

Результати досліджень показують, що швидкість детонації зменшується з відстанню від ініціатора. Це обумовлюється сильним бічним розсіянням енергії з фронту детонації. Детонація має нестационарний характер. Для надання їй стаціонарності та наближення умов вибуху до умов у скельній породі потрібно збільшити діаметр патронів, або (і) зміцнити оболонку патронів.

Особливо помітно спадає швидкість розкладу для зарядів, ініційованих слабкими ініціаторами (2Д і 6Д). При застосуванні цих ініціаторів мали місце відмови детонації зарядів. Як мінімальний ініціатор потрібно прийняти такий, що забезпечує енергію близько 100 кДж. Цю умову виконує ініціююча система, що складається з детонатора та підсилювача-бойовика ГТ-14.

1. *Urbański T.* Chemistry and Technology of Explosives / Pergamon Press, London–New York, 1984 – V. 3.

2. *Ptak J.* Badanie własności „saletrolu” i zastosowanie go w górniczych robotach strzałowych // Rudy i Metale Nieżelazne. – 18. – 1, 1973.

3. *Hobler M.* Projektowanie i wykonywanie robót strzelniczych w górnictwie podziemnym. – Śląsk, Katowice, 1982.

4. *Поздняков З. Г., Росси Б. Д.* / Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрыва М.: Недра. – 1977.

5. *Wojewódka A., Turczyn M.* Stabilność fizyczna materiałów wybuchowych typu ANFO // Prace Naukowe GIG. – 19. – 71. – 1977.

6. *Джос Б., Ткаченко С., Дробота А.* О миграции жидкого компонента простейших смесей взрывчатых веществ // Физ.-тех. пробл. разр. полез. ископ. – № 2. – 1988.

7. *BN-80/6091-42.* Górnictwo materiały wybuchowe. Obliczanie parametrów użytkowych.

УДК 622.235.

О ВЗАИМОСВЯЗИ ДАВЛЕНИЯ ПРОДУКТОВ ВЗРЫВА СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА С НАПРАВЛЕНИЕМ РАЗЛЕТА КУСКОВ ПОРОДЫ

***В. Д. Воробьев, докт. техн. наук, А. М. Масюкевич, канд. физ.-мат. наук
(ННИИОТ), И. В. Косьмин, инж. (ЗАО “Техновзрыв”)***

Отримано вираз для тиску, що діє на вільну поверхню при вибуху одиночного свердловинного заряду. Розроблено методику визначення напрямку розльоту кусків породи. Результати можуть бути використані при визначенні безпечної дальності і напрямку розльоту окремостей при вибуху свердловинних зарядів в утруднених умовах гірничовидобувних підприємств.

При взрыве удлиненного (скважинного, шпурового) заряда взрывчатого вещества (ВВ) в горных породах происходит их разрушение в пределах воронки вокруг заряда, сдвиг и выброс за пределы контура воронки некоторой части объема горной массы, а также разлет отдельных кусков породы на расстояния, равные десяткам и сотням радиусов воронки дробления. Указанные результаты взрыва базируются на определенных физических закономерностях действия взрыва в твердой среде, использование которых в прикладных задачах горного дела в ряде случаев представляет сложную задачу [1, 2]. На практике для повышения качества дробления горной массы используют различные методы управления энергией взрыва [3, 4], безопасность которых должна удовлетворять требованиям Единых правил безопасности при взрывных работах [5] и другим требованиям [6-8], обеспечивающим целенаправленное достижение конечных результатов.

Несмотря на достигнутые в последние годы положительные результаты по различным направлениям взрывных работ, в методическом плане закономерности изменения сил, действующих на различные точки массива пород в пределах его объема дробления, не получили достаточно полного научного обоснования. Эти силы могут быть определены из условия, что при детонации заряда ВВ давление продуктов взрыва (ПВ) частично действует по нормали к боковой поверхности скважины, а частично – в сторону свободной поверхности разрушаемого уступа пород. В первом случае за счет давления достигается дробление породы, во втором – как дробление, так и ее сдвиг и разлет отдельных кусков.

На рис. 1 приведена схема элементов скважинного заряда ВВ к расчету давлений, действующих в заданных точках объема дробления породы [9].

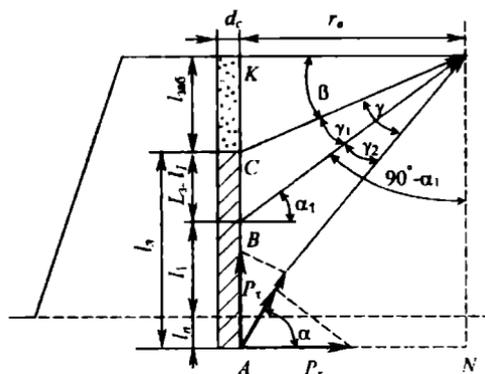


Рис. 1. Схема элементов скважинного заряда ВВ для расчета действующих сил в различных точках разрушаемого объема пород: $l_1, l_{мб}, l_1, l_n$ – длина соответственно заряда, забойки, части заряда, перебура, m ; d_c – диаметр скважины, m ; r_s – расстояние до точки наблюдения на свободной поверхности ($d_c = 2r_s$, где r_s – радиус заряда, m)

Значения углов $\alpha, \alpha_1, \beta, \gamma_1$ определяются, соответственно, по формулам:

$$\alpha = \arctg[(l_1 + l_{мб}) / r_n] \quad (1)$$

$$\alpha_1 = \arccos r_n / [r_n^2 + (l_3 - l_1 + l_{\text{заб}})^2]^{1/2}; \quad (2)$$

$$\beta = \arctg (l_{\text{заб}} / r_n); \quad (3)$$

$$\gamma = \arccos \frac{r_n^2 + l_{\text{заб}}^2 + l_{\text{заб}}(l_3 - l_1)}{(r_n^2 + l_1^2)^{1/2} [r_n^2 + (l_3 - l_1 + l_{\text{заб}})^2]^{1/2}}. \quad (4)$$

Согласно [10] работоспособность ВВ определяется как работа, совершаемая ПВ при изэнтропическом расширении полости. Рабочее тело – ПВ рассматриваемого термодинамического процесса – образуется в результате детонационного превращения. Расширение полости начинается с момента выхода детонационной волны на стенку полости, а давление, при котором начинается процесс расширения, зависит от акустических свойств породы и геометрии заряда. Нормальное давление на боковую поверхность скважины

$$P_6 = P \rho_n C_n / (\rho_n C_n - \rho_{\text{ВВ}} D), \quad (5)$$

а на донную часть скважины

$$P_n = 2P \rho_n C_n / (\rho_n C_n + \rho_{\text{ВВ}} D), \quad (6)$$

где P – среднее давление ПВ ($P = \rho_{\text{ВВ}} D^2 / 8$), Па; ρ_n , $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность соответственно породы и ВВ, г/см³; C_n – скорость звука в породе, м/с; D – скорость детонации ВВ, м/с.

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

$$P_r = P_6 / l_3 = P \rho_n c_n / l_3 (\rho_n c_n - \rho_{\text{ВВ}} D). \quad (7)$$

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

$$P_t = P_n / 2\pi r_1^2 = P \rho_n c_n / \pi r_3 (\rho_n c_n + \rho_{\text{ВВ}} D). \quad (8)$$

Пусть начало детонации заряда ВВ произошло в точке A (см. рис. 1). В этой точке на породу будет действовать сила

$$P_1 = P_t \sin \alpha + P_r \cos \alpha. \quad (9)$$

В точке A угол, при котором достигается максимальная сила, действующая на породу, можно определить из выражения $dP_1 / d\alpha = 0$:

$$P_r \cos \alpha = P_t \sin \alpha; \quad \alpha = \arctg (P_t / P_r). \quad (10)$$

Подставляя в (9) значения радиальной и тангенциальной сил, получим формулу для угла направления действия давления:

$$\alpha = \arctg \left[\frac{(\rho_n c_n - \rho_{ВВ} D)}{\pi r} (\rho_n c_n + \rho_{ВВ} D) \right]. \quad (11)$$

Значения α , хотя и незначительно, но зависят от свойств разрушаемого массива пород, параметров заряда и применяемых типов ВВ (табл. 1). Небольшая разница в расчетной величине угла α обусловлена, в свою очередь, небольшим различием принятых значений ρ и характеристик ВВ.

Таблица 1. Расчетное значение α в зависимости от свойств пород, диаметра зарядов и типа ВВ

$\rho_n \cdot 10^3$, кг/м ³	2,58 ... 2,67	2,62 ... 2,68
C_n , м/с	3000 ... 5500	2500 ... 6000
$\rho_{ВВ} \cdot 10^3$, кг/м ³	0,8 ... 1,1	0,8 ... 1,4
D , м/с	2500 ... 4000	3000 ... 5000
r_1 , м	0,11	0,11
α	87°25' ... 87°15'	86°45' ... 86°05'
r_2 , м	0,16	0,16
α	86°15' ... 85°55'	86°15' ... 84°25'

Если рассматривать приход детонации ВВ в точку B (см. рис. 1), то ПВ будут воздействовать на породу в радиальном направлении и одновременно устремляться к свободной поверхности. При этом в точке B на породу действует давление P_B , соответствующее этой точке, и суммарное давление ПВ от ранее сдетонировавшей (нижней) части заряда ВВ. Тогда

$$P_B = P_r \sin \alpha_1 + P_r \cos \alpha_1 + \int_{\alpha}^{1+\gamma_1} (P_r \sin \gamma_2 + P_r \cos \gamma_2) k \gamma_2. \quad (12)$$

После интегрирования (12) получим формулу для определения P_B , действующего на породу из любой точки боковой поверхности скважины:

$$P_B = P_r \sin \alpha_1 + P_r \cos \alpha_1 + P_r [\cos \alpha - \cos(\beta - \gamma_1)] + P_r [\sin(\beta + \gamma_1) - \sin \alpha]. \quad (13)$$

После завершения детонации заряда ВВ давление на свободной поверхности

$$\begin{aligned}
 P_{\text{сн}} &= \int_{\arctg r_a / (l_3 + l_{\text{заб}})}^{\arctg l_{\text{заб}} / r_a} [P_r \sin(\gamma + \beta) + P_r \cos(\gamma + \beta)] d\gamma = \\
 &= P_r \left[\cos\left(\arctg \frac{r_a}{l_3 + l_{\text{заб}}} + \arctg \frac{l_{\text{заб}}}{r_a}\right) - \cos\left(2\arctg \frac{l_{\text{заб}}}{r_a}\right) \right] + \\
 &+ P_r \left[\sin\left(2\arctg \frac{l_{\text{заб}}}{r_a}\right) - \sin\left(\arctg \frac{r_a}{l_3 + l_{\text{заб}}} + \arctg \frac{l_{\text{заб}}}{r_a}\right) \right]
 \end{aligned} \quad (14)$$

Давление P_B обуславливает подъем кусков породы внутри воронки дробления, а $P_{\text{сн}}$ – отрыв и разлет этих кусков от свободной поверхности.

Для определения расстояния r_a от заряда до заданной точки на свободной поверхности, в которой достигается максимальная нагрузка, действующая на массив в этой точке, необходимо решить уравнения вида $dP_{\text{сн}}/dr_a = 0$. Но поскольку оно аналитически не решается, то вместо него можно построить графическую зависимость $P_{\text{сн}}/P = f(r_a)$ по формуле (14) с учетом (7) и (8) (см. рис. 2). В расчетах приняты следующие значения параметров: $\rho_n = 2,68 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; $l_3 = 13 \text{ м}$; $C_n = 4500 \text{ м/с}$; $\rho_{\text{ВВ}} = 1,0 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; $D = 4000 \text{ м/с}$; $\alpha = 89^\circ$; $r_3 = 0,16 \text{ м}$; $l_{\text{заб}} = 4 \text{ м}$.

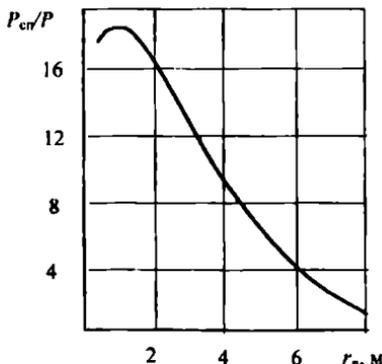


Рис. 2. Изменение соотношения $P_{\text{сн}}/P$ в зависимости от r_a

Анализ зависимости на рис. 2 показывает, что максимальное давление на породу в области свободной поверхности массива наблюдается вблизи скважинного заряда. Это подтверждается многочисленными экспериментальными и практическими данными массовых взрывов по поднятию купола горной массы. Расчетами установлено, что максимальный выброс породы наблюдается под углами $75 \dots 89^\circ$. Поэтому, зная величину $l_{\text{заб}}$ можно всегда определить круговую полосу на свободной поверхности (вокруг

заряда), на которую в каждой ее точке будет действовать максимальная нагрузка.

Радиус этой зоны

$$r_a = (0,0175...2,145)M_{звб}. \quad (15)$$

Если предположить, что вокруг заряда ВВ массив горных пород является изотропным, то разлет кусков породы будет одинаковым по всем направлениям круга радиусом \bar{R}_0 (рис. 3, область I). Для анизотропных пород, как правило, трещиноватых, радиус разлета будет характеризоваться вектором $\bar{R}_{тр}$ (рис. 3, область II). Тогда суммарный вектор [11]

$$\bar{R}_{\Sigma_1} = \bar{R}_0 + \bar{R}_{мп}. \quad (16)$$

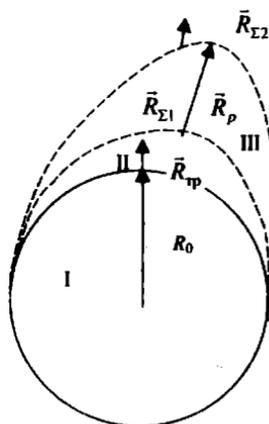


Рис. 3. Схема направления векторов разлета кусков породы при взрыве заряда ВВ

Следует отметить, что при массовом взрыве скважинных зарядов ВВ на величину радиуса разлета кусков породы влияют многие факторы (тип пород, ориентировка и размеры трещины в массиве, конструкция схемы взрывания, масса заряда ВВ и др.). Однако сдвиг разрушаемого массива пород и последующий разлет составляющих его кусков породы происходит в сторону вновь образованной поверхности и, в первую очередь, в направлении линии наименьшего сопротивления. Если принять, что направление максимального разлета кусков породы при взрыве серии зарядов соответствует \bar{R}_p (рис. 3, область III), то в этом случае суммарный вектор

$$\bar{R}_{\Sigma_2} = \bar{R}_{\Sigma_1} + \bar{R}_p = (\bar{R}_0 + \bar{R}_{мп}) + \bar{R}_p. \quad (17)$$

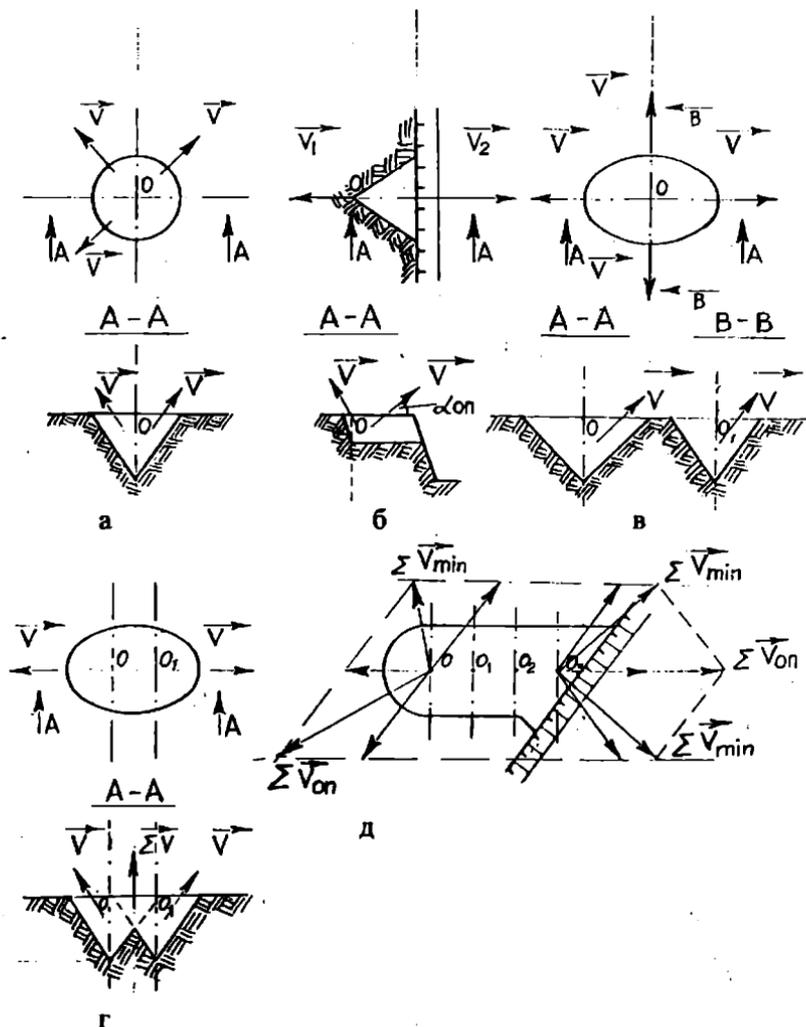


Рис. 4 Характерные примеры построения векторов скорости при взрыве зарядов: а – одиночного без вертикалей свободной поверхности, б – то же, при наличии свободной поверхности; в – то же, в анизотропном массиве с вертикальной свободной поверхностью; г – в рядах серия блока без свободной поверхности; д – то же, со свободной поверхностью

Формула (17) позволяет в каждом конкретном случае выявить направление максимальной и минимальной осей эллипса разлета кусков породы.

В качестве примера на рис. 4 показаны характерные варианты построения векторов скоростей разлета кусков породы для различных зарядов ВВ и условий взрывания. Так, если рассмотреть воронку выброса верхней части одиночного заряда в изотропной среде без вертикальной свободной поверхности (рис. 4, а), то эти векторы по модулю и углу вылета отдельностей породного массива равны во всех направлениях. При наличии вертикальной свободной поверхности в изотропном массиве (рис. 4, б) при взрыве заряда ВВ наблюдается разлет отдельностей с вектором скорости $\vec{V}_{\alpha_{\text{opt}}}$, перпендикулярным этой поверхности. В случае анизотропного массива без вертикальной поверхности (рис. 4, в) векторы скоростей вылета отдельностей разлета по модулю равны во всех направлениях, а по величине угла вылета различные. В сечении А–А (см. рис. 4, в) воронка выброса породы с большим углом раскрытия и угол наклона вектора скорости к горизонтальной поверхности попадают в сектор значений углов, оптимальных для максимальной дальности разлета отдельностей. Вектор $\vec{V}_{\alpha_{\text{opt}}}$ в случае анизотропного массива на плане поверхности параллелен большей оси эллипса воронки дробления.

При наличии рядов одновременно взрывааемых скважинных зарядов ВВ (рис. 4, г) между последними в ряду скважинами, в верхней их части, создаются избыточные давления по сравнению с давлением на фланговых зарядах. В этом случае $\vec{V}_{\alpha_{\text{opt}}}$ на плане поверхности параллелен оси ряда скважинных зарядов. Для нескольких одновременно взрывааемых зарядов в ряду в массиве со свободной вертикальной поверхностью (рис. 4, д) вектор скорости отдельности с наибольшей вероятностью максимальной дальности разлета определяется влиянием ранее указанных факторов и может иметь суммарную величину $\sum \vec{V}_{\alpha_{\text{opt}}}$. При этом из центра масс зоны дробления с оптимальным размером отдельностей строятся единичные векторы \vec{V}_{max} по трем направлениям:

параллельно большей оси воронки дробления, исходя из закономерностей изменения свойств анизотропного массива породы при воздействии на него взрыва одиночного заряда [12];

перпендикулярно вертикальной свободной поверхности уступа, на котором расположен взрывной блок горной породы;

параллельно оси ряда скважинных зарядов.

При построении векторной диаграммы принимается одинаковое влияние всех трех факторов. После суммирования всех векторов и приложения их к центру зон оптимального дробления контурных зарядов взрываемого блока окончания векторов соединяют. В результате получается относительная по модулю диаграмма направлений разлета кусков породы, на которой можно выделить направление как с максимальной, так и с минимальной дальностью разлета.

Используя данную методику построения векторов, можно разработать векторную диаграмму, характеризующую направление разлета кусков при массовых взрывах с различными параметрами и горнотехническими условиями разработки пород [13].

1. *Физика взрыва*. Ф. А. Баум, Л. П. Орленко, К. П. Станюкович и др. – М.: Недра, 1975. – 704 с.

2. *Ефремов Э. И.* Современное состояние и тенденции развития теории и практики взрывных работ в горном деле // Будущее горной науки. – М.: Наука. – 1989. – С. 55–63

3. *Друкованый М. Ф.* Методы управления взрывом на карьерах. – М.: Недра, 1973. – 414 с.

4. *Основы теории* и методы взрывного дробления горных пород / Э. И. Ефремов, В. С. Кравцов, Н. И. Мячина и др. – К.: Наук. думка, 1979. – 224 с.

5. *Единые правила безопасности* при взрывных работах. – К.: Норматив, 1992. – 171 с.

6. *Безопасность взрывных работ* в промышленности / Б. Н. Кутузов, Ф. М. Галаджий, С. А. Давыдов и др. – М.: Недра, 1977. – 344 с.

7. *Ресурсосберегающие технологии* взрывного разрушения горных пород / Э. И. Ефремов, В. М. Комир, И. А. Краснопольский, В. П. Мартыненко. – К.: Техника, 1990. – 149 с.

8. *Проблемы экологии* массовых взрывов в карьерах / Э. И. Ефремов, П. В. Бересневич, В. Д. Петренко и др. – Днепропетровск: «Січ», 1996. – 179 с.

9. *Масюкевич О. М., Косьмін І. В.* Підвищення безпечності підричних робіт з розльоту шматків гірської породи // Інформаційний бюлетень з охорони праці. – К.: ННДІОП. – 2001. – № 4. – С. 14–16.

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

11. *Лантєв Г. Ф.* Элементы векторного исчисления. – М.: Наука, 1975. – 336 с.

12. *Воробьев В. Д., Перегудов В. В.* Взрывные работы в скальных породах. – К.: Наук. Думка, 1984. – 240 с.

13. *Безопасность по разлету* горной массы при взрывных работах в карьерах / В. Д. Воробьев, Л. И. Демещук, И. В. Косьмин и др. // Безопасность труда в промышленности. – М.: Недра. – 1991. – № 5. – С. 35–38.