	Значение	
	Обычная отбойка	Отбойка с применением горизонтального вруба по подошве уступа
Количество скважин в блоке, шт	100	100
Объем бурения, м	1900	1900
Объем блока, м <sup>3</sup>	54000	54000
Количество ВВ на блок, кг	70650	32532
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	1,31	0,6

### Результаты исследования и их обсуждение

Приближенные расчеты показали, что применение способа отбойки выемочного блока с горизонтальным врубом по подошве уступа может быть достаточно эффективным. Согласно данным табл. 6, проработка подошвы уступа горизонтальным врубом и увеличение расстояний между вертикальными скважинами при практически равном объеме бурения позволяет уменьшить потребление ВВ более чем в 2 раза. Несмотря на то что представленные расчеты являются приближенными и несколько идеализированными, полученные результаты указывают на то, что предлагаемый способ отбойки позволит значительно уменьшить удельный расход ВВ при взрывном разрушении крепких горных массивов. Поэтому данное направление является актуальным, имеет практическую значимость и требует дополнительных, в том числе экспериментальных исследований.

В настоящее время на крупных карьерах расстояния между скважинами в среднем составляют 5 – 6 м, а величина перебуров от 2 до 3 м. Расчеты показали, что возможно увеличение расстояния между скважинами в крепких породах до 8 – 10 м при соответствующем уменьшении удельного расхода ВВ.

Применение горизонтального вруба для взрывного рыхления скальных горных пород на отечественных карьерах ограничивается возможностями бурения горизонтальных скважин отечественными буровыми станками. В настоящее время ряд зарубежных компаний выпускает ударно-вращательные буровые станки, способные бурить горизонтальные скважины [13]. Опытно-экспериментальные работы с применением существующей техники позволили бы установить область эффективного применения и выявить необходимые вопросы безопасности для реализации предлагаемой технологии отбойки с применением горизонтального вруба. Только по результатам экспериментальных работ возможно определить полный сравнительный экономический эффект. Применение дорогостоящего оборудования зарубежного производства с высокими эксплуатационными издержками для бурения горизонтальных скважин в условиях переходных процессов, связанных с экономическими проблемами предприятий, является нецелесообразным за исключением случая применения этого способа отбойки с начала отработки месторождения. Поэтому требуется проведение соответствующих научно-исследовательских и конструкторских работ с целью создания отечественного бурового станка, способного бурить горизонтальные скважины, не уступающего современным зарубежным образцам.

Общие требования промышленной безопасности к техническим средствам и параметрам технологии буровзрывных работ изложены в нормативно-технических документах, утвержденных Ростехнадзором [14 – 16]. Сформулированы дополнительные требования безопасности к буровой технике для обеспечения горизонтального бурения скважин (рис. 5):

1. Работа под откосом уступа опасна ввиду высокой вероятности обрушения кусков горной массы. Поэтому станок для горизонтального вруба должен быть на дистанционном управлении, имеющем значительное удаление машиниста-оператора от забоя.
2. Дистанционная система контроля должна подразумевать возможность управления несколькими станками одновременно.
3. Должна быть предусмотрена гидравлическая защитная конструкция от обрушения кусков горной массы.
4. Конструкция станка должна предусматривать возможность обсадки скважины и укрепления стенок промывочными смесями.
5. Станок должен иметь небольшую массу, позволяющую транспортировать его от откоса трактором в случае отказа дистанционного управления. При этом сцепка трактора и станка должна осуществляться несколькими тросами, объединенными в систему, откинутыми от станка на расстояние, исключающее отскок падающих кусков горной массы от гидравлической защиты в место осуществления сцепки. Целесообразно узел сцепки расположить на колесе, для которого также можно предусмотреть электропривод и дистанционное управление.

