

Изобретение относится к ведению взрывных работ и может быть использовано для улучшения качества дробления горных пород за счет рационально организованного взаимодействия волн напряжений и увеличения времени действия взрыва на массив горных пород.

Известен способ разрушения горных пород. Он предполагает размещение в массиве горных пород удлиненных зарядов взрывчатого вещества (ВВ) с серией равномерно распределенных инициаторов вдоль каждого заряда с расстояниями между инициаторами (1), определяемыми из выражения:

$$(7,5-8,57) d \leq l \leq \frac{1}{3} W,$$

где  $d$  - диаметр заряда,  $W$  - расстояние по нормам от оси заряда до свободной поверхности, и последовательный подрыв инициаторов от одного с торцов заряда через равные промежутки времени ( $t$ ), определяемые по формуле:

$$\tau = (0,4-0,6) \frac{1}{D},$$

где  $D$  - скорость детонации ВВ.

Известный способ позволяет обеспечить увеличение объема дробленного продукта, уменьшение расхода ВВ, улучшение качества дробления горных пород.

Однако, известному способу присущи недостатки:

- ограниченная область применения зарядами малого диаметра;
- нацеленность способа на усиленное дробление только одного из участков массива, прилегающего к одному из концов заряда;
- способ ограничивается лишь улучшением волнового воздействия энергии взрыва на массив и не предусматривает усиления квазистатической фазы взрыва за счет дополнительной задержки продуктов детонации в скважине усиленной забойки.

Своевременность необходимости совершенствования известного способа разрушения горных пород, повышения его эффективности и снижения расхода ВВ подтверждается высокими ценами на ВВ, формирующими большую часть себестоимости взрывания горных пород.

В основу изобретения поставлена задача создать такой способ разрушения горных пород, в котором рационально используется энергия волн напряжений от взрыва зарядов в отбиваемом массиве горных пород путем суммирования их в районе труднодробимого участка отбиваемого слоя за счет выбора величины частот скважинных зарядов, иницируемых отдельно, их количества, порядка и периодичности инициирования и одновременного усиления запирающего действия забойки, что позволяет уменьшить расход взрывчатого вещества при улучшении качества дробления горных пород.

Для решения поставленной задачи в известном способе разрушения горных пород, включающем размещение в них удлиненных зарядов взрывчатых веществ с серией инициаторов в каждом заряде, равномерно распределенных вдоль него, последующее взрывание каждой серии с использованием одной из схем монтажа внешней взрывной сети и подрыв каждого инициатора в серии через равные промежутки времени, в котором согласно изобретению расстояния между инициаторами (1) определяют из выражения  $0,45 W \geq l \geq 8,6 d_3$ , при этом для зарядов большого диаметра предпочтительными являются границы  $0,35 W \geq l \geq 2 d_3$ , а малого  $-0,3 W \geq l \geq 7,5 d_3$ , где  $W$  - расстояние от центра заряда диаметром  $d_3$  до свободной поверхности, а их количество выбирают в зависимости от толщины отбиваемого слоя, например высоты уступа, и из условия суммирования волн напряжений от участков заряда, подрываемых отдельными инициаторами, в требуемом участке отбиваемого слоя горных пород, при этом порядок их инициирования в заряде определяют расположением требуемого участка в отбиваемом слое горных пород: если в торцевой части заряда - то от границы с забойкой к торцу, в районе забойки - от торца заряда к забойке, в обоих названных местах - то расходящийся порядок инициирования - к торцу и к забойке от выбранного в заряде места для начального импульса, а интервалы времени ( $\tau$ ) между подрывом отдельных последовательно расположенных инициаторов выбирают из выражения  $\tau = (0,3 - 0,8) \frac{1}{D}$  где  $D$  - скорость детонации взрывчатого вещества, кроме того, в забойке размещают запирающий заряд, который иницируют после срабатывания граничного с забойкой слоя заряда.

Существенными признаками заявляемого способа разрушения горных пород являются:

- размещение в породе удлиненных зарядов ВВ, а внутри и вдоль каждого из них серии равномерно распределенных инициаторов;
- взрывание каждой серии инициаторов и подрыв через равные промежутки времени каждого из инициаторов в серии;
- определение расстояния между инициаторами по выражению  $0,45 W \geq l \geq 8,6 d_3$ , при этом для зарядов большого диаметра предпочтительными являются границы  $0,35 W \geq l \geq 2 d_3$ , а малого  $-0,3 W \geq l \geq 7,5 d_3$ , где  $W$  - расстояние от центра заряда диаметром  $d_3$  до свободной поверхности;
- определение количества инициаторов в серии и порядка их инициирования;
- выбор интервала времени между подрывом отдельных инициаторов;
- размещение запирающего заряда в забойке;

Новыми существенными признаками являются:

- определение расстояния между инициаторами по выражению  $0,45 W \geq l \geq 8,6 d_3$ , при этом для зарядов большого диаметра предпочтительными являются границы  $0,35 W \geq l \geq 2 d_3$ , а малого  $-0,3 W \geq l \geq 7,5 d_3$ , где  $W$  - расстояние от центра заряда диаметром  $d_3$  до свободной поверхности;
- определение количества инициаторов в серии и порядка их инициирования;
- выбор интервала времени между подрывом отдельных инициаторов;
- размещение в забойке запирающего заряда, который иницируют после обрабатывания граничного с забойкой слоя заряда.

Благодаря размещению внутри каждого заряда серии равномерно распределенных инициаторов на рациональных расстояниях друг от друга, определяемых предложенным способом, а также определению их

количества и порядка (направления) подрыва через выбранные по формуле интервалы времени обеспечивается управляемое срабатывание удлиненного заряда с рациональным использованием энергии волн напряжений от его взрыва путем суммирования их в требуемом (по условию труднодробимости) участке массива горных пород. За счет этого улучшается качество дробления требуемого участка и массива в целом, увеличивается объем зоны дробления, что уменьшает расход ВВ. Благодаря размещению в забойке запирающего заряда, который получает инициирующий импульс после срабатывания граничного с забойкой слоя заряда через посредство отдельного отрезка ДШ, соединяющего запирающий заряд с этим слоем, увеличивается время действия продуктов детонации в зарядной полости на массив. В результате они отдают массиву больше энергии, что обеспечивает уменьшение расхода ВВ при улучшении качества дробления горных пород.

Благодаря совокупности перечисленных выше известных и новых существенных признаков стали возможным более рациональное использование энергии волн напряжений от взрыва зарядов в отбиваемом массиве горных пород путем суммирования их в районе труднодробимого участка отбиваемого слоя, что позволяет уменьшить расход ВВ при улучшении качества дробления горных пород.

Изобретение поясняется чертежами (фиг. 1, 2)

На фиг. 1 показан уступ 1, вертикальная скважина 2 в нем с зарядом 3 ВВ в ней, в котором размещена серия равномерно распределенных инициаторов 4, последовательность подрывания которых обозначена 4а, 4б, и т. д., закрепленных на скважинной магистрали ДШ 5, которая соединена с поверхностной магистралью ДШ 6 стандартным узлом 7. Над зарядом 3 размещена забойка 8 с запирающим зарядом 9 в ней, закрепленным на шпегате 10 и соединенным со слоем заряда 3, контактирующего с забойкой 8, отдельным отрезком ДШ 11. На фиг. 1 рассматриваются различные варианты размещения труднодробимых участков. В варианте а) рассматривается наиболее часто встречающийся случай размещения труднодробимого участка уступа 1 в районе его подошвы 12. Согласно изобретению, направление подрыва 13 серии равномерно распределенных инициаторов 4 - к торцу заряда 3, т. е. сверху вниз. Вариант б) рассматривает случай, когда труднодробимый участок уступа 1 находится в области, контактирующей с забойкой 8, и направление подрыва 13 серии равномерно распределенных инициаторов 4 - к забойке 8, т. е. снизу вверх. Вариант в) - случай, когда труднодробимыми являются два участка уступа 1: в районе его подошвы 12 и в области, контактирующей с забойкой 8, и направление подрыва 13 серии равномерно распределенных инициаторов 4 направленно к торцу заряда 3 и к забойке 8 одновременно, т. е. в противоположных направлениях.

Процесс разрушения уступа 1 зарядом 3 покажем на примере наиболее часто встречающегося случая размещения труднодробимого участка уступа 1 в районе его подошвы 12 (фиг. 1а). Взрывной импульс от поверхностной магистрали 6 поступает через узел 7 к скважинной магистрали ДШ 5 и по ней - к серии равномерно распределенных инициаторов 4, подрыв которых осуществляется в направлении 13 сверху вниз. В этом случае при подрыве первого инициатора 4а, расположенного в верхней части заряда 3, по уступу 1 горных пород распространяется частная волна напряжений. Ввиду того, что скорость детонации ДШ 5 равна 7 - 7,5 км/с, а применяемых в зарядах 3 ВВ - 3 - 6 км/с, каждый последующий равномерно распределенный инициатор 4б и т. д. обрабатывает раньше, чем к нему по заряду 3 ВВ проходит детонационная волна, возбужденная предыдущим инициатором, в результате чего образуются очаги повышенного давления, обусловленного столкновением движущихся в заряде 3 ВВ встречно направленных детонационных волн. На фиг. 2 приведено графическое построение ударных волн, излученных удлиненным зарядом 3 ВВ, т. е. показана волновая картина наложения частных волн напряжений а', б', в' и т. д. по мере развития детонационного процесса, соответствующая многоточечному инициированию заряда 3 ВВ. Размещение в скважине 2 заряда 3 ВВ и системы равномерно распределенных инициаторов 4 и последующее взрывание заряда 3 ВВ путем последовательного от одного его конца к другому, подрыва системы равномