

Рис. 2. Схема устройства подачи рукава одnorазового действия

Среднее нормальное давление прижатия рукава к трубе рассчитывается по формуле

$$P \leq \frac{d\sigma_p}{K_T h} \sqrt{\frac{z}{D_T}}$$

где d – толщина пленки рукава, м; σ_p – предел прочности материала рукава на разрыв, Н/м²; z – высота складки, м; эта величина может быть определена из условия расположения складки поперечным сечением в виде треугольника:

$z = \sqrt{\pi \Delta (D_p - D_T)}$; D_p и D_T – соответственно диаметр рукава и трубы, м; h – высота площади контакта упругого элемента с трубой, м; K_T – средний коэффициент трения рукава по материалу трубы и упругого элемента.

Конусообразное расширение нижней части пустотелой направляющей выполнено под углом $\alpha > \arctg K_{тр}$, где $K_{тр}$ – коэффициент трения материала рукава о материал конусообразного расширения. Стопорное кольцо 12 в этом устройстве выполняет ту же функцию, что и кольцо 7 в устройстве многоразового использования.

Несмотря на конструктивное различие тормозных элементов в обоих устройствах, они выполняют одинаковые функции, важнейшими из которых являются: исключение сползания рукава в процессе кратковременных (импульсных) нагрузок и торможение в процессе сползания рукава в скважину с силой, зависящей от скорости его подачи.

Основные технические характеристики устройств одnorазового и

многоразового использования совпадают и находятся в следующем диапазоне: внутренний диаметр гильзы – 0,12...0,14 м; длина гильзы – 0,4...1,0 м; длина полиэтиленового рукава, укладываемого в пакет на гильзу – 20...70 м; масса в снаряженном состоянии – 2,5...5,5 кг; максимальная производительность непрерывного потока заряжаемого ВВ – 6,5...10,0 кг/с; максимальное устанавливаемое усилие торможения – 400...500 Н.

Для снижения длины участка скользящего контакта рукава со стенкой скважины и длины участка трения ВВ о поверхность рукава, влияющего на торможение, а также для формирования заряда двух диаметров вдоль оси скважины разработано устройство, реализующее способы подачи рукава по схеме, приведенным в работе [1]. Оно состоит (рис. 3) из воронки 1, подвижной гильзы с коническим выступом 2, эластичного тормозного кольца 3, крепящих затяжек 4, пакетов рукава 5 и 6. Пакет рукава 5 может быть расположен, как показано на рис. 3, либо между гильзой и воронкой.

При подаче ВВ первоначально разворачивается пакет 5, у которого тормоз отсутствует, гильза с пакетом 6 перемещается по скважине на глубину, равную длине рукава, уложенного в пакет 5. В дальнейшем процесс подачи рукава осуществляется с пакета 6 через тормозное эластичное кольцо, как в устройстве одноразового использования.

Основные характеристики этого устройства аналогичны характеристикам устройств многоразового и одноразового использования. Однако за счет уменьшения длины рукава, подаваемого с торможением, и уменьшения его пути скольжения по скважине снижается вероятность сбоев в подаче рукава и его проколов, что обеспечивает более надежное формирование заряда ВВ. Кроме того, эта конструкция обеспечивает формирование эффективного заряда с большим диаметром внизу и меньшим сверху. Важным является также снижение расхода пластмассы за счет уменьшения длины гильзы и диаметра верхнего рукава.

Незначительные дополнения и изменения приведенной конструкции устройства в принципе обеспечивают реализацию любой из приведенных на рис. 1 схем подачи рукава с последовательным размещением и разворачиванием двух пакетов рукава.

Следует отметить, что надежное зарядание при любом уровне воды требует применения плотных ВВ или догрузки заряда в процессе засыпки в рукав веществ плотностью менее 1000 кг/м³. В этом случае жидкость может доливаться с помощью любых применяемых для этих целей механизмов. Чаще всего применяется способ выпуска воды из скважины через проколы в нижней части рукава или специальные дозирующие клапаны. Конструкции таких клапанов разработаны и испытаны автором [2]. Эти клапаны, устанавливающиеся на необходимое количество количество выпускаемой воды, монтируются в нижнем торце рукава в процессе сборки устройства подачи рукава. Несмотря на возможность регулируемого наполнения заряда и улучшения его характеристик, клапаны не находят массового применения, так как требуют высокой надежности герметизации, что практически нереально в используемых в настоящее время материалах для изготовления рукава.

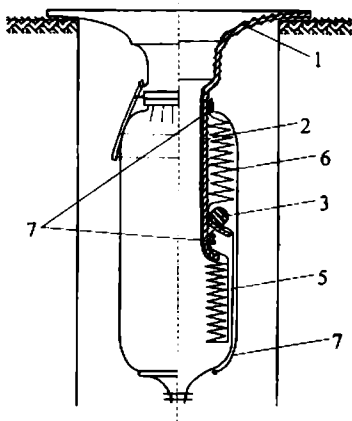


Рис. 3. Схема устройства подачи рукава с двумя последовательными пакетами

Разработанные устройства подачи рукава отработывались на практике на протяжении значительного отрезка времени и содержат все необходимые элементы, без которых не может обойтись любое другое устройство для реализации схем заряжания скважин.

1. Прокопенко В. С. Обоснование способов и устройств подачи полимерного рукава при зарядании скважин взрывчатыми веществами // Вісник ЖІТІ. – Технічні науки. – 2002. – № 20. – С. 63–67.

2. А.с. СССР 1419250, МКИ F 42 D 3/04. Устройство для дозированной подачи скважинной воды в заряд ВВ / В. С. Прокопенко, А. А. Анищик, А. Т. Галимуллин, Г. С. Бутенко, Л. М. Заболотный (СССР); Заявл. 3.01.86.

УДК 622.235

О РАДИУСЕ ВОРОНКИ ДРОБЛЕНИЯ В СКАЛЬНЫХ ПОРОДАХ ПРИ ВЗРЫВЕ УДЛИНЕННОГО ЗАРЯДА ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

В. Д. Воробьев, докт. техн. наук, А. М. Масюкевич, канд. физ.-мат. наук (ННИИОТ), И. В. Косьмин (ЗАО «Техновзрыв»)

Проведено теоретичні дослідження з визначення радіуса воронки дроблення залежно від довжини циліндричного заряду вибухової речовини при вибухах у скельних породах. Доведено, що характер зміни цієї залежності

відповідає експериментальним даним при вибухах у натурних умовах гірничовидобувних підприємств.

Одним из основных технологических параметров при проектировании взрывных работ в массивах скальных пород является радиус воронки дробления r_d от взрыва одиночного заряда. От правильного выбора величины r_d зависят геометрические параметры расположения зарядов, а, следовательно, и качество дробления горных пород. Наиболее достоверные значения r_d можно получить по результатам экспериментальных данных в конкретных натурных условиях методом воронкообразования [1]. Однако этот метод является весьма трудоемким и не получил широкого распространения в практике. Поэтому более целесообразным для этого является расчетный метод с последующей проверкой его эффективности в промышленных условиях.

Теоретическим исследованиям по определению величины r_d применительно к взрывам в горных породах посвящено значительное количество работ [2–16]. Одним из недостатков этих работ является то, что исходя из различных предпосылок и влияющих факторов, расчеты значений r_d в недостаточной степени отражают физические явления процесса взрыва. В результате этого величина r_d может быть занижена или завышена из-за трудности учета в расчетах нарушенной верхней части и увеличения сопротивления массива взрывной нагрузке по длине заряда (в направлении от забойки к нижней его части). Это приводит к неудовлетворительному дроблению горных пород, а в ряде случаев и к отрицательным результатам взрыва по другим критериям его оценки, в частности неудовлетворительной проработке подошвы уступа. Поэтому наиболее эффективным является использование в проектных расчетах значения r_d , усредненного по длине скважинного заряда l , [17–20].

Не отрицая объективного подхода при определении r_d в работе [17], с использованием эмпирических уравнений из [18], получена зависимость $r_d = f(H)$, где H – мощность горного массива. Из анализа этой зависимости, интерпретированной графическим изменением контура боковой поверхности воронки дробления, видно ее некоторое несоответствие условиям взрывания скальных пород. Во-первых, кривая боковой поверхности воронки имеет большой угол наклона, особенно в верхней ее части; во-вторых, эта кривая значительно отстоит от нижнего торца заряда, что характерно в большинстве случаев для мягких грунтов.

Наиболее близкие результаты по данному вопросу получены автором работ [19, 20]. Однако в [19] значение r_d в области забойки и в направлении свободной поверхности уменьшается, а в работе [20] уже имеет постоянную величину (образующая воронки параллельна оси скважины). Хотя такое решение иногда может быть и достаточным (при взрывании крепких монолитных массивов скальных пород, что бывает весьма редко), оно не отражает экспериментальных данных для условий горных массивов нарушенной структуры [21], когда краевой эффект проявляется в большей степени и зависит от степени нарушенности и ее мощности.

Обобщая приведенные в работе [22] данные, следует отметить, что массивы скальных пород при воздействии на них предыдущих взрывов характеризуются следующими зонами нарушенности ($d_i = 230$ мм): *a* – зона полного разрушения (1,2...2,5 м); *b* – зона больших заколов (2,5...3,5 м); *v* – зона мелких трещин (5...7 м); *z* – зона микротрещин (5...7 м). Преобладающее влияние на формирование воронки дробления взрывом в области забойки скважин оказывают первые две зоны (*a* и *b*) общей мощностью слоя $h_c \approx 5$ м [22], обуславливая увеличение r_d в сторону свободной поверхности до его максимального значения $r_{d \max}$. С уменьшением крепости пород и увеличением диаметра заряда значение r_d по длине заряда в этом направлении также увеличивается (рис. 1). Поэтому несоответствие характера изменения r_d по длине заряда в области забойки в [20] по экспериментальным данным [21] обусловлено выбранной физической моделью (метод электростатической аналогии). В силу присущих этому методу недостатков не сдетонировавшая часть заряда не дает вклада по давлению в рассматриваемую точку эквипотенциальной поверхности. При условии полной детонации заряда верхняя его часть, в свою очередь, не дает вклада по давлению в нижнюю точку этой поверхности.

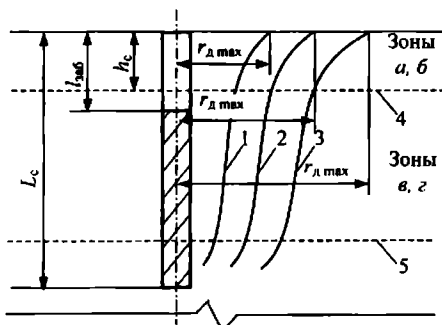


Рис. 1. Схема к пояснению изменения r_d по длине скважинного заряда от его диаметра и характера нарушенности пород: 1, 2, 3 – образующая контура воронки дробления при последовательном увеличении d_i ; 4 – граница раздела зон нарушенности; 5 – проектная отметка подошвы уступа

В статье использован подход, основанный на учете давления газов взрыва в процессе разрушения массива горных пород.

Если учесть закономерности детонации заряда взрывчатого вещества (ВВ) в скважине для определения r_d , то нормальное давление продуктов взрыва (ПВ) на ее боковую поверхность [23]

$$P_6 = P \rho_{п.с.п} / (\rho_{п.с.п} - \rho_{ВВ} D), \quad (1)$$

а на ее донную часть

$$P_d = 2P \rho_{п.с.п} / (\rho_{п.с.п} + \rho_{ВВ} D), \quad (2)$$

где P – среднее давление ПВ в скважине, Па; $\rho_{п.}$, $\rho_{ВВ}$ – плотность соответственно породы и ВВ, г/см³; $c_{п.}$ – скорость звука в породе, м/с; D – скорость детонации ВВ, м/с.

Давление ПВ в любой точке боковой поверхности определяется двумя составляющими. Первая – это радиальная P_r , нормальная к боковой поверхности и равная начальному давлению, отнесенному к единице ее длины:

$$P_r = P_6/l_1 = P\rho_n c_n/l_1(\rho_n c_n - \rho_{\text{ВВ}}D). \quad (3)$$

Вторая – тангенциальная P_n , параллельная боковой поверхности скважины и равная величине P_n , отнесенной к единице длины окружности ее дна (площади поперечного сечения):

$$P_\tau = P_n/2\pi r_3 = P\rho_n c_n/\pi r_3(\rho_n c_n - \rho_{\text{ВВ}}D), \quad (4)$$

где l_1 – длина заряда, м; r_3 – радиус заряда, м.

Результирующее давление на границе ПВ–порода

$$P_p = P_\tau \sin \alpha + P_r \cos \alpha, \quad (5)$$

где α – угол между направлением на рассматриваемую точку в массиве пород и осью ординат, град (рис. 2).

Преобразовав (5) за счет замены угла α длиной заряда l_3 , получим

$$P_1 = P_\tau \sin \left(\arctg \frac{l}{r_n} \right) + P_r \cos \left(\arctg \frac{l}{r_n} \right), \quad (6)$$

где $\arctg(l/r_n) = \alpha$; l – текущая координата по длине заряда.

Пусть начало детонации заряда ВВ произошло в точке А (см. рис. 2). В этой части заряда в радиальном направлении будет действовать давление P_r , а зону дробления можно считать равной зоне дробления камуфлетного взрыва с радиусом $r_{\text{дк}}$ [24]:

$$r_{\text{дк}} = 18(\sigma_p^2 E)^{-1/8} Q^{1/3}, \quad (7)$$

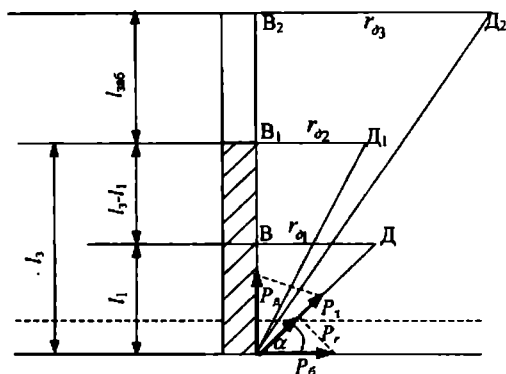
где σ_p – предел прочности на раздавливание, кг/см²; E – модуль Юнга, Па; Q – энергия ВВ, Дж.

При распространении детонации по заряду на расстоянии l_1 до точки В на массив породы в точке Д в радиальном направлении будет действовать давление P_r из точки В и суммарное давление ПВ от ранее сдетонировавшего ВВ, тогда

$$\begin{aligned} P_D &= P_r + \int_0^{l_1} \left[P_\tau \sin \left(\arctg \frac{l}{r_n} \right) + P_r \cos \left(\arctg \frac{l}{r_n} \right) \right] d \frac{l}{r_n} = \\ &= P_\tau \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_1}{r_n} \right)} \right] + P_r \left\{ \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_1}{r_n} \right)} + \frac{l_1}{r_n} \right] + 1 \right\}. \end{aligned} \quad (8)$$

Давление ПВ на массив пород определяется формулой (8) до значения, равного l_1 (точка В₁). Тогда аналогично (8) в точке Д₁ (по радиусу В₁Д₁) это давление будет равно:

Рис. 2. Схема распределения давления P_r и P_d в процессе детонации скважинного заряда ВВ при дроблении массива скальных пород: r_{d1} , r_{d2} , r_{d3} – радиусы зон дробления соответственно в точках В, В₁, В₂ от заряда до точек Д, Д₁, Д₂ соответственно



$$P_{D_1} = P_r \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_3}{r_d} \right)} - 1 \right] + P_r \left\{ \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_3}{r_d} \right)} + \frac{l_3}{r_d} \right] + 1 \right\}. \quad (9)$$

Разрушение массива пород в области забойки относительно направления В₁В₂, например в точке Д₂, будет происходить за счет давления ПВ только от действия всего заряда без учета давления P_r – первого члена правой части формулы (8). Тогда в точке Д₂

$$\begin{aligned} P_{D_2} &= r_d \int_{ml_{заб}}^{l_3 + ml_{заб}} \left[P_r \sin \left(\arctg \frac{l}{r_d} \right) + P_r \cos \left(\arctg \frac{l}{r_d} \right) \right] d \frac{l}{r_d} = \\ &= P_r \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_3 + ml_{заб}}{r_d} \right)} - \frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{ml_{заб}}{r_d} \right)} \right] + \\ &+ P_r \left\{ \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_3 + ml_{заб}}{r_d} \right)} + \frac{l_3 + ml_{заб}}{r_d} \right] - \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{ml_{заб}}{r_d} \right)} + \frac{ml_{заб}}{r_d} \right] \right\}, \end{aligned} \quad (10)$$

где m – доля длины забойки (изменяется от 0 до 1,0).

Для достоверного определения r_d , кроме давления P_{D_2} , за счет которого происходит дробление породы в воронке выброса, необходимо учитывать давление $P_{сн}$, обуславливающее выброс кусков породы [25]. Тогда результирующее давление $P_{рез}$ можно определить по формуле

$$P_{рез} = P_{D_2} - P_{сн}. \quad (11)$$

Подставляя соответствующие значения давлений в (11), окончательно получим:

$$P_{рез} = P_r \left\{ \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_1 + ml_{сб}}{r_d} \right)} - \frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{ml_{сб}}{r_d} \right)} \right] - \left[\cos \left(\arctg \frac{r_d}{l_1 + ml_{сб}} + \arctg \frac{ml_{сб}}{r_d} \right) - \right. \right. \\ \left. \left. - \cos \left(2 \arctg \frac{ml_{сб}}{r_d} \right) \right] \right\} + P_r \left\{ \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_1 + ml_{сб}}{r_d} \right)} + \frac{l_1 + ml_{сб}}{r_d} \right] - \right. \\ \left. - \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{ml_{сб}}{r_d} \right)} + \frac{ml_{сб}}{r_d} \right] - \left[\sin \left(2 \arctg \frac{ml_{сб}}{r_d} \right) - \sin \left(\arctg \frac{r_d}{r_1 + ml_{сб}} \right) + \arctg \frac{ml_{сб}}{r_d} \right] \right\}. \quad (12)$$

Используя формулы (8) ... (12), можно определить давление ПВ в любой точке разрушаемого массива горных пород. При этом зависимость давления ПВ, то есть $P_d = f(r_d)$, представляет собой убывающую функцию.

В качестве примера рассмотрим процесс разрушения пород вследствие воздействия давления ПВ по радиусу ВД ($ВД = r_d$). Эта зона дробления, исходя из процессов образования и раскрытия трещин, подчиняется условию Гриффитса [24]:

$$P_p = \left[2E\sigma_{II} / \pi(1 - \mu^2) l'_{тр} \right]^{1/2}, \quad (13)$$

где P_p – растягивающее усилие, Па; σ_{II} – удельная поверхностная энергия, приходящаяся на единицу длины, Дж/м²·м; μ – коэффициент Пуассона; $l'_{тр}$ – полудлина трещины, м.

Приравняв отдельно правые части (8)...(12) к правой части (13), получим уравнение для определения r_d для любого случая разрушения пород.

При решении этой задачи следует обратить внимание на то, что под поверхностной энергией σ_{II} понимается энергетическое состояние атомного слоя вещества, выходящего на свободную поверхность тела. Некоторая часть связей у атомов на этой поверхности является свободной, представляющей

собой свободную энергию поверхности. Плотность последней является поверхностной энергией σ_n . Впервые этим воспользовался А. Гриффитс, положив σ_n как меру энергетических затрат при разрушении тел. Принятая им модель строится на концепции энергетического баланса в теле, содержащем трещину в поле внешних растягивающих напряжений σ_p . При наличии трещин длиной $l_{тр}$ потенциальная энергия тела уменьшается на величину ΔU по сравнению с тем же телом без трещин. Тогда

$$\Delta U = -\left(\sigma_{кр}^2/4E\right)\pi l_{тр}^2. \quad (14)$$

Тело с трещиной обладает дополнительной энергией поверхностного натяжения U_n на двух свободных поверхностях трещины:

$$U_n = 2\sigma_n l_{тр}. \quad (15)$$

Общее изменение энергии тела с трещиной

$$U_0 = \Delta U + U_n = -\left(\sigma_p^2/4E\right)\pi l_{тр}^2 + 2\sigma_n l_{тр}. \quad (16)$$

Критическая длина трещины $l_{тр}$ (а не ее половина $l'_{тр}$, как отмечается в литературе) определяется через критическое растягивающее напряжение $\sigma_{кр}$ из уравнения $\partial U_0/\partial l_{тр} = 0$:

$$\sigma_{кр} = \left(4\sigma_n E/\pi l_{тр}\right)^{1/2}. \quad (17)$$

Учитывая (15), можно преобразовать (11) к виду:

$$P_p = \sigma_{кр} / \left(1 - \mu^2\right)^{1/2}. \quad (18)$$

Приравняв правую часть формулы (12) к правой части (18) и выполнив преобразования, получим уравнение, связывающее давление ПВ, критическое растягивающее напряжение и длину трещины:

$$P_{рез} = \sigma_{кр} / \left(1 - \mu^2\right)^{1/2}. \quad (19)$$

Уравнение (19) невозможно решить аналитически. Однако, если задать соответствующие величины всех параметров, то с помощью ПК методом последовательных приближений можно получить такие значения r_n , при которых обе части уравнения (19) совпадают между собой. Полученные значения r_n и будут таковыми в рассматриваемых точках взрывааемых пород. Так, например, для скважинного заряда с параметрами, указанными в таблице, получена конфигурация воронки дробления с переменным r_n по длине заряда (рис. 3, зависимость 4). На этом рисунке полученные зависимости сравниваются с результатами исследований других авторов [19, 20].

Параметры скважинных зарядов и характеристики ВВ и среды для расчетного и экспериментального определения r_d

№№ зависимостей на рис. 3, источник	l_3 , м	$l_{звб}$, м	r_3 , м	$\rho_{ВВ}$, кг/м ³	$\rho_{пг}$, кг/м ³	$c_{пг}$, м/с	D , м/с	μ	$\sigma_{кр}$, МПа	e , Дж/кг	E , Дж/м ³
1 [19]	12	3	0,108	950	—	5000	—	—	—	4500	3850
2 [20]	10	5	0,125	950	2800	—	7000	—	—	4300	—
3 [21]	10	4	0,108	900	2760	—	3000	—	—	—	—
4 – по методике авторов	10	4	0,108	950	2800	3000	3000	0,3	15	—	—

Примечание: $\sigma_{кр}$ – критическое растягивающее напряжение; E – энергия разрушения; e – энергоемкость разрушения; D – скорость детонации.

Из рис. 3 следует, что расчетная зависимость $r_d = f(l_3)$ (кривая 4) ближе всех по характеру изменения соответствует экспериментальной кривой 3.

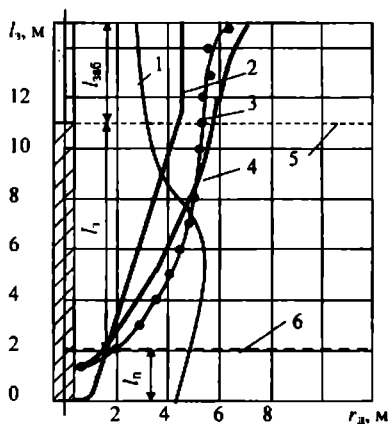


Рис. 3. Зависимость $r_d = f(l_3)$ по результатам работ: 1 – [19]; 2 – [20]; 3 – [21]; 4 – авторов настоящей статьи

При необходимости определения параметров напряженно-деформированного состояния пород может быть использовано соотношение, определяющее связь внешней силы P_B с термодинамическим потенциалом породы Φ [26]:

$$P_B = \Phi. \quad (20)$$

Величина потенциала Φ обусловлена вновь образованной поверхностью кусков горной массы и увеличением объема разрушения за счет дилатансии. Термодинамический потенциал поверхностных атомов твердого тела с

точностью до квадратичных относительно напряжений членов включительно при добавлении поверхности из δN атомов определяется формулой [27]:

$$\Phi = \frac{1}{2} \sum_{\kappa=1}^M \int_{\delta V_{\kappa}} \sigma_{ij} u_{ij} dV - \sigma_{nn} \sum_{\kappa=1}^M dV_{\kappa} - \sum_{\kappa=1}^M \int_{\delta S_{\kappa}} \sigma_{ij} u_i n_j dS, \quad (21)$$

где δV_{κ} и δS_{κ} – дополнительные объем (m^3) и поверхность (m^2) кусков горной массы; κ – количество кусков ($\kappa = 1, \dots, M$); σ_{nn} – нормальные напряжения, Па; σ_{ij} , u_{ij} , u_i – соответственно напряжения (Па), деформации и смещения (м), обусловленные дополнительными объемами и поверхностью, суммированные по повторяющимся индексам; n_j – величина проекции вектора \vec{n} на ось j .

В формуле (21) первый член определяет изменение упругой энергии куска породы, а второй и третий связаны с работой внешних сил. Если дилатансия отсутствует, то первый и второй члены в (21) учитывать не следует. В этом случае термодинамический потенциал зависит от квадратичных членов и определяется по формуле

$$\Phi = - \sum_{\kappa=1}^M \int_{\delta S_{\kappa}} \sigma_{ij} u_i n_j dS = -M \int_{\delta S} \sigma_{ij} u_i n_j dS. \quad (22)$$

Последнее выражение в (22) означает, что после дробления дополнительная поверхностная энергия всех M кусков породы в среднем одинакова.

Если представить величину Φ в цилиндрической системе координат (r, θ, z) и учесть, что в направлении θ напряжение и смещение равны нулю, то

$$\Phi = - \sum_{\kappa=1}^M \int_{\delta S_{\kappa}} (\sigma_{rr} u_r + \sigma_{rz} u_r + \sigma_{zr} u_z + \sigma_{zz} u_z) dS. \quad (23)$$

Давления ПВ, определяемые формулами (8) и (12), являются внешними силами относительно горной породы. Подставляя значения этих давлений в (20) с учетом (22), получим:

$$P_1 \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_1}{r_d} \right)} - 1 \right] + P_2 \left\{ \ln \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{l_1}{r_d} \right)} + \frac{l_1}{r_d} \right] + 1 \right\} = \sum_{\kappa=1}^M \int_{\delta S_{\kappa}} \sigma_{ij} u_i n_j dS; \quad (24)$$

$$P_{\text{псз}} = \sum_{\kappa=1}^M \int_{\delta S_{\kappa}} \sigma_{ij} u_i n_j dS. \quad (25)$$

Формулы (24) и (25) определяют соотношение между давлением ПВ, радиусом зоны дробления, напряжениями и смещениями, возникающими в горных породах при их дроблении взрывом удлиненных цилиндрических зарядов ВВ. Полученные зависимости могут быть использованы при решении различных прикладных задач геодинамики взрыва.

1. *Воробьев В. Д.* Методы дробления анизотропных пород на основе регулирования параметров импульса взрыва комбинированных зарядов: Дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.11. – К., 1995. – 419 с.

2. *Азаркович А. Е.* О радиусе разрушения удлиненного заряда ВВ // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1965. – № 57/14. – С. 105–112.

3. *Фадеев А. В.* Вопросы применения водонаполненных ВВ // Взрывное дело. – М.: Недра. – 1966. – № 60/17. – С. 173–188.

4. *Ким М. Ф.* Опыт применения воздушных промежутков на карьерах Казахстана // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1967. – № 62/19. – С. 215–225.

5. *Садовой И. П., Темерев Г. П., Соломатин И. А.* Определение параметров взрыва колонкового заряда в анизотропных горных породах // Разраб. рудн. местор. – К.: Техника. – 1967. – № 3. – С. 47–52.

6. *Исследование разрушения крепких пород взрывом для достижения большой степени дробления пород / Н. У. Турута, А. Т. Галимуллин, Д. Ф. Панченко, А. В. Карпинский // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1967. – № 62/19. – С. 104–111.*

7. *Ткачук К. Н.* Аналитические исследования действия взрыва колонкового заряда в горном массиве // Разраб. рудн. местор. – М.: Недра. – 1969. – Вып. II (XXVII). – С. 188–193.

8. *Власов О. Е., Ткачук К. Н., Бондаренко Н. А.* Некоторые закономерности действия взрыва цилиндрического заряда в ограниченной твердой среде // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1971. – № 70/27. – С. 58–65.