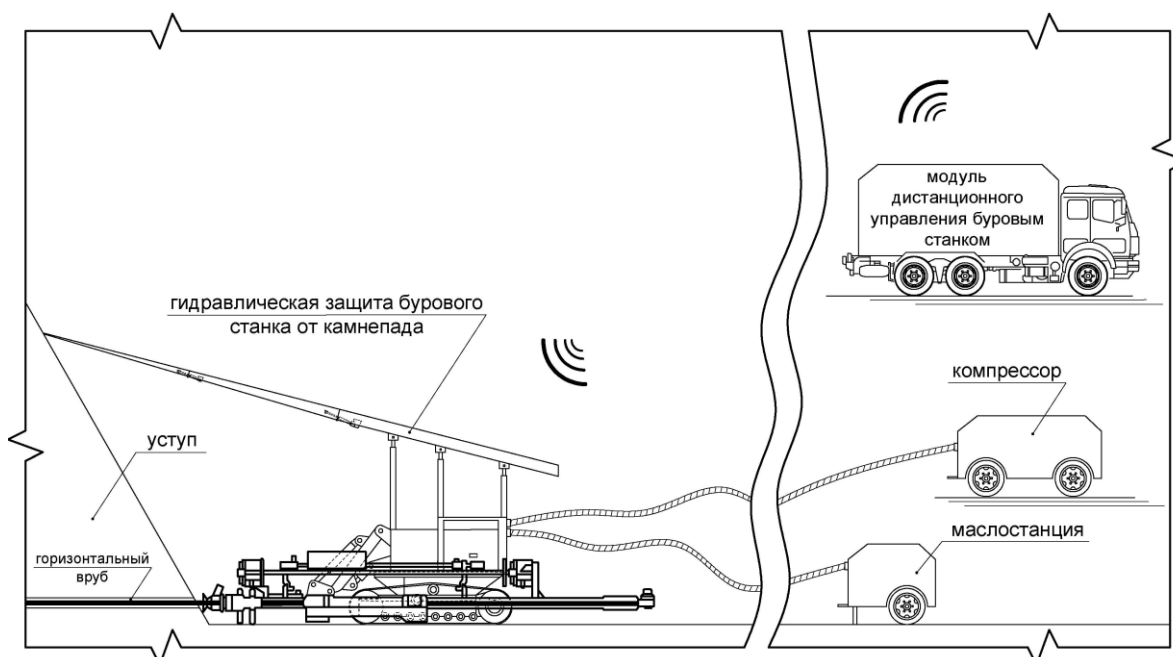


Рис. 5 – Эскиз предлагаемого бурового станка для горизонтального бурения скважин с гидравлической защитой от обрушения кусков горной массы, модулем дистанционного управления, компрессором и маслостанцией

6. Для обеспечения конкурентоспособности оборудования габариты гидравлической защиты и размеры станка должны быть минимальны. В связи с этим целесообразно компрессор и маслостанцию вынести в отдельные мобильные конструкции при соединении со станком рукавами высокого давления, шлангами и другими средствами.

7. Системы управления станком и оборудованием должны включать средства предупредительной сигнализации и другие средства, предупреждающие о нарушениях функционирования, приводящих к возникновению опасных ситуаций.

8. Пульт управления должен обеспечить персоналу возможность контролировать отсутствие иных лиц в опасных зонах. Целесообразно использование видеокамер либо специальных датчиков. Каждому пуску должен предшествовать предупреждающий сигнал. Также пульт управления должен оборудоваться средствами отображения информации о нарушениях эксплуатации любой части системы, а также средствами аварийной остановки системы или отдельных ее частей.

9. При разработке и изготовлении станка и оборудования необходимо использовать эргономические принципы для снижения влияния дискомфорта, усталости и психологического напряжения персонала до минимально возможного уровня.

10. При разработке и изготовлении станка и оборудования должны учитываться ограничения, накладываемые на действия оператора при использовании средств индивидуальной защиты.

11. Освещение оборудования в темное время суток должно быть достаточным для своевременного предотвращения аварийных ситуаций.

12. Разработка и изготовление бурового оборудования для горизонтального вруба должны соответствовать ТР ТС 010/2011 «О безопасности машин и оборудования».

Приведенные требования неокончательные и нуждаются в доработке по итогам опытно-промышленных испытаний.

#### Выводы

1. Предложено перспективное технологическое решение для существенного уменьшения (более чем в 2 раза) удельного расхода взрывчатых веществ при уступной взрывной отбойке на карьерах, подразумевающее горизонтальный отрыв выемочного

блока по подошве с одновременным увеличением расстояния (с 5 – 6 м до 8 – 10 м) между скважинами выемочного блока.

