

УДК 622.35

В.Д. Воробьев, докт. тех. наук, проф., **О.Я. Твердая**, канд. тех. наук, ст. викл.,
Ю.А. Молодец, асп. (НТУУ «КПІ»)

АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ МОНОЛИТНЫХ БЛОКОВ В КАРЬЕРАХ СТРОЙМАТЕРИАЛОВ

V.D. Vorobiov, O.Ya. Tverda, Yu.A. Molodets (National Technical University of
Ukraine «Kyiv Polytechnic Institute»)

ENVIRONMENTAL ASSESSMENT PROCESS TECHNOLOGIES PRODUCTION MONOLITHIC BLOCKS IN A CAREER MATERIALS

Рассмотрены основные методы добычи блочного камня при разработке месторождений открытым способом. Показана зависимость изменения общего количества шпуров и проектный расход шпурометрив от высоты и длины блока. Установлена зависимость изменения объема пыли при бурении одиночного шпура от высоты уступа. Определены объемы газов при взрывах зарядов.

Ключевые слова: алмазно-канатные машины; блочный камень; взрывной метод; карьер; пыль; шпуры.

Розглянуто основні методи видобування блочного каменю при розробці родовищ відкритим способом. Показана залежність зміни загальної кількості шпурів і проектна витрата шпурометрів від висоти та довжини блока. Встановлено залежність зміни об'єму пилу при бурінні одиночного шпура від висоти уступу. Визначено об'єми газів при вибухах шпурових зарядів.

Ключові слова: алмазно-канатні машини; блочний камінь; вибуховий метод; кар'єр; пил; шпури.

The main methods of extraction of block stone in the development of open. Dependence change in the total number of holes and project expenditure shpurometriv the height and length of the block. The dependence of changes in the volume of dust while drilling a single hole on the height of the ledge. Determined amount of gas explosions at shpurovyh charges.

Keywords: diamond-rope machine; block stone; blasting method; quarry; dust; hole.

Актуальность работы. Добыча блочного камня по своим технологическим операциям существенно отличается от технологии производства бутощебеночной продукции, выпускаемой на камнедробильных заводах строительной отрасли. При этом основной объем блочного камня добывается при разработке месторождений гранитоидов (габбро, гранита, лабрадорита) открытым способом. Производственная мощность предприятий в Украине по производству блочной продукции колеблется в пределах 3 – 5 тыс,

м³ в год, а затраты на подготовку данного процесса к выемке блоков из массива достигают 50-70% от себестоимости [1].

При подготовке монолитных блоков к выемке из горного массива используют различные способы, которые объединяют в группы: механические, взрывные и физико-технические (ДСТУ Б В.2.7-59-97). Применение того или иного способа в практике определяется технико-экономическими показателями и условиями разработки месторождения. Одной из основных особенностей данного технологического процесса является обеспечение качества извлекаемых блоков с минимальными отходами в дальнейшей их переработке (расфасовки) и экологической безопасности рабочей зоны карьера и окружающей среды в целом.

Среди всех известных способов добычи блочного камня в карьерах Украины наибольшее применение получили способы: взрывные – с применением порохов и детонирующего шнура (ДШ) и механические – с применением алмазно-канатных установок [1].

Цель работы – оценка конкурентоспособности применения взрывного и алмазно-канатного способов добычи блочного камня в карьерах Украины.

Материал и результаты исследования. Обеспечения качества извлеченных блоков из горного массива зависит как от применяемых способов, так и от учета структурно-текстурных особенностей горного массива. Последний фактор определяется в основном наличием системных трещин: растяжения Q, вертикальные; сжатия S, вертикальные; скалывания D, диагональные и L – горизонтальные. Последний вид трещин, как правило, быстро затухает с глубиной и преобладает на верхних горизонтах карьеров [2]. В зависимости от густоты горизонтальных трещин естественные отдельности массива могут иметь различные размеры и геометрические формы. В работе [2] приведена зависимость изменения количества горизонтальных трещин n_r от высоты уступа H_y : $n_r = k_r H_y$, где n_r – коэффициент, зависящий от степени блочности массива и измеряется в пределах от 0,31 до 3,33. В общем объеме пород на гранитных карьерах Украины с достаточной для практики точностью определено среднестатистическое содержание их по категориям блочности: мелкоблочные – 20%; среднеблочные – 30%; крупноблочные – 50%. Содержание крупноблочных пород на карьерах по их добыче колеблется в пределах 50-80%, а выход делового камня от общего годового объема добычи составляет 20-40%. Следует отметить, что идеальным вариантом выемки монолитного блока (естественной отдельности) из горного массива является тот, когда он ограничен со всех сторон трещинами. Однако такие случаи наблюдаются исключительно редко. Поэтому использование указанного способа в практике не нашло широкого распространения.

Взрывной (буровзрывной) способ добычи монолитных блоков. Горный массив скальных пород вследствие прерывности свойств и строения представляет дискретную среду, поведение которой при динамических и статических нагрузках не подчиняется механике сплошной среды. В связи с этим принято считать скальный массив, с точки зрения механики, системой

многих тел, поскольку он разделен трещинами на отдельные блоки (отдельности) с различной степенью связи или контакта между ними. В общем случае горный массив отличается от свойств слагающих его естественных отдельностей. Например, две отдельности одной и той же породы, имеющие одинаковый химический состав и схожие внешние признаки, идентичны, а состоящие из них горные массивы могут резко отличаться по своим свойствам и признакам [2]. Поэтому решение теоретических задач по данному направлению весьма затруднительно и может быть получено с определенными допущениями применительно к рассмотрению изотропной среды.

Ранними исследованиями при разрушении гранитов [3] показано, что сопротивляемость отрыву породы от массива находится в прямой зависимости от процентного содержания биотита на поверхности раскола. Считается, что слюда и полевые шпаты являются вероятными местами зарождения трещин [4]. Хиллс Б. отмечает, что в случае приложения взрывных нагрузок наблюдаются три направления наиболее легкого раскола породы. Причиной этому является, как показано в работе [5], наличие сверхиндивидов кварца (зерна минералов и агрегаты) и дефекты строения его зерен – пузырьковые микротрещины, обуславливающие направления самого интенсивного разрушения горного массива в случае приложения взрывных нагрузок.

В последние годы проведенными микроструктурными исследованиями установлено [2, 6], что кварц в составе гранитов образует удлиненные, неправильной формы агрегаты зерен, образующие пространственно-линейную ориентировку. Примерно половина зерен кварца содержит ориентированные в одном направлении плоскости газовой-жидких включений (пузырьковые микротрещины). Следовательно, кварц в составе гранитов, наряду со слюдами, можно рассматривать в качестве носителя ослабленных мест. Последние образуют плоскости наиболее легкого раскола при динамических нагрузках и параллельны плоскостям системных трещин (Q, S, L). Каждый фактор необходимо учитывать при взрывном способе отделения монолитных блоков от горного массива. При этом бурение шпуров при оконтуривании блока должно осуществляться по линии, параллельной плоскости системных трещин, что при взрыве значительно снижает потери полезного ископаемого (рис. 1). Шпуровые заряды могут быть использованы различной конструкции [1, 7, 8].

Важным показателем данного способа является расход шпурометров на один кубический метр p (м/м³):

$$p = n_o / V_{\text{бл}}, \quad (1)$$

где n_o – общее количество пробуренных шпурометров, м; $V_{\text{бл}}$ – объем бурения, м³:

$$V_{\text{бл}} = h \cdot b \cdot c, \quad (2)$$

где h , b , c – соответственно высота, ширина и длина блока, м.

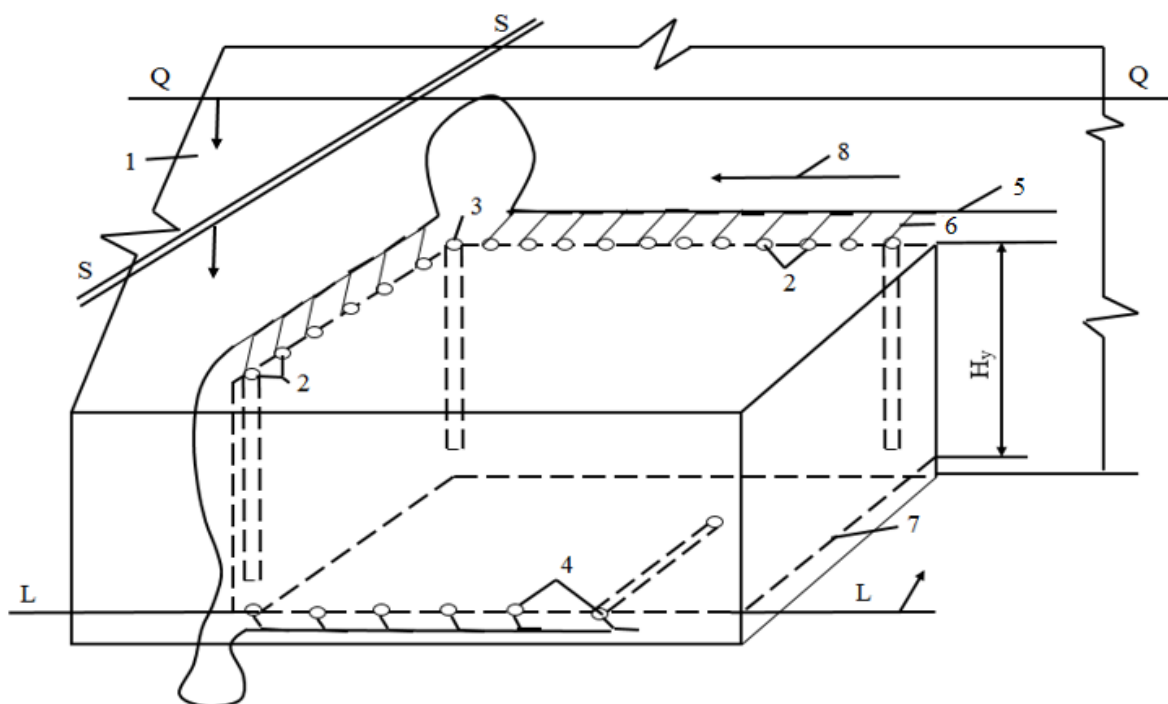


Рис. 1. Схема отбойки монолитного блока от горного массива шпуровыми зарядами ДШ:

1 – горный массив (уступ); 2 – вертикальные шпуровые заряды; 3 – порожний шпур; 4 – горизонтальные шпуровые заряды; 5 – магистральная линия ДШ; 6 – ДШ в зарядах; 7 – проектный уровень подошвы уступа; 8 – направление детонации по ДШ

Количество пробуренных шпуров по вертикальной стороне $n_{ув}$, шт.:

$$n_{ув} = c / a_в + b / a_в, \quad (3)$$

где $a_в$ – расстояние между вертикальными шпурами, м.

Общее количество шпурометров по вертикальным строчкам $n_в$, м:

$$n_в = n_{ув} \cdot l_в, \quad (4)$$

где $l_в$ – длина вертикального шпура, м.

Количество пробуренных шпуров по горизонтальной строчке $n_{уз}$, шт.:

$$n_{уз} = c / a_2, \quad (5)$$

где a_2 – расстояние между горизонтальными шпурами, м.

Общее количество шпурометров по горизонтальной строчке n_2 , м:

$$n_2 = n_{шг} \cdot l_2, \quad (6)$$

где l_2 – длина горизонтального шпура, м.

Общее количество шпуров $n_{шо}$, шт.:

$$n_{шо} = n_{шв} + n_{шг}. \quad (7)$$

Общее количество погонных метров n_o , м:

$$n_o = n_г + n_2. \quad (8)$$

Пример расчета расхода шпурометров при отделении блоков от горного массива. Исходные данные:

- длина блока – 10, 20, 30, 40, 50 м;
- высота блока изменяется от 1 до 6 м с шагом 1 м;
- ширина блока равна его высоте ($b = h$);
- расстояние между шпурами, м;
- по вертикальной строчке – 0,2;
- по горизонтальной строчке – 0,4;
- горная порода – лабрадорит.

Для рассматриваемого случая (табл. 1) с увеличением высоты блока от 1 до 6 м и его длины от 10 до 50 м значения $V_{бл}$ возрастает в 36 раз, а общее количество шпуров $n_{шо} = f(c)$ в 5,1 раза. При этом расход шпурометров при указанных габаритных размерах блоков снижается в среднем в 5,25 раза, что свидетельствует о целесообразности применения высоких уступов (рис. 2).

При определении расхода шпурометров проектная величина длины шпура принята на 10% меньше по сравнению с высотой уступа h [1]. С увеличением h от 1 до 6 м значения p уменьшаются в 4,6 раза при $c = 10$ м, в 5,2 раза при $c = 20$ м, в 5,4 раза при $c = 30$ м, в 5,5 раза при $c = 40$ м, в 5,6 раза при $c = 50$ м.

Таблица 1

Показатели процесса бурения шпуров диаметром 0,042 м при отделении монолитных блоков от горного массива ($b = h$)

h , м	$V_{бл}$, м ³	$n_{шв}$, шт.	$n_{шг}$, шт.	$n_{шо}$, шт.	$n_г$, м	n_2 , м	n_o , м	P , м/м ³
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Длина блока $c = 10$ м								
1	10	55	25	80	49,5	22,5	72	7,20
2	40	60	25	85	108	45	153	3,83
3	90	65	25	90	175,5	67,5	243	2,70

Продолжение табл. 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
4	160	72	25	95	252	90	342	2,14
5	250	75	25	100	337,5	112,5	450	1,80
6	360	80	25	105	432	135	567	1,58
Длина блока $c = 20$ м								
1	20	105	50	155	94,5	45	39,5	6,98
2	80	110	50	160	198	90	288	3,60
3	180	115	50	165	310,5	135	445,5	2,48
4	320	120	50	170	432	180	612	1,91
5	500	125	50	175	562,5	225	787,5	1,58
6	720	130	50	180	702	270	972	1,35
Длина блока $c = 30$ м								
1	30	155	75	230	139,5	67,5	207	6,90
2	120	160	75	235	288	135	423	3,53
3	270	65	75	240	445,5	202,5	648	2,40
4	480	170	75	245	612	270	882	1,84
5	750	175	75	250	787,5	337,5	1125	1,50
6	1080	180	75	255	972	405	1377	1,28
Длина блока $c = 40$ м								
1	40	205	100	305	184,5	90	274,5	6,86
2	160	210	100	310	378	180	558	3,49
3	360	215	100	315	580,5	270	850,5	2,36
4	640	220	100	320	792	360	1152	1,80
5	1000	225	100	325	1012,5	450	1462,5	1,46
6	1440	230	100	330	1242	540	1782	1,24
Длина блока $c = 50$ м								
1	50	255	125	380	229,5	112,5	342	6,84
2	200	260	125	385	468	225	693	3,47
3	450	265	125	390	715,5	337,5	1053	2,34
4	800	270	125	395	972	450	1422	1,78
5	1250	275	125	400	1237,5	562,5	1800	1,44
6	1800	280	125	405	1512	675	2187	1,22

Из-за удобства бурения горизонтальных шпуров обычно в практике их длину принимают 2-4 м. На рис. 3 для примера приведена зависимость $n_{ш}, n_o, p = f(c)$ при $b = h = 2$ м.

