

А.В. ШАПУРИН, д-р техн. наук, проф.
Криворожский национальный университет

ВЗАИМОСВЯЗИ МЕЖДУ ПАРАМЕТРАМИ РАСПОЛОЖЕНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ И КУСКОВАТОСТЬЮ ГОРНЫХ ПОРОД ВО ВЗРЫВНОМ РАЗВАЛЕ

Цель. Основной целью работы является составление математических зависимостей между параметрами расположения современных вододисперсионных ВВ: Анемикса – 70, Анемикса – 80, Украинита – ПП-2Б, Эмонита – Н на уступах карьеров Кривбасса в горных породах различной крепости и блочности и качеством дробления горных пород во взрывном развале, для обеспечения регулируемого их дробления в различных технологических ситуациях.

Методы исследования. В работе применен комплексный метод выполнения исследований, который на основе известной крепости горных пород, плотности применяемого ЭВВ и его энергии, позволяет получить расчетные формулы для установления параметров расположения сетки скважин на уступе карьера и удельного расхода ВВ на дробление горных пород, а также на основе установленного в каждом экскаваторном забое количества негабаритных кусков приходящихся на 1000 м³ отгруженных пород, позволяет определить выход негабарита и размера среднего куска во взрывном развале.

Научная новизна. Представлено ряд новых формул для вычисления различных технологических параметров. Их практическая ценность подтверждается тем, что в ряде случаев, формулы, полученные разными методами (аналитически или статистически) в технологических расчетах дают практически одинаковые результаты.

Практическая значимость. Практическая значимость работы заключается в обеспечении горных инженеров в технических отделах карьеров и научных сотрудников в различных НИИ и ВУЗах математическим аппаратом для установления прогнозируемого качества взрывных работ, или для корректировки показателей качества дробления на труднодробимых участках карьерного поля.

Результаты. Приведены новые расчетные формулы для определения важных технологических параметров размера сетки скважин, удельного расхода ВВ, размера среднего куска измельченных взрывом горных пород, содержания негабарита и представлены расчетные таблицы для широкого диапазона изменений крепости горных пород по шкале М.М. Протодяконова, а также их блочности.

Ключевые слова. Сетка скважины, удельный расход ВВ, коэффициент крепости горных пород, коэффициент равномерности дробления горных пород, размер среднего куска, выход негабарита.

doi: 10.31721/2306-5435-2019-1-106-48-55

Проблема и её связь с практическими задачами. Буровзрывные работы – в настоящее время наиболее эффективный способ рыхления скальных горных пород перед выемкой. Наряду с общим удовлетворительным качеством дробления пород на горных предприятиях имеются карьеры, на которых объём кусков, превышающих кондицию по крупности, составляет 15-20 % общего объёма взрывааемых пород. Для подавляющего большинства предприятий характерна неравномерность дробления, т. е. значительная вариация размера среднего куска в блоках горных пород одной разновидности. Это свидетельствует о необходимости совершенствования методов управления качеством дробления горных пород, разработка которых базируется на достоверной и конкретной информации.

Правильное принятие решений при проектировании горных предприятий, обеспечение производительной работы оборудования немислимы без детальной информации о свойствах горных пород данного месторождения и их влиянии на эффективность технологических операций.

Эффективность бурения шпуров из скважин, износ бурового инструмента, а также броней дробилок в наибольшей степени определяются свойствами пород в образце: твердостью, абразивностью, зернистостью, вязкостью – поскольку зона воздействия рабочего органа ограничивается небольшими размерами, не превышающими параметры монолитной отдельности в массиве.

При взрывном дроблении уступов пород зона разрушения одного заряда в зависимости от его диаметра и прочих условий взрывания, изменяется от 3,5 до 11 м, а для серий зарядов во взрывном блоке иногда превышает 1 км. На конечный результат в данном случае, кроме названных, влияют свойства пород в массиве – трещиноватость, разделяющая еще до взрыва массив на блоки различной крупности, ориентация систем трещин относительно свободной поверхности и направления отбойки, вариация интенсивности трещиноватости и прочностных свойств пород в пределах одного пласта, перемежаемость пластов с различными свойствами.

Анализ публикаций. За последние 10-15 лет отечественными и зарубежными учеными решены важные теоретические и практические задачи в области взрывания скважин и зарядов

для различных горно-геологических условий разработки полезных ископаемых. Обоснованы и усовершенствованы взрывчатые вещества, разработаны рациональные схемы монтажа сети скважинных зарядов, их конструкции, методы расчета параметров взрывных работ. Рядом авторов предложены методы оперативного управления комплексом буровзрывных работ на основе минимизации стоимостных затрат и энергоемкости технологических процессов.

Анализ существующих методов оценки гранулометрического состава горной массы, методов прогнозирования кусковатости взрывных развалов, их влияния на процессы бурения, взрывания, экскавации, разделки негабаритов показывают, что эти факторы не в полной мере учтены. Это не позволяет в современных условиях жесткой конкуренции использовать такие модели для оперативного управления основными процессами добычи полезного ископаемого.

Постановка задачи. Необходимо решить актуальную научно-практическую задачу установления закономерностей разрушения горных пород под действием взрывных нагрузок. При этом следует учесть дефекты структуры массивов, влияния на этот процесс параметров зарядов, свойств ВВ. Необходимо выполнить системную увязку между собой управляющих параметров и состояний управляемых объектов. Это позволит прогнозировать гранулометрический состав раздробленных пород во взрывном развале. Решений такой актуальной научно-технической задачи позволит повысить конкурентно способность отечественных горнорудных предприятий, что весьма важно для экономики Украины.

Изложение материала и результаты. Удельный расход – количество ВВ, приходящееся на единицу объема горных пород, обеспечивает достижение поставленных технологических целей, например, рыхления пород перед экскавацией, или доставки взрывом. В любом случае значение удельного расхода ВВ наиболее точно определяют экспериментально, т.е. по данным действующего промышленного предприятия, по которому выполняется проектирование БВР.

При отсутствии этих данных, или при освоении нового вида ВВ, удельный расход можно определить по формуле, предложенной автором совместно с П.Я. Кириком [10], кг/м³

$$q = (10,5+0,05 \times f) \sqrt[4]{\Delta f^3 / Q^3}, \quad (1)$$

где $(10,5+0,05f)$, кДж^{0,75}/м^{2,25}, – эмпирический и размерностный коэффициент; f – коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протождяконова; Δ – плотность ВВ, для широко применяемых эмульсионных ВВ находится в пределах 1100-1245 кг/м³, а для Анемикс – 70 который применялся нами в расчетах: 1220 кг/м³; Q – теплота взрыва (энергия), для того же ВВ 3117 кДж/кг (табл. 1).

Таблица 1
Расчетные значения удельного расхода ВВ для широкого диапазона крепости горных пород и ЭВВ Анемикс - 70

f	5	8	11	14	17	20	23	26	29	32
$q, \text{кг/м}^3$	0,505	0,735	0,946	1,1484	1,346	1,541	1,733	1,925	2,116	2,306
$q_1, \text{кг/м}^3$	0,509	0,7595	0,9481	1,1518	1,3464	1,5441	1,735	1,9251	2,1145	2,3047

При применении приведенных значений удельного расхода ВВ и минимальных отклонениях параметров расположения зарядов в массиве горных пород от проектных значений прогнозируемое значение линейного размера среднего куска в развале горных пород (d_{cp}), может быть вычислено по эмпирической формуле разработанной автором, м

$$d_{cp} = ((4,2+0,1f)D \times \Delta^{0,1}) / (q+1,38) Q^{0,345}, \quad (2)$$

где D – размер среднего структурного блока в массиве горных пород, м (табл. 2).

Таблица 2
Расчетные значения линейного размера среднего куска

f	5	8	11	14	17	20	23	26	29	32
$d_{cp}, \text{м}$	0,032	0,1066	0,178	0,245	0,310	0,373	0,435	0,496	0,556	0,615

Формула (2) содержит трудно измеряемый с высокой точностью натурными измерениями параметр D . Для уточнения его значения на различных участках карьера предлагается проводить экспериментальные измерения, а при экскавации горных пород полученных развалов тщательно устанавливать количество негабаритных кусков на 1000 м³ отгруженных пород. Результат, при этом, получается дробным, например $N=5,38$, или 4,13 и др. Таким его и следует использовать при вычислении выхода негабарита по уравнению регрессии – формула (3), % (табл. 3)

$$Y_{\geq 1,2} = 0,003N^3 + 0,02N^2 + 0,02N + 0,02. \quad (3)$$

Таблица 3

Результаты расчетов по формуле (3)

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$Y_{\geq 1,2}$	0,0646	0,1728	0,3662	0,6664	1,095	1,672	2,4276	3,0072	4,5254	5,92

Нелинейный рост выхода негабарита объясняется наблюдаемым на практике увеличением размеров кусков при возрастании их количества в забое. Естественно, вычисления выхода негабарита могут быть выполнены при любом дробном значении N . Имея точное значение выхода негабарита, мы можем вычислить фактическое значение размера среднего куска в развале горных пород, используя уравнение Розина-Раммлера, %

$$Y_{\geq 1,2} = 100e^{-(1,2/d_{cp})n}, \quad (4)$$

где e – основание натуральных логарифмов; n – показатель равномерности дробления пород, изменяющийся в пределах 1,0-1,75.

Для вычисления этого показателя можно воспользоваться формулой Каннингема В. Б. [11]. Характерными особенностями коэффициента равномерности дробления n являются:

его изменение в ограниченных пределах $1,75 \div 1,0$;

максимальное значение при минимальной крепости горных пород $f = 2$, а минимальное – в крепчайших породах;

его уменьшение с ростом крепости пород неравномерное: сначала быстрое, затем замедляется, достигая минимума;

фактор крепости пород является постоянно действующим, его можно учесть с помощью табл. 4.

Есть другие факторы, влияющие на неравномерность дробления горных пород, их следует учитывать индивидуально на основе имеющегося опыта работы, или изучая В.Б. Каннингема.

Таблица 4

Значения показателя равномерности дробления горных пород, в соответствии с коэффициентом их крепости

Значение f	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28	30	32
Значение n	1,75	1,59	1,46	1,35	1,26	1,16	1,11	1,09	1,05	1,03	1,024	1,018	1,012	1,006	1,002	1,0

В формуле (4), при известном точно установленном выходе негабарита и установленном показателе n , неизвестным оказывается фактический линейный размер среднего куска во взрывном развале, который нами вычислен по формуле (2) и значения занесены в табл. 2. После этого, используя формулу (2), вычисляем фактические значения размеров структурных блоков в массивах горных пород на конкретных участках карьера D , которые другими способами определить с высокой точностью трудно, и применяем их при последующем выполнении взрывных работ для выполнения вычислений по формулам, содержащим D . Они занесены в табл. 5.

Таблица 5

Расчетные значения размеров структурных блоков в массивах, в соответствии с их крепостью

f	5	8	11	14	17	20	23	26	29	32
$D, \text{ м}$	0,1	0,35	0,6	0,85	1,1	1,35	1,6	1,85	2,1	2,35

Уравнение (2), кроме других величин содержит значение удельного расхода ВВ, которое будучи решенным относительно этого показателя, примет вид

$$q_1 = ((Dd_{cp} \times Q^{0,345}) / (4,2 + 0,1f) \Delta^{0,1}) - 1,38, \text{ кг/м}^3. \quad (5)$$

В табл. 1 приведены значения удельного расхода ВВ, полученные по этой формуле. Они хорошо согласуются с вычисленными по формуле (1). Это не случайно, и только свидетельствует в пользу того и другого подхода к определению удельного расхода ВВ. Иерархически таким же важным показателем, как удельный расход ВВ, является параметр сетки скважин (табл. 6), назовем его W_2 , в отличие от W_1 – линии сопротивления по подошве перед первым рядом скважин. W_2 может быть определен по следующей формуле (6), м

$$W_2 = (1,37 - 0,11 \ln f) d_{zap} \times \sqrt[4]{\Delta Q / f}. \quad (6)$$

Расчетные значения параметра сетки скважин W_2

f	5	8	11	14	17	20	23	26	29	32
W_2	9,20	7,8	6,95	6,4	5,9	5,56	5,27	5,02	4,81	4,63
W_{2a}	9,15	7,8	7,0	6,44	6,0	5,68	5,41	5,18	4,93	4,7

В этой же табл. 6 под символом W_{2a} содержатся значения параметра сетки скважин, рассчитанные с учетом факторных признаков: d_{cp} ; D ; а также высоты уступа H_y и длины заряда $L_{зар}$ по формуле приведенной ниже, м

$$W_{2a} = d_{зар} \times \sqrt{(0,785 \times \Delta^{0,75} \times Q^{0,75} \times d_{cp} \times L_{зар}) / ((0,9 \times f^{1,19} + 0,6 \times f^{0,19}) \times D^{0,61} \times H_y)}. \quad (7)$$

Введение в формулу (7) значений размера структурного блока в массиве D , а также размера среднего куска во взрывном развале d_{cp} позволяет обеспечивать прогноз кусковатости в проектируемом к взрыву блоке с учетом структурных особенностей взрывааемых горных пород. Относительные отклонения рассчитанных параметров сетки скважин по варианту W_{2a} в сравнении с предыдущим вариантом не превышают 2%. В формуле (7) присутствует параметр – длина заряда $L_{зар}$ которую вычисляли по формуле, м

$$L_{зар} = W_2^2 \times H_y q / p, \text{ где } p = 3,14 d_{зар}^2 \times \Delta / 4. \quad (8)$$

Все изложенное сначала статьи включая вычисления по формулам (1-8), с формированием табл. 1-6 относится к последующим рядам в каждом взрывном блоке, где скважины расположены равномерно.

В особом положении находится первый ряд скважин, в котором при проектной высоте уступа 15 м сопротивление действию взрыва на уровне подошвы уступа постоянно меняется от 8 до 20 метров.

Такой широкий диапазон изменений в основном объясняется постоянно изменяющейся структурой слоистых горных пород, часто осложненных складчатостью высоких порядков. Взглянем на таблицу 6, в которой для очень крепких пород $f=14$ расстояние между зарядами диаметром 0,256 м, рекомендуется 6,4 м, а в крепчайших породах $f=20$ – 5,6 м, а в особо крепких $f=32$ – 4,63 м; сравним эти значения с ЛСПП пород перед 1-м рядом – 8-20 м.

Не случайно, в паспорте на выполнение БВР в карьере Ингулецкого ГОКа одна страница уделена сложным ситуациям, возникающим перед первым рядом скважин.

На этой странице (рис.1) представлены методы использования групп вертикальных скважинных зарядов: 2-х, 3-х и даже 4-х сближенных между собой до расстояний 1,5-2,5 метра, воплощая идею, что группа скважин, срабатывающих одновременно действуют как одна скважина эквивалентная по вместимости ВВ большого диаметра и способная преодолеть большие сопротивления по подошве уступа (рис.1).

Достоинство объясняется просто: группа вертикальных сближенных скважин, несомненно, преодолеет большее сопротивление, чем одиночная скважина.

Однако есть много недостатков:

трудности бурения сближенных скважин, шлам от последующих скважин затекает в устья уже выбуренных;

не контролируется несомненное расхождение концов скважин на уровне подошвы уступа, их совместное срабатывание становится менее эффективным;

значительно увеличивается сейсмика при срабатывании группы зарядов.

Предлагается более простой вариант – одиночные наклонные скважины.

Недостаток один – снижается скорость шарошечного бурения. В остальном одни достоинства.

Ниже приводится табл. 7 значений уменьшения сопротивлений взрыву на уровне подошвы уступа в зависимости от угла наклона скважин к вертикали.

Данные табл. 7 убеждают, что если даже ЛСПП = 21 м, то применение наклонной скважины под углом 35° к вертикали трансформирует ЛСПП = 21 м в новое его значение 10,5 м, которое сравнительно легко преодолевается. Все остальные значения завышенных ЛСПП, от 12 до 20 м наклонными скважинами преодолеваются легко.

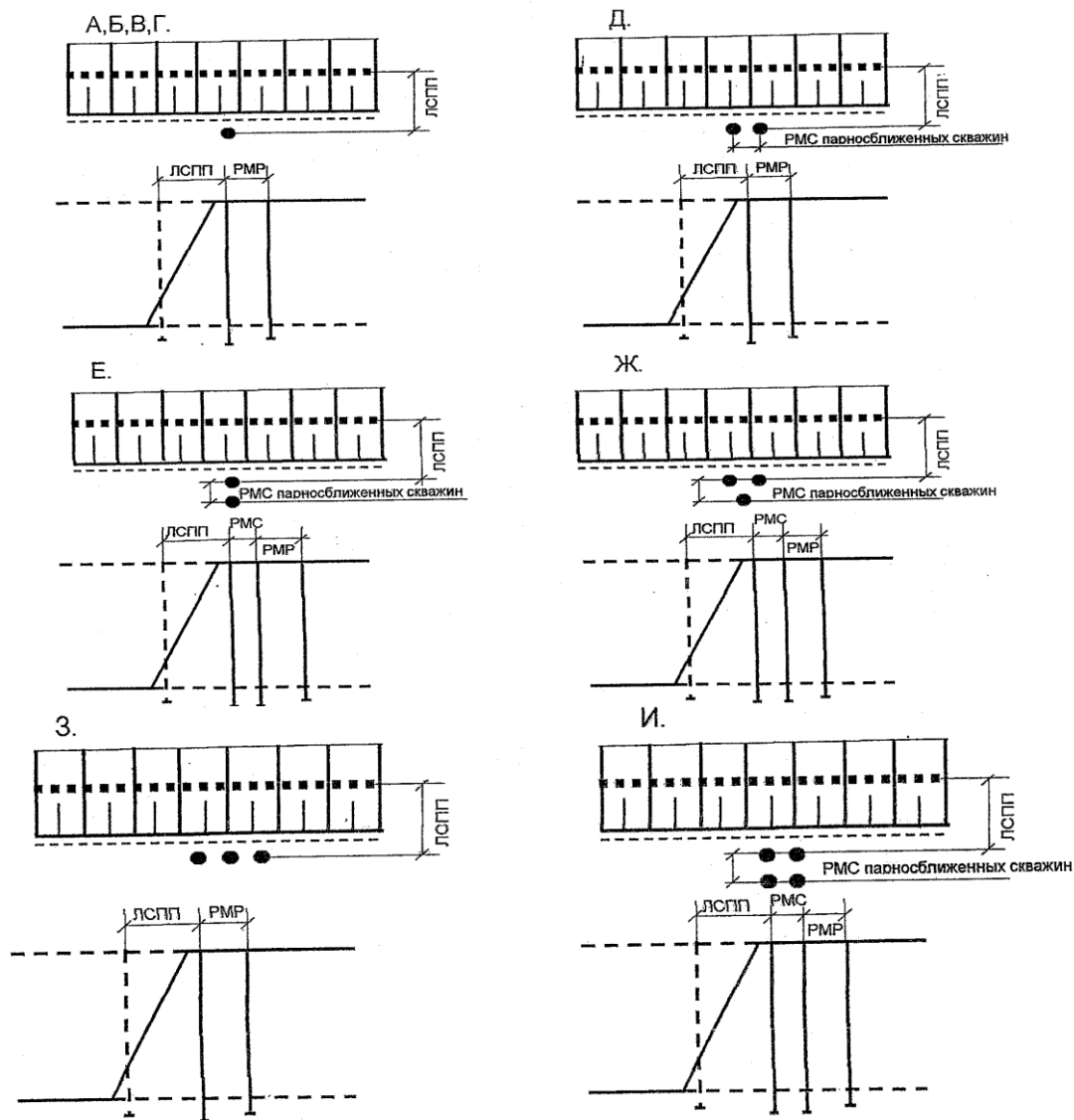


Рис.1. Расположение скважин первого ряда: ● – буровая скважина; ■■■■ – граница ранее взорванных скважин; - - - - - – верхняя бровка уступа

Таблица 7

Значения уменьшения сопротивлений взрыву на уровне подошвы уступа, м, в зависимости от угла наклона скважин к вертикали, град

Угол наклона скважины к вертикали, град.	5	10	15	20	25	30	35
Приближение заряда к нижней бровке уступа, м	1,3	2,6	4,0	5,5	7,0	8,7	10,5

При взрыве наклонных зарядов условия использования отраженной взрывной волны более благоприятны. Профессор Б. Кохановский объясняет это обстоятельство следующим образом. При взрыве заряда ВВ, помещенного на какой-то глубине от поверхности, в среде возникают напряжения сжатия, вызванные динамическим ударом и статическим давлением газов взрыва, и происходят деформации, интенсивность которых вблизи скважин достаточна для разрушения породы; по мере удаления от заряда интенсивность их уменьшается до полного затухания. Напряжения сжатия распространяются от заряда до тех пор, пока не отразятся от боковой поверхности уступа. В этом случае возникают напряжения, за счет которых происходит деформация породы уже в направлении от поверхности к заряду. Поскольку сопротивление породы при растяжении в 10-30 раз меньше, чем при сжатии, отраженная волна способна произвести значительные объемы разрушения породы.

Сравним три уступа одинаковой высоты, но с различным углом наклона скважин. При детонации ВВ на стенке скважины образуется взрывная волна, распространяющаяся в сторону боковой поверхности. При вертикальной скважине отражается только 50% взрывной волны, а остальные 50% уходят в глубь массива и встречают неограниченное сопротивление. При угле наклона скважины 22,5° от вертикали около 72% энергии взрывной волны может отразиться и 28% теряется. При угле 45° вся энергия взрывной волны отражается от боковой поверхности уступа. Следовательно, в этом случае по сравнению с вертикальной скважиной можно использовать вдвое больше энергии для разрушения породы за счет напряжений растяжения. В кратком справочнике по открытым горным работам [12] приводится производственная информация о работе станка СБШ-250 с наклонным упорным домкратом (табл. 8).

Таблица 8

Показатели работы станка СБШ-250 с наклонным упорным домкратом

Показатели	Угол наклона скважины к горизонту, градус			
	90	80	70	60
Суммарная длина, пробуренных скважин, м	487	937	512	293
Чистая скорость бурения, м/ч	13	12,95	12,8	12,65
Производительность станка, м/смену	75,7	73,8	71	68,6
Производительность станка по обуренной горной массе, м ³ /смену:				
в породах III категории по взрываемости	2570	3810	3970	3980
то же, IV категории	2420	2950	3000	3020

Ниже приведен учет негабарита, который выполнялся работниками геологической службы карьера по составленной нами методике. При этом по завершению учета у конкретного экскаватора, диспетчеру сообщали номер экскаватора, количество бутов и текущее время, формирующее объём отгрузки, а на последнем буге ставилась метка краской из баллончика, как ориентир для учета в последующее посещение. Такие замеры выполняются два раза в неделю (преимущественно). Приведенный учет нужно четко соотносить с типами горных пород в отгружаемом блоке. По мере накопления информации может быть составлена более полная таблица, как сведения о результатах взрывного дробления для всех работающих и, как инструмент для пользования, например, начальниками участков, руководством карьера, для расчетов по оплате труда подрядчиков, для уточнения паспортов БВР (табл. 9).

Таблица 9

Информация о количестве, среднем размере и объеме негабаритов в карьере ИнГОКа

№ экскаваторов	Месячная производительность, тыс м ³	Количество негабаритов, шт	N _{шт} /1000, м ³	Усредненный максимальный размер негабаритов, м	Средний объем негабаритов, м ³	Месячный объем неотгруженных негабаритов, м ³
25	90,1	433	4,806	3,7	9,12	3948,96
26	90,7	449	4,95	3,75	9,24	4002,32
27	142,2	199	1,4	1,86	0,88	175,12
28	96,3	419	4,35	3,24	5,89	2467,91
29	95,9	157	1,637	1,5	0,61	95,77
30	95,8	297	3,1	2,56	3,54	1051,38
92	119,6	305	2,55	2,4	2,49	759,45
99	78,9	473	5,6	4,02	11,52	5448,96
91	109,7	314	2,86	3,16	5,66	1777,14
86	98,5	427	4,335	3,28	6,34	2708,75
74	110,2	217	1,97	1,92	1,27	275,5
69	103,2	283	2,74	2,73	3,65	1032
66	78,6	290	3,69	2,33	2,28	661,03
68	89,3	457	5,118	4,09	12,34	5652,69

Выводы. 1. Приведена новая формула для определения линейного размера среднего куска (d_{cp}) во взрывном развале, в зависимости от коэффициента крепости горных пород, размера естественного блока разрушаемых горных пород, плотности и энергии применяемого ЭВВ, и удельного его расхода, которая при изменении крепости от 5 до 32 и блочности от 0,1 м до 2,35 м дает следующие результаты:

$f = 5:$	$d_{cp} = 0,032$ м;
$f = 14:$	$d_{cp} = 0,245$ м;
$f = 20:$	$d_{cp} = 0,373$ м;
$f = 26:$	$d_{cp} = 0,496$ м;
$f = 32:$	$d_{cp} = 0,615$ м.

2. Получена новая формула для определения выхода негабарита в зависимости от количества негабаритных кусков на 1000 м^3 отгруженных пород, дающая следующие результаты:

- 1 негабарит на 1000 м^3 отгрузки – $\gamma_n = 0,043$ %;
- 4 негабарита на 1000 м^3 отгрузки – $\gamma_n = 0,532$ %;
- 7 негабаритов на 1000 м^3 отгрузки – $\gamma_n = 2,1$ %;
- 10 негабаритов на 1000 м^3 отгрузки – $\gamma_n = 5,2$ %.

3. Получена формула для определения параметра сетки скважин в последующих рядах взрывного блока в зависимости от: диаметра заряда; коэффициента крепости пород; плотности заряжания и энергии применяемого ЭВВ.

Формула дает следующие результаты для зарядов $0,256$ м

$f = 5:$	$W_2 = 9,2$ м;
$f = 14:$	$W_2 = 6,4$ м;
$f = 20:$	$W_2 = 5,7$ м;
$f = 26:$	$W_2 = 5,0$ м;
$f = 32:$	$W_2 = 4,6$ м.

4. Получена формула для определения удельного расхода ЭВВ (q), дающая следующие результаты:

$f = 5:$	$q = 0,5052$ кг/м ³ ;
$f = 14:$	$q = 1,1484$ кг/м ³ ;
$f = 20:$	$q = 1,541$ кг/м ³ ;
$f = 26:$	$q = 1,925$ кг/м ³ ;
$f = 32:$	$q = 2,3/$ кг/м ³ .

5. Получены формулы для определения (W_2) и (q) с включением в них размера среднего куска во взрывном развале (d_{cp}) и естественного блока в массиве (D), длины заряда ($L_{зар}$) и высоты уступа (H_u) при этом результаты вычислений по ним отличаются от указанных выше пункты 3 и 4 на 1-3%.

6. Предлагается применение наклонных скважинных зарядов, в первом ряду взрывных блоков, для преодоления высоких значений ЛСПП. Приводятся убедительные свидетельства как теоретические, так и практические.

Список литературы

1. **Dahlhielm, S., Franklin, J.A., Katsabanis, P.D.** Промышленное применение анализа изображений. Система IPACS для измерения фрагментации взрыва. Balkema, Rotterdam, 1996, pp 59-65.
2. **Maerz, N.H., Palangio, T.C. and Franklin, J.A.** WipFrag image based granulometry sistem. Proceedings of the FRAGBLAST 5 Workshop on Measurment ofblast fragmentation, Montreal, Quebec, Canada, 23-24 Aug., 1996.
3. **Eden, D.J., and Franklin, J.A.** Fusion and disintegration problems., 1996.
4. **Cochrane, Wiliam G.** Sampling Tehniques. New York: John Wiley, and Sons, inc, 1977.
5. **Kemeny, J.M.** Practical technique for determiningthe size distribution of blasted benches, waste dump and heap leach sites. Min. Engg., 1994, pp 1281-1284.
6. **Spathis, A.T.** 2004. Personal cjmunication on paper to be published in Fragblast journa, 2005.
7. **Ещенко А.А., Шапурин А.В., Полищук Г.К., Грибенко Н.Г.** К оценке кусковатости горных пород фотометрическими методами. Горный журнал. Изв. ВУЗов, 1972, №11.
8. **Шапурин А.В., Васильчук Я.В.** Качество дробления горных пород как результат комплексного влияния различных факторов.// Весник КНУ, -Кривой Рог, 2013.-вып.32.
9. **Кузнецов В.М.** Математические модели взрывного дела. Новосибирск, 1977.
10. **Шапурин О.В., Кирик П.Я.** Руйнування гірничих порід вибухом: Навч. Посібник. К. ІСДО, 1995. 280с.
11. **Каннингем К.В.** Модель Куз-Рам – 20 лет спустя. Европейская федерация инженеров взрывников: материалы брайтонской конференции, - Брайтон, 2005.-с.201-210.
12. **Мельников Н.В.** Краткий справочник по открытым горным работам. – М., Недра.

Рукопись поступила в редакцию 31.10.2019