2. Применение дорогостоящего оборудования с высокими эксплуатационными издержками для бурения горизонтальных скважин в условиях переходных процессов, связанных с экономическими проблемами предприятия, является нецелесообразным, за исключением случаев применения этого способа отбойки с момента начала разработки месторождения. Поэтому требуется проведение соответствующих научно-исследовательских и конструкторских работ с целью создания отечественного бурового станка, способного бурить горизонтальные скважины, не уступающего современным зарубежным образцам.

3. Разработаны требования к конструкции и промышленной безопасности применения бурового оборудования для осуществления горизонтального вруба. Данные требования неокончательные и нуждаются в доработке по результатам опытно-промышленных испытаний.

### Литература

1. Яковлев В.Л. Переходные процессы в технологии разработки сложноструктурных месторождений полезных ископаемых / В.Л. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – S1-1. – С. 65 - 76.

2. Сухов Р.И. Обоснование требований к созданию перспективного бурового станка для бурения взрывных скважин на отечественных горнодобывающих предприятиях с открытым способом разработки / Р.И. Сухов, А.С. Реготунов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. - № 10. – С. 22 - 25.

3. Оптимизация параметров буровзрывных работ на открытых разработках ОАО «ГМК «Норильский никель» на основе определения свойств пород в массиве сейсмическим методом / И.В. Воронцов, А.С. Маторин, А.А. Котяшев, В.Г. Шеменёв // Известия вузов. Горный журнал. - 2008. - № 8. - С. 94 - 100.

4. Жариков С.Н. Способы уточнения свойств горных пород при производстве буровзрывных работ / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменев, В.А. Кутуев // Устойчивое развитие горных территорий. - 2017. - Т. 9. - № 1. - С. 74 - 80.

5. Жариков С.Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород: дис. ... канд. техн. наук / С. Н. Жариков; ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – 139 с.

6. Дугарцыренов А.В. Оценка влияния воздушных промежутков на эффективность взрывания скважинных зарядов / А.В. Дугарцыренов, Р.А. Рахманов // Взрывное дело. – 2019. – 122/79. – С. 59 - 70.

7. К вопросу управления энергией взрыва в массиве горных пород / И.Ф. Бондаренко, Р.Я. Никитин, В.И. Хон, С.В. Ковалевич // Недропользование XXI век. – 2018. – 2(71). – С. 62 - 69.

8. Комащенко В.И. Разработка технологии взрывных работ, уменьшающей вредное воздействие на окружающую среду / В.И. Комащенко, Е.Д. Воробьев, В.Г. Лукьянов // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2017. – Т. 328. – № 8. – С. 33 – 40.

9. Воронков Г.Я. Параметры ресурсосберегающих экологически приемлемых технологий подготовки массивов горных пород к экскавации на открытых работах / Г.Я. Воронков, А.В. Брайцев, А.Ю. Горлов // Взрывное дело. – 2014. – №111/68. – С. 283 - 294.

10. Основные направления совершенствования техники и технологии буровзрывных работ / М.Б. Тогунов, Ю.А. Шитов, Г.В. Мелик-Гайказов, В.А. Фокин, Н.А. Свердленко // Горный журнал. – 2007. – № 9. - С. 40 - 44.

11. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков, И.В. Зырянов, В.Г. Шеменёв // Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. – 172 с.
12. Кузнецов В.А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках на основе деформационного зонирования взрывааемых уступов: автореферат дис. ... докт. техн. наук / В.А. Кузнецов; ГОУ ВПО МГГУ. – М., 2010. – 43 с.
13. Установки для бурения с поверхности – Epiroc [Электронный ресурс]: Установки для бурения с поверхности. – Режим доступа: <https://www.epiroc.com/ru-ru/products/drill-rigs/surface-drill-rigs?index=0> (17.07.2019).
14. О промышленной безопасности опасных производственных объектов: Федеральный закон от 21.07.97 г. № 116-ФЗ. Принят Государственной Думой 20 июня 1997 г. [Режим доступа] – Электронный ресурс: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_15234/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_15234/)
15. Правила безопасности при взрывных работах: Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. - Серия 13; Выпуск 14. – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 332 с.
16. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных ископаемых: Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. - Серия 03; Выпуск 78. – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.