УДК 622.861: 622.235

И.Б. Катанов, Г.Н. Роут

СНИЖЕНИЕ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ РАЗРЕЗА "ЗАРЕЧНЫЙ" НА ПОДЗЕМНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Угленосные отложения в границах геологического участка, на котором расположен разрез «Заречный», содержат пласты угля 73-72, 78-80, 81, 82. На севере и северо-западе разрез граничит с участком горных работ по пласту 70 шахты «Талдинская-Западная-2», подземные выработки которой расположены на глубине от 68 до 100 м под выработанным пространством разреза.

Путевой ствол пласта 70 пройден на длину 2526 м до гор. +180 м под углом 2-6 град. и оборудован монорельсовой подвесной дорогой. Назначение путевого ствола – перевозка людей, доставка материалов и оборудования в очистной и подготовительные забои. Конвейерный ствол пройден с поверхности на длину 2600 м до гор. +193,6 м под углом 2-7 град. и оборудован тремя ленточными конвейерами 3ЛЛ-1200. Назначение конвейерного ствола – транспортировка горной массы на угольный склад, расположенный на основной промплощадке и выдача из шахты исходящей струи воздуха. Крепь стволов переменная. Устьевая часть стволов закреплена бетонной крепью. Далее на длину до 100 м установлена арочная металлическая крепь типа А13-22 с перетяжкой бортов и кровли железобетонной затяжкой. Частично, в нижней части, борта перетянуты решетчатой металлической затяжкой. Остальная часть стволов закреплена сталеполимерными анкерами. Вентиляционный ствол пройден с поверхности на длину около 2210 м до гор. +180 м. Крепление ствола выполнено сталеполимерными анкерами.

На разрезе «Заречный» для бурения взрывных скважин используются шарошечные буровые станки с диаметром буримых скважин 216 мм. Высота рабочего уступа зависит от физико-механических свойств горных пород и полезного ископаемого, горно-геологических условий их залегания и параметров оборудования. Для условий разреза «Заречный», в соответствии с принятым буровым и выемочно-погрузочным оборудованием, наиболее характерная высота уступа равна 8-15 метров при транспортной технологии. При превышении высоты развала максимальных параметров выемочно-погрузочного оборудования, уступ отрабатывается подуступами. Высота добычного уступа ограничена мощностью угольного пласта и составляет 8-14 метров. При разработке мелкоблочных пород по транспортной технологии уступами высотой $H_y \leq 10 \div 12$ м применяются вертикальные скважины.

Для ведения взрывных работ на открытых горных работах разреза применяются, в основном, простейшие ВВ, изготавливаемые на ОАО «Знамя» или непосредственно на местах производства взрывных работ:

- для взрывания сухих скважин – Гранулит УП, Гранулит РД, Гранулит ПС, Эмулин, Эмульсолит А-20 , Эмульсолит П А-20, Эмигран П25;
- для взрывания слабо обводненных скважин – Эмулин и комбинация водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ;
- для взрывания сильно обводненных скважин – Эмульсолит А-20 , Эмульсолит ПА-20, Эмигран П25;
- для инициирования скважинных зарядов ВВ – шашки ПТ-П750, ПТ-П500, аммонит № 6ЖВ патронированный ∅ 32; 60; 90 мм, патронированное ЭВВ – ДЭМ ∅ 55 мм.

Анализ сведений, приведенных в "Типовом проекте ведения буровзрывных работ на разрезе «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» и "Проектах на массовые взрывы", позволил выявить ряд недостатков в организации взрывных работ. Несмотря на многообразие вариантов проектных решений, в практике зачастую для уменьшения величины развала породы при взрыве, использовались врубовые схемы короткозамедленного взрывания со сплошным скважинным зарядом. В породах с коэффициентом крепости f= 3-4,5 по шкале проф. М. М. Протодъяконова интервалы замедлений в схемах короткозамедленного взрывания составляли 25 мс.

Анализ показывает, что все перечисленные технические решения не способствуют снижению сейсмического эффекта при массовых взрывах.

В тоже время основной задачей организации ведения взрывных работ на разрезе, проводящем горные работы в непосредственной близости от охраняемых объектов, является повышение безопасности ведения взрывных работ при обеспечении производственной мощности. Проблема заключается в согласовании с шахтой максимальной суммарной массы ВВ, взрываемой на блоке при подготовке пород к выемке.

При торцевом забое разработки взорванных пород сменная производительность гидравлического экскаватора РС-2300 с вместимостью ковша 23 м^3 составляет примерно 12 тыс. м^3. Для обеспечения бесперебойной работы в течение недели необходимо взрывать около 200 тыс. м^3 горной массы. При удельном расходе ВВ 0,4 кг/м^3 требуется на подготовку блока около 80 т., что в 10 раз больше, чем согласовано с шахтой в настоящее время.

Для оценки возможных последствий сейсми-

ческого воздействия массовых взрывов на горные выработки проведем расчет предельной массы мгновенно взрываемого заряда. Установим изменения пространственно-временных параметров разрушения породного массива скважинными зарядами при глубине скважин 12 м, диаметре 0,214 м и высотой колонки заряда 8 м.

Поскольку критерием сейсмической опасности сотрясений при взрывах считается максимальная скорость колебаний массива, то она не должна превышать допустимых значений для указанных выше объектов.

Последовательность определения массы заряда в соответствии с методикой Магнитогорского государственного технического университета [1, 2] заключается в следующем.

1. Устанавливается предельно допустимая скорость колебаний массива вблизи охраняемых подземных выработок

$$[V] = 0,01e\sqrt{e^{\kappa - p}}, \text{ м/с}$$

где K – класс важности охраняемого объекта; P – ранг объекта.

Для подземных выработок суммарный ранг в первом приближении определяется свойствами пород, в которых пройдена выработка

$$P = 0,74 - 4,6 \lg C_p,$$

где C_p – скорость продольных волн в массиве (скорость звука), км/с.

2. Приведенная скорость смещений устанавливается с учетом условий проведения взрыва и уровня надежности прогноза

$$y = \frac{[V]}{K_v K_\varphi K_i},$$

где K_v – коэффициент грунтовых условий; K_φ – коэффициент уровня надежности прогноза (1,5); K_i – коэффициент интерференции.

Коэффициент грунтовых условий является коэффициентом пропорциональности в зависимости скорости смещений от эквивалентного приведенного расстояния и характеризует упругие свойства массива, в котором проведена горная выработка

$$K_v = K_n \left[\frac{C_p}{9\rho} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu} \right)^2 \right]^{\frac{1}{3}} \sqrt{\frac{\rho C_p}{(\rho C_p)_n}},$$

где K_n – коэффициент, учитывающий глубину расположения горной выработки относительно взрыва (при $H \geq 50$ м K_n = 0,674); ρ – плотность пород, т/м^3; μ – коэффициент Пуассона взрываемых пород.

Коэффициент интерференции характеризует относительное изменение суммарной скорости смещений при короткозамедленном взрыве нескольких групп зарядов по сравнению с взрыванием лишь одной группы. При синфазном сложении K_i может достигать величины числа замедляемых групп. При увеличении интервалов замедления до определенного предела и увеличении числа замедляемых групп, суммарный эффект от суммарной массы взрываемых зарядов будет близок к эффекту раздельного взрывания групп. Для K_i = 1 должно выдерживаться условие $\tau_\phi \geq \tau_0$. Фактическое время замедления между зарядами должно быть больше значения времени, при котором происходит наложение сейсмического эффекта

$$\tau_0 = \frac{100\sqrt[6]{Q_{гр}}}{C_p},$$

где $Q_{гр}$ – заряд группы, взрываемой мгновенно, т.

Для рассматриваемых условий разреза предельное время замедления, при котором будет происходить наложение сигнала представлено на рис.1.

3. Эквивалентное приведенное расстояние, обеспечивающее безопасность взрывов определяется из условия $R_э = 0,676 / y^{0,6}$. Причем приведенная скорость смещений зависит от класса важности горных выработок. Изменения приведенного расстояния от приведенной скорости смещений определяется зависимостью $R_p = 2,158e^{0,254y}$.

4. В результате расчета получены зависимости изменения массы заряда от расстояния до подземных выработок (рис.2).

Расчет показал, что для условий разреза «Заречный» приведенное расстояние, обеспечивающее безопасность взрывов, изменяется в пределах от 7 м/кг$^{1/3}$ в породах средней крепости до 20 м/кг$^{1/3}$ в угле. Таким образом, для подготовки горной массы к выемке вблизи подземных выработок, расположенных на глубине 70 м, величина приведенного расстояния равна 16 м/кг$^{1/3}$, что в соответствии с зависимостью 1 (см. рис. 2), определяет массу заряда, взрываемого с замедлением относительно другого. Она не должна превышать 200 кг. При монтаже взрывной сети необходимо устанавливать замедление не менее 35 мс (см. рис. 1). Тогда общая масса заряда на блоке в соответствии с [3] регламентируется только потребностью обеспечения горной массой экскаватора для производительной его работы.

Известно, что сейсмическим эффектом при взрыве скважинных зарядов возможно целенаправленно управлять за счет перераспределения направления энергии сейсмических колебаний. С этой целью в широких пределах варьируют конструктивными элементами заряда, в т.ч. величиной перебура и забойки, числом частей заряда и типом ВВ, местом расположения боевиков (точки ини-

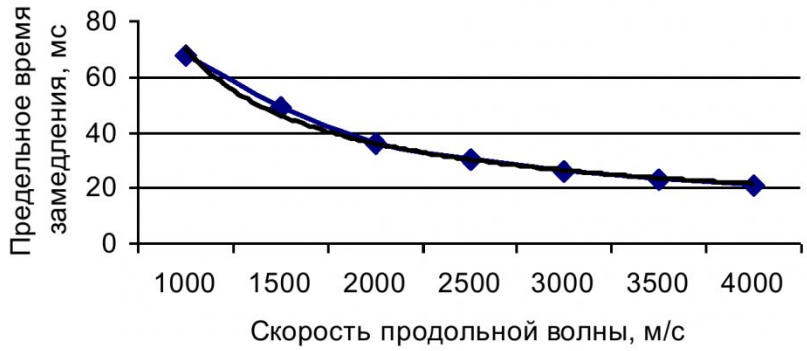

Рис. 1. Зависимость предельного времени замедления от условий взрывания

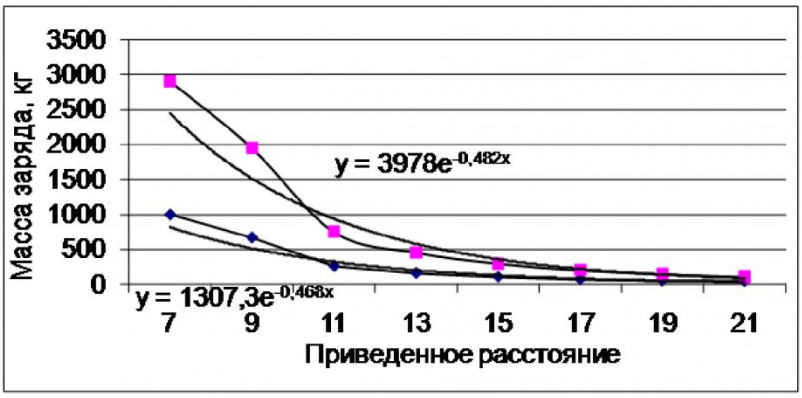

Рис. 2. Расчетная зависимость массы заряда от приведенного расстояния до горных выработок: 1 – при расстоянии 70 м; 2 – то же 100 м

циирования) и др. [4]. Путем сочетания указанных элементов изменяют параметры взрывного импульса и тем самым влияют на характер распространения сейсмических волн. Эффективность ведения взрывных работ при качественном дроблении массива и обеспечение сейсмической безопасности скважинных зарядов можно повысить путем применения технологии заряжания и забойки скважин с низкоплотными материалами в соответствии со способом рассредоточения и забойки скважинного заряда [5].

Изменение конструкции скважинного заряда путем использования воздушных промежутков или кольцевых зазоров в общем случае известно и приводит к увеличению времени нарастания давления в зарядной камере. Поэтому одним из решений задачи снижения сейсмического воздействия взрыва и одновременного повышения качества подготовки горной массы к экскавации является применение в конструкции скважинного заряда рукава, диаметр и длина которого меньше диаметра и длины скважины на некоторую величину. Тогда между торцом скважинного заряда и дном скважины, а также в кольцевой зазор между стенкой скважины и рукавом с зарядом, заливается пеногель.

При инициировании заряда время нарастания давления в скважине определяется:

$$t_n = t_d + t_s,$$

где t_s – время, в течение которого происходит сжатие пеногеля в перебуре скважины, с; t_d – время детонации заряда, с.

$$t_d = L / D \quad ,$$

где L – длина заряда, м; D – скорость детонации ВВ, м/с.

Время сжатия пеногеля, представляющего многокомпонентную смесь, можно определить из условия ее сжимаемости. Поскольку поведение многокомпонентной среды определяется одним уравнением, которое учитывает не только давление и объем, но и их производные по времени, что связано с учетом влияния скорости деформирования на уравнение сжимаемости среды. Работа ударной волны, совершаемая над областью среды, содержащей воздух в виде пузырьков, состоит в перенесении значительной части энергии волны в энергию пузырькового слоя. В итоге воздействия давления ПД на пузырьковый слой пеногеля, он сжимается.

При этом начальный объем пузырькового слоя пеногеля в пространстве, ограниченном стенками скважины, уменьшается до некоторой величины в зависимости от сжимаемости каждого компонента пузырьковой смеси пеногеля [6]:

$$\xi = \left[\begin{array}{l} \alpha_1 \left(\gamma_1 \dfrac{(P_n - P_1)}{\rho_1 C_1^2} + 1 \right)^{-\frac{1}{\gamma_1}} + \\ + \alpha_2 \left(\gamma_2 \dfrac{(P_n - P_1)}{\rho_2 C_2^2} + 1 \right)^{-\frac{1}{\gamma_2}} \end{array} \right]^{-1},$$

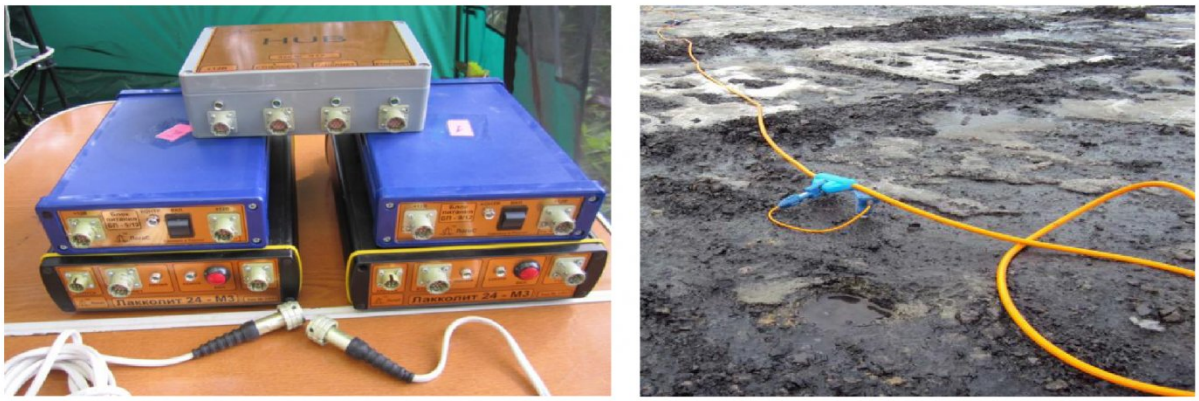

Рис. 3. Сейсморегистрирующий комплекс: а – станция «Лакколит-24-М3»; б – измерительная коса с геофонами

где ξ – показатель сжимаемости пузырьковой среды; α_1 , α_2 – содержание по объему соответственно газообразного и жидкого компонентов; ρ_1 , ρ_2 – плотность газообразного и жидкого; C_1 , C_2 – скорость звука в газообразном и жидком компоненте; P_n , P_1 – начальное и конечное давление ПД.

Толщина сжатого слоя пеногеля определится:

$$l_s = l_z - \frac{l_z}{\xi},$$

где l_z – длина столба пеногеля в перебуре скважины м;

Давление газообразных продуктов взрыва, заторможенное на некоторый промежуток времени противодавлением схлопнувшегося пузырькового слоя пеногеля, увеличивает время воздействия начального давления ПД на стенки скважины. Исходя из вышеизложенного, за слоем будет формироваться волна с пологим фронтом, время нарастания t_n которого близко к времени схлопывания t_s сжатой полости пузырькового слоя пеногеля [6]:

$$t_s = \frac{l_s}{2P_n}\left[\frac{\alpha_2\rho_2}{1-\alpha_1}\left(\frac{\alpha_2}{\rho_2 C_2^2}\right)^{-1}\right]^{\frac{1}{2}},$$

В торцовой части скважины смещение частиц породы массива пережимает канал скважины, в котором сжался пеногель, снижая пиковое давление ударной волны.

Тогда в направлении подземных выработок сейсмическая волна будет распространяться с уменьшенной амплитудой.

Время воздействия ПД на массив определяется суммарным временем запирания ПД в скважине материалом забойки и временем нарастания давления при сжатии слоя пеногеля в перебуре и в кольцевом зазоре.

Расчеты показывают, что начальное давление продуктов детонации в скважине равно $1{,}52\cdot10^9$ Па. Время детонации заряда составляет 2,7 мс. Выравнивание амплитуды скорости смещения частиц в пеногеле и горном массиве наступает на расстоянии 2-3 радиусов от границы заряда ВВ.

Взаимодействие частиц в массиве и пеногеле, смещающихся с переменной скоростью от максимальной до критической величины (2-5 м/с), предопределяет пережатие скважины продуктами разрушения породы на величину 20-30 радиусов заряда.

Средняя скорость развития зоны пережатия скважины составляет примерно 300 м/с.

Таким образом, для получения эффекта снижения сейсмического действия взрыва, величина перебура скважины должна быть увеличена примерно на 25 радиусов заряда.

Для оценки влияния массовых взрывов, проводимых на разрезе, на наклонные стволы шахты были оборудованы наблюдательные станции в сбойке между конвейерным и вентиляционным стволом в створе с вентиляционным штреком 70-08 и в вентиляционном стволе.

На наблюдательной станции были установлены четыре глубинных репера с интервалами в 1 м от контура ствола. В почве установлен мерный репер с заглублением в почву на 1 м.

Приконтурный репер был подключен к самописцу СПН-72 для контроля за смещением кровли.

Методика сейсмоакустического профилирования основывается на регистрации исходной сейсмической информации по продольным и поперечным волнам с поверхности горного участка.

Регистрирующая система позволяет оценить влияние сейсмических волн от взрывов ВВ на область углепородного массива, где располагается горная выработка шахты.

Метод позволял определить скорость распространения сейсмических волн, их амплитуду.

Исследования проводились по двум сейсмоакустическим профилям по методу общей глубинной точки на продольных и поперечных волнах с

использованием сейсморегистрирующей станции "Лакколит-24-М3" (рис. 3).

В состав комплекса входят сейсморегистрирующая станция *"Лакколит-24-М3"*, сейсмокоса и геофоны. Сейсмокоса предназначена для передачи электрического сигнала от геофонов *GS-20* вертикальных и горизонтальных колебаний (для продольных и поперечных волн) к сейсморегистрирующей станции "Лакколит-24-М3". На сейсмокосе располагаются разъемы под геофоны с максимальным расстоянием между ними 5 м. Электрический сигнал от геофонов передается к сейсморегистрирующей станции, где производится отображение сейсмоволн в виде сейсмограмм, которые по специальной программе подвергаются компьютерной обработке.

Наблюдения в шахтных условиях предусматривали определение напряжений в приконтурном слое наклонных стволов от действия массовых взрывов и давления пород на крепь наклонных стволов.

На дневной поверхности определялась скорость распространения сейсмических волн в массиве до наклонных стволов и амплитуда колебаний волн.

При этом средняя скорость распространения продольной волны в массиве составляет 2,73 км/с, средняя частота 46-42 Гц, для поперечной волны средняя скорость и частота составляют соответственно 1,12 км/с и 44,75-39,75 Гц.

В результате выполненных работ получены следующие выводы.

1. Оценка влияния массовых взрывов без изменения конструкции скважинного заряда на состояние наклонных стволов показала, что смещение пород в приконтурных слоях за период наблюдений (44 суток) составило 10,13 мм.

Скорость смещения изменялась от 0 до 1,25 мм/сут. Максимальная скорость наблюдалась в периоды производства взрывов. Величина средней скорости смещения (0,23 мм/сут.) была несколько больше допустимой, значение которой в данных условиях составляет 0,1-0,17 мм/сут.

2. Скорость смещения пород в горных выработках шахты «Талдинская-Западная-2» не зависит от общей массы заряда ВВ на взрываемом блоке, а зависит от массы заряда ВВ, взрываемого единовременно в группе (серии) или в скважине.

3. Для повышения безопасности производства взрывных работ по вскрыше пласта 73 необходимо внести изменения в конструкцию заряда, в т. ч. диаметр заряда и длина должны быть меньше диаметра и длины скважины.

Заряд рассредоточить с возможностью внутрискважинного замедления. Образовавшиеся промежутки заполнять низкоплотным составом. Замедление между зарядами должно быть не менее 35-40 мс. При этом общая масса заряда ВВ на блоке регламентируется только потребностью обеспечения горной массой экскаватора для производительной его работы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Богацкий В. Ф.* Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного влияния промышленных взрывов / В. Ф. Богацкий, А. Г. Фридман. – М.: Недра, 1982. – 162 с.

2. *Богацкий В. Ф., Пергамент В. Х.*. Сейсмическая безопасность при взрывных работах / В. Ф. Богацкий, В. Х. Пергамент. – М: Недра, 1978. – 128с.

3. Безопасность при взрывных работах: Сб. докум. Серия 13. Выпуск 1. – 3-е изд., испр. и доп. –М.: ЗАО "Научно-технический центр исследований промышленной безопасности", 2012. – 264 с.

4. *Кутузов Б. Н.* Применение скважинных зарядов ВВ с пористой забойкой на гранитных карьерах / Б. Н. Кутузов, В. А. Безматерных, Г. П. Берсенев. – Изв. Вузов. Горный журнал. № 12, 1988. С. 45 – 49.

5. *Катанов И. Б.* Низкоплотные материалы в конструкции скважинных зарядов на карьерах / И. Б. Катанов, В. С. Федотенко. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2012. – 124 с.

6. *Ляхов, Г. М.* Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах. – М.: Недра, 1974. – 192 с.

□Авторы статьи

Катанов
Игорь Борисович,
докт. техн. наук,
проф. каф. «Открытые горные работы» КузГТУ.
E-mail: noa-0025@yandex.ru

Роут
Геннадий Николаевич,
канд. техн. наук,
ст. преп. каф. "Маркшейдерское дело, картографии и геодезии" КузГТУ.
E-mail: rgn2347@gmail.com