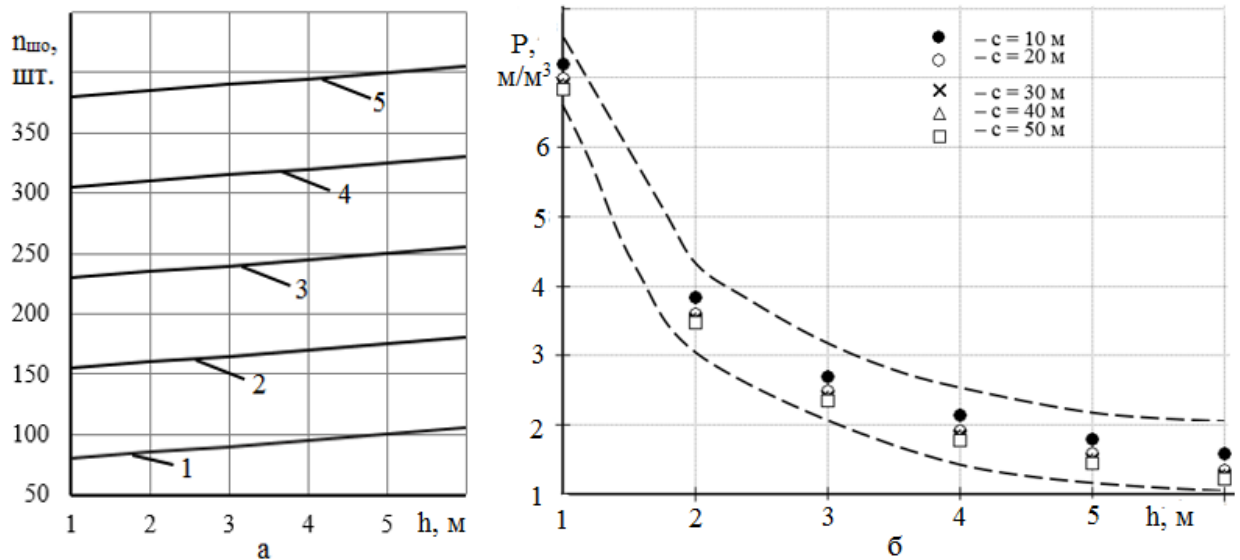


Рис. 2. Зависимость измерения общего количества шпуров (а) и проектного расход шпурометров (б) от высоты блока и его длины: 1 – 10 м; 2 – 20; 3 – 30; 4 – 40; 5 – 50 м

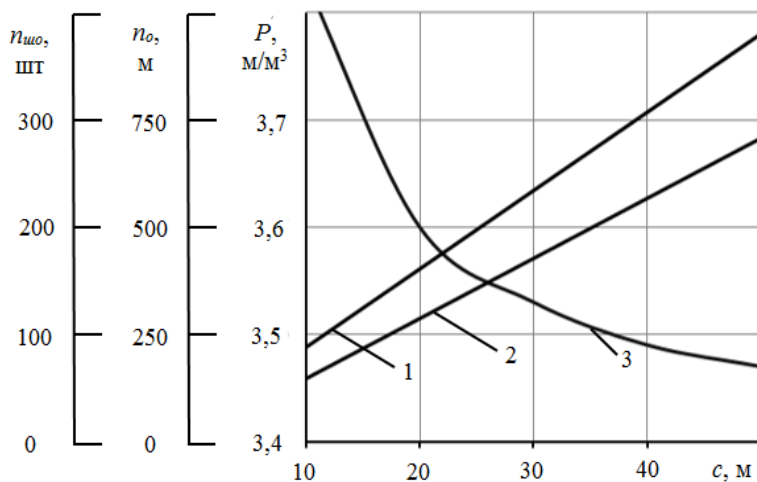


Рис. 3. Изменение общего количества шпуров $n_{шo}$ (1), общего количества пробуренных метров n_o (2) и расхода бурения на 1 м^3 p (3) в зависимости от длины монолитного блока породы С при недобуре шпуров на 10%

Из анализа рис. 3 и табл. 1 видно, что значения $n_{шo}$ и n_o при увеличении высоты уступа от 1 до 6 м и от длины блока от 10 до 50 м также увеличиваются и изменяются по линейной зависимости. При этом $p = f(c)$ носит криволинейный характер и с увеличением c уменьшается, принимая значения: $3,83 \text{ м/м}^3$ при $c = 10 \text{ м}$; $3,60 \text{ м/м}^3$ при $c = 20 \text{ м}$; $3,53 \text{ м/м}^3$ при $c = 30 \text{ м}$; $3,49 \text{ м/м}^3$ при $c = 40 \text{ м}$; $3,47 \text{ м/м}^3$ при $c = 50 \text{ м}$;

Добыча блоков с помощью алмазно-канатных машин. Среди всех механических методов при добыче блоков на карьерах Украины применяют эти машины, в основном, зарубежного производства с соответствующими техническими характеристиками [1].

На рис. 4 приведены схемы оконтуривания блока пород при вертикальном и горизонтальном пропилах алмазно-канатными машинами аналогичных конструкций, приведенных в работе [1]. Эти машины используются, в основном, на карьерах Украины при разработке месторождений гранита и лабрадорита.

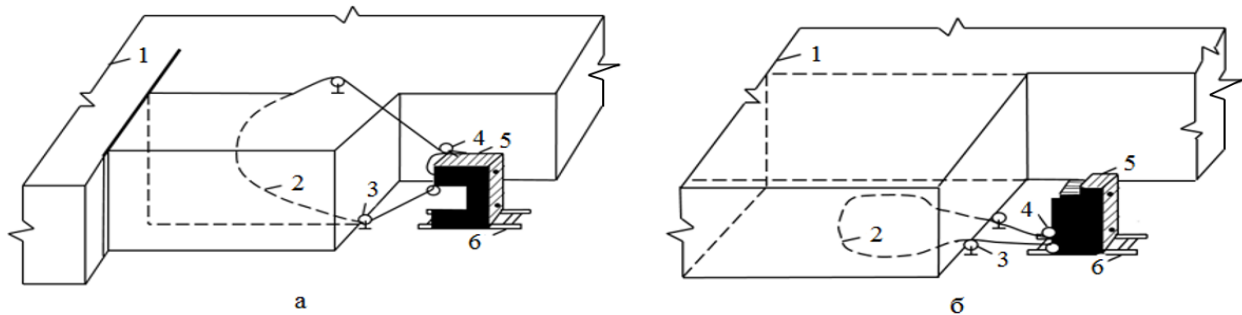


Рис. 4. Схемы вертикального (а) и горизонтального (б) пропилов при отделении монолитного блока от горного массива с применением алмазно-канатной машины:

1 – горный массив; 2 – контур пропила; 3 – маховики ограничительные; 4 – то же, прижимные; 5 – корпус машины; 6 – рельсовая колея

Основным рабочим органом машины является канат, свитый из нескольких стальных ниток. На канат, в определенном расстоянии друг от друга, нанизаны алмазные втулки, представляющие собой стальные цилиндры с нанесенной на них алмазной крошкой. Срок службы канатов зависит от их конструкции и способа изготовления. Для охлаждения каната в процессе работы расход воды колеблется в пределах 10-12 л/мин. до 20-50 л/мин. Конструкции этих машин, их преимущества и недостатки в достаточной степени изложены в работе [1].

Экологические аспекты добычи блочного камня. При всей совокупности известных методов добычи блочного камня на карьерах вредными факторами, влияющими на рабочий персонал и окружающую среду, являются вибрация, шум, пыль и газы. Эти факторы значительно преобладают при взрывном методе, реализация которого осуществляется с помощью бурения шпуров (скважин) и средств взрывания (ДШ, порох). В случае применения алмазно-канатного метода влияние этих факторов весьма незначительно. Поэтому целесообразным является рассмотрение изменения объемов пыли и газа в зависимости от параметров и конструктивных элементов взрывного метода (табл. 2 и 3). При расчетах приняты: объем пыли равен объему шпура ($V_z = \pi r^2 h$, где r – радиус шпура 0,021 м; h – глубина шпура, м). Общий объем пыли при обурировании блока $V_{no} = V_n \cdot n_{шo} - 10\%$, где 10% – объем пыли за счет недобура шпуров, м³. Удельный объем пыли V_{ny} , приходящийся на 1 м³ отделяемого блока породы $V_{ny} = V_{no} / V_{bl}$, м³/м³. С увеличением h и c значения V_{ny} снижается (см. табл. 2). Так, например, при $h = 2$ м и $c = 10$ м количество пыли

(м³), приходящего на 1 м³ отделяемого блока породы P_{ny} , равно 0,0053 м³/м³, а при $c = 50$ м $P_{ny} = 0,0048$ м³/м³, что меньше в 1,1 раза.

Таблица 2

Расчетные значения объемов пыли при обурировании монолитного блока породы

h , м	$V_{\text{бл}}^*$, м ³	V_n^{**} , м ³	$n_{\text{ш}}^*$, шт.	$V_{\text{по}}$, м ³	V_{ny} , м ³
Длина блока $c = 10$ м					
1	10	0,0013	80	0,104	0,0104
2	40	0,0025	85	0,213	0,0053
3	90	0,0038	90	0,342	0,0038
4	160	0,0050	95	0,475	0,0030
5	250	0,0063	100	0,630	0,0025
6	360	0,0075	105	0,788	0,0022
Длина блока $c = 20$ м					
1	20	0,0013	155	0,202	0,0101
2	80	0,0025	160	0,400	0,0050
3	180	0,0038	165	0,627	0,0035
4	320	0,0050	170	0,850	0,0027
5	500	0,0063	175	1,103	0,0022
6	720	0,0075	180	1,350	0,0019
Длина блока $c = 30$ м					
1	30	0,0013	230	0,299	0,0100
2	120	0,0025	235	0,588	0,0049
3	270	0,0038	240	0,912	0,0034
4	480	0,0050	245	1,225	0,0026
5	750	0,0063	250	1,575	0,0021
6	1080	0,0075	255	1,913	0,0018
Длина блока $c = 40$ м					
1	40	0,0013	305	0,397	0,0099
2	160	0,0025	310	0,775	0,0048
3	360	0,0038	315	1,197	0,0033
4	640	0,0050	320	1,600	0,0025
5	1000	0,0063	325	2,048	0,0021
6	1440	0,0075	330	2,475	0,0018
Длина блока $c = 50$ м					
1	50	0,0013	380	0,494	0,0098
2	200	0,0025	385	0,963	0,0048
3	450	0,0038	390	1,482	0,0033
4	800	0,0050	395	1,975	0,0025
5	1250	0,0063	400	2,520	0,0020
6	1800	0,0075	405	3,038	0,0016

*) Данные приведены из табл. 1

**) Объем породы при бурении одиночного шпура

Величина $V_n = f(h)$ имеет линейный характер и не зависит от длины блока (рис. 5). Эта зависимость аппроксимируется формулой:

$$V_n = 1,3847h - 9 \cdot 10^{-15}. \quad (9)$$

Таблица 3

Расчетные значения объемов газа при взрывах шпуровых зарядов из ДШ и ДП

Высота уступа h , м	Количество шпуров $n_{шп}$, шт.	Количество шпурометров n_o , м	Масса ДШ $m_{ДШ}$, кг	Удельный расход ДШ $m_{ДШУ}$, кг/м ³	Объем газов $V_{ГДШ}$, л/кг	Высота заряда ДП h_3 , м	Масса заряда ДП $m_{ДП}$, кг	Удельный расход ДП $m_{ДПУ}$, кг/м ³	Объем газов $V_{ГДП}$, л/кг
1	80	72	1,01	0,101	797,4	0,6	0,84	0,084	235,2
2	85	153	2,14	0,054	1690,6	1,2	1,68	0,042	470,4
3	90	243	3,40	0,038	2686,0	1,8	2,52	0,028	705,6
4	95	342	4,79	0,030	3784,1	2,4	3,36	0,021	940,8
5	100	450	6,30	0,025	4977,0	3,0	4,20	0,017	1176,0
6	105	567	7,94	0,022	6272,6	3,6	5,04	0,014	1411,2

Величина $V_n = f(h)$ имеет линейный характер и не зависит от длины блока (рис. 5). Эта зависимость аппроксимируется формулой:

$$V_n = 1,3847h - 9 \cdot 10^{-15}. \quad (10)$$

В среднем изменение общего объема пыли V_{no} и удельного объема V_{ny} в зависимости от h и c характеризуется следующими (см. табл. 2) и графически показано на рис. 6.

С увеличением h от 1 до 6 м значения V_{no} также увеличиваются в 1,27 раза при $c = 10$ м; в 6,68 раза при $c = 20$ м; в 6,4 раза при $c = 30$ м; в 6,23 раза при $c = 40$ м; в 6,15 раза при $c = 50$ м.

При тех же значениях h величина V_{ny} уменьшается в 4,73 раза при $c = 10$ м; в 5,32 раза при $c = 20$ м; в 5,56 раза при $c = 30$ м; в 5,5 раза при $c = 40$ м; в 6,13 раза при $c = 50$ м (см. рис. 6а).

С увеличением принятых значений c средняя величина V_{ny} уменьшается от 1,06 до 1,38 раза при $h = 1-6$ м (см. рис. 6б).

Результаты определения объемов газов при взрыве шпуровых зарядов с ДШ (2 нитки на шпур) и дымным порохом ДП (длина заряда принималась равной 2/3 глубины шпура) приведены в табл. 3. При этом линейная масса ДШ

(2 нитки) составляема 0,014 кг/м, а ДП 1,4 кг/м ($d_{ш} = 0,042$ м) при плотности заряжания 1,4 т/м³.

Объем газов при взрыве ДШ (2 нитки) 790 л/кг, а ДП – 280 л/кг [1]. В табл. 3, в качестве примера, приведены расчеты для монолитного блока высотой от 1 до 6 м и длиной 10 м (при $b = h$). Для других размеров блока (при $c = 20$ м и более) расчеты выполняются аналогично.

С увеличением массы зарядов ДШ и ДП объем газов увеличивается и изменяется в пределах ($h = 1-6$ м, $c = 10$ м) от 797,4 л/кг до 6272,6 л/кг для ДШ и от 235,2 л/кг до 1411,2 л/кг для ДП (см. табл. 3, рис. 7).

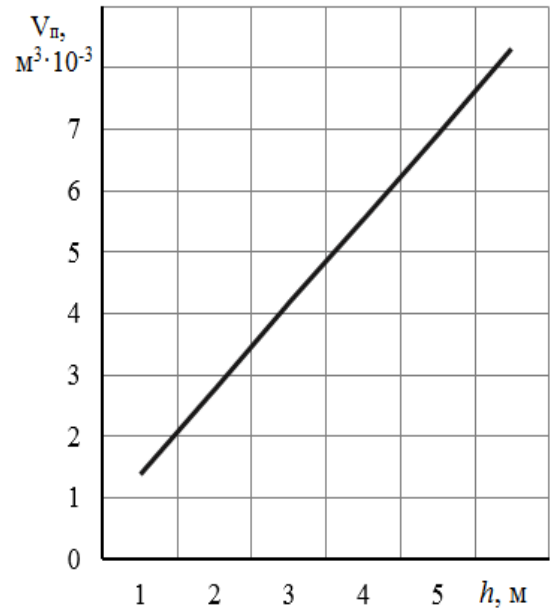


Рис. 5. Зависимость изменения объема пыли V_n при бурении одиночного шпура от высоты уступа h

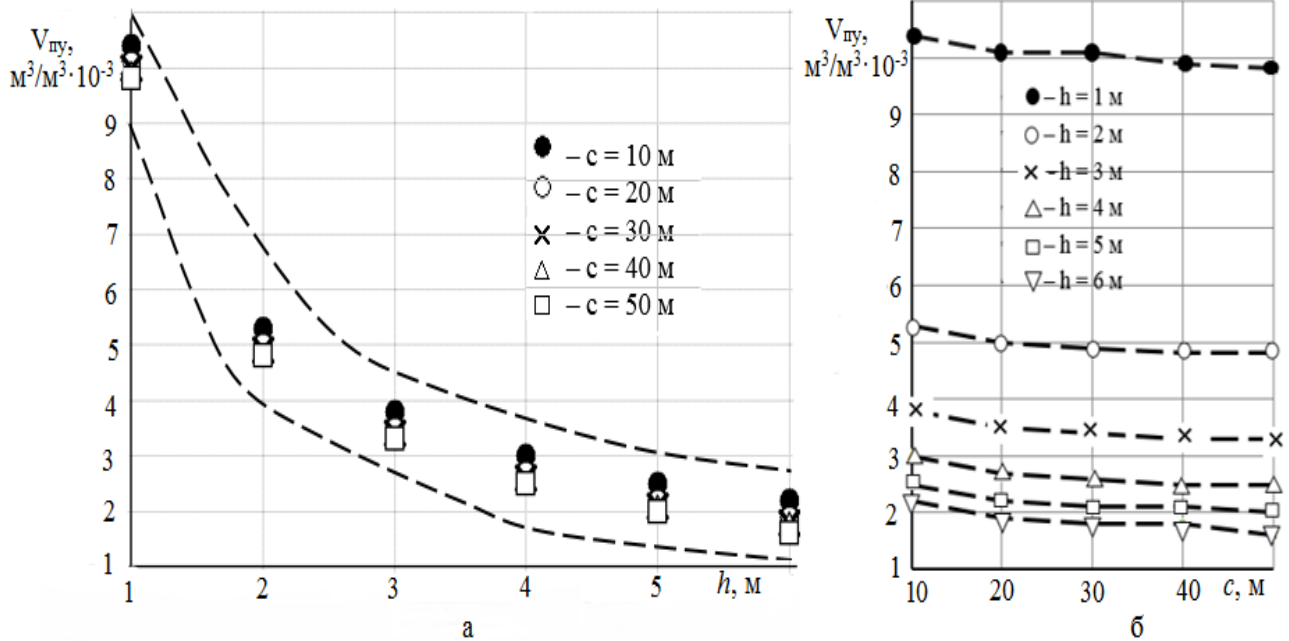


Рис. 6. Графическая зависимость изменения удельного объема пыли при бурении шпуров от h и c

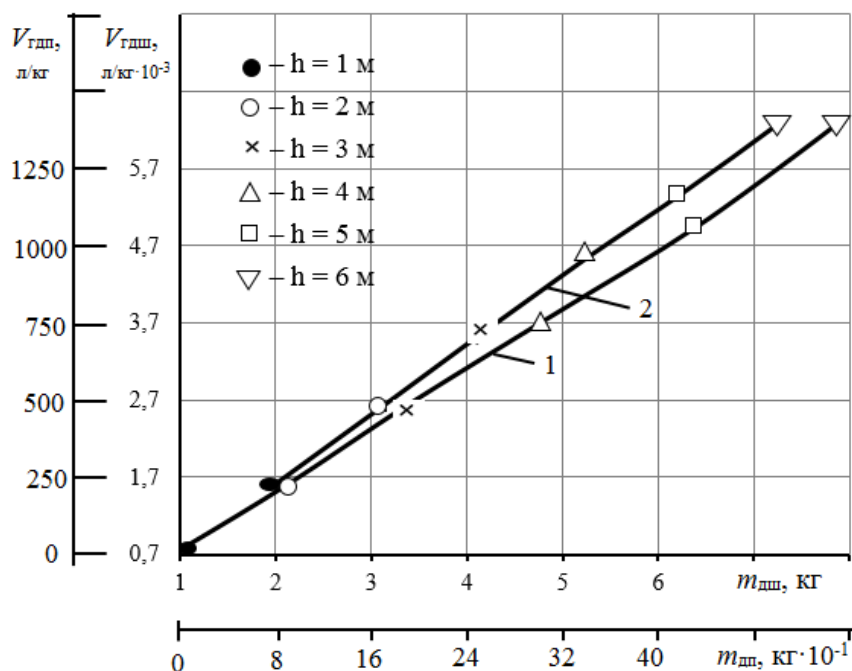


Рис. 7. Графическая зависимость изменения объемов газа при взрывах шпуровых зарядов из ДШ (1) и ДП (2) от их массы при отделении монолитных блоков от горного массива

Изменение зависимостей $V = f(m)$ носит линейный характер и аппроксимируется формулами:

$$V_{гдш} = 235,2m_{дш} - 4 \cdot 10^{-12}; \quad V_{гдп} = 1,095m_{дп} - 0,465. \quad (11, 12)$$

Таким образом, при взрывах зарядов ДШ объем газов по сравнению с зарядами ДП превышает в 4,1 раза.

Выводы

1. В результате анализа научных достижений показаны условия, при которых наблюдаются направления наиболее легкого раскола камня в процессе приложения динамических нагрузок.

2. Приведены формулы расчета параметров буровзрывного способа в зависимости от геометрических размеров монолитного блока породы.

3. Установлены зависимости $n_{шо}$, n_o и P изменения от высоты и длины блоков породы.

4. Дана характеристика способа отделения блоков от горного массива алмазно-канатными установками с указанием очевидного преимущества его по сравнению с буровзрывным способом.

5. Проведён анализ буровзрывного способа добычи монолитных блоков с установлением зависимостей объемов пыли и газа от геометрических размеров блоков.

Полученные результаты могут быть использованы в проектах по добыче природного камня в карьерах стройматериалов.

Список использованных источников

1. Обладнання для видобування блочного природного каменю: навч. посібник [Текст] / В.В. Коробейчук, В.В. Котенко, С.В. Кальчук та ін. – Житомир: ЖДТУ, 2011. – 348 с.
2. Воробьев, В.Д. Взрывные работы в скальных породах [Текст] / В.Д. Воробьев, В.В. Перегудов. – К.: Наук. думка, 1984. – 240 с.
3. Барон, Л.И. Сопротивляемость горных пород отрыву [Текст] / Л.И. Барон, Л.Г. Керкелица. – К.: Наук. думка, 1974. – 192 с.
4. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах [Текст] / В.М. Комир, Л.М. Гейман, В.С. Кравцов, Н.И. Мячина. – М.: Наука, 1973. – 216 с.
5. Ферберн, Х.В. Структурная петрология деформированных горных пород [Текст] / Х.В. Ферберн. – М.: Изд-во иностр. лит., 1949. – 267 с.
6. Зависимость разрушения гранитов от анизотропии их свойств [Текст] / Ф.И. Кучерявий, В.Д. Воробьев, Б.Н. Мяделец, И.Л. Кратковский. – Изв. вузов. Горн. журн. – 1977. – № 12. – С.50-54.
7. Техника и технология добычи гранитных блоков [Текст] / Б.Р. Ракишев, Ю.Н. Бабин, Б.Ф. Шерстюк, В.С. Бобович. – М.: Недра, 1989. – 230 с.
8. Добыча и обработка природного камня: Справочник [Текст] / А.Г. Смирнов, Н.Т. Бакка, И.С. Биржишкис и др. – М.: Недра, 1990. – 445 с.

Стаття надійшла до редакції 29.09.2016р.

УДК 622.271

О.О. Фролов, д.т.н, проф., **І.К. Бабичев**, аспірант (НТУУ «КПІ»)

ВСТАНОВЛЕННЯ ДЕФОРМАЦІЇ БОРТІВ РОЗРІЗУ ПІСЛЯ ВІДРОБКИ ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ ВУГІЛЛЯ

A.A. Frolov, I.K. Babichev (National Technical University of Ukraine «Kyiv Polytechnic Institute»)

DETERMINATION OF THE CUT SIDES OF DEFORMATION AFTER WORKING AT THE QUARRY OF COAL RESERVES