9. *Установление формы скважинных зарядов при взрывании уступов высотой до 20 м на Сарбайском руднике / М. Ф. Ким, В. В. Ленский, А. И. Бикбов, А. П. Фролов // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1974. – № 73/30. – С. 119–124.*

10. *Приближенный метод расчета размеров зон разрушения при взрыве скважинных зарядов / В. С. Кравцов, В. В. Львовский, В. В. Шеленок, Н. П. Рева // Механика и технология открытых горных работ. – К.: Наук. думка. – 1978. – С. 41–48.*

11. *Влияние структуры массива на качество дробления горных пород взрывом / В. С. Кравцов, Г. П. Ковалев, В. В. Шеленок // Методы и средства разрушения горных пород. – К.: Наук. думка. – 1980. – С. 103–106.*

12. *Студинский Н. М., Чумак Е. В.* Радиус дробления при разрушении трещиноватых сред взрывом // Разраб. рудн. местор. – К.: Техника. – 1983. – Вып. 35. – С. 43–47.

13. *Рождественский В. Н.* Исследование интенсивности дробления горных пород при различных условиях взрывания зарядов // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1984. – № 86/43. – С. 103–105.

14. *Кравцов В. С.* Метод определения размеров зон дробления по гранулометрическому составу разрушенных взрывом горных пород // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1984. – № 86/43. – С. 35–39.

15. *Мец Ю. С.* Управление действием взрыва при дроблении и разупрочнении горных пород // Разраб. рудн. местор. – К.: Техника. – 1986. – Вып. 41. – С. 64–68.

16. *Совершенствование методов управления энергией взрыва с целью повышения выхода товарной продукции в условиях флюсовых карьеров / А. И. Пастухов, В. В. Шеленок, В. И. Колесников, В. Я. Темкин // Физика и процессы разрушения горных пород. – К.: Наук. думка. – 1987. – С. 93–97.*

17. *Тимошин І. В.* Ефективність руйнівної дії вибуху свердловинного заряду в гірській породі біля вільної поверхні // Вісник НТУУ “КПІ”. Серія “Гірництво”: Зб. наук. праць. – К.: НТУУ “КПІ”. – 2000. – Вип. 2. – С. 63–68.

18. *Азаркович А. Е., Шуйфер М. И., Тихомиров А. П.* Взрывные работы вблизи охраняемых объектов. – М.: Недра, 1984. – 213 с.

19. *Фролов О. О.* Встановлення закономірностей зміни радіуса зони дроблення при руйнуванні масивів скельних порід // Вісник НТУУ “КПІ”. Серія “Гірництво”: Зб. наук. праць. – К.: НТУУ “КПІ”. – 2000. – Вип. 2. – С. 58–63.

20. *Фролов А. А.* Влияние скорости детонации линейного инициатора на объем воронки дробления // Вісник НТУУ “КПІ”. Серія “Гірництво”: Зб. наук. праць. – К.: НТУУ “КПІ”. – 2000. – Вип. 3. – С. 51–57.

21. *Воробьев В. Д., Фролов А. А.* Проектирование исходных параметров взрывных работ // Уголь Украины. – К.: Техника. – 1999. – № 11–12. – С. 34–36.

22. *Оксанич И. Ф., Миронов П. С.* Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982. – 166 с.

23. *Болховитинов Л. Г.* О работоспособности ВВ // Взрыв. дело. – М.: Недра. – 1974. – № 74/31. – С. 92–96.

24. *Кузнецов В. М.* Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: Наука, 1977. – 262 с.

25. *Воробьев В. Д., Масюкевич А. М., Косьмин И. В.* О взаимосвязи давления продуктов взрыва скважинного заряда с направлением разлета кусков породы // Вісник НТУУ “КПІ”. Серія “Гірництво”: Зб. наук. праць. – К.: НТУУ “КПІ”. – 2002. – Вип. 6. – С. 80–88.

26. *Станюкович К. П.* Неустановившиеся движения сплошной среды. – М.: Наука, 1971. – 854 с.

27. *Кривоглаз М. А., Масюкевич А. М., Рябошапка К. П.* Диффузионное движение и искривление макроскопических включений под действием упругих напряжений в кристаллах // Физика металлов и металловедение. – Свердловск: Наука. – 1977. – Т. 43. – № 4. – С. 712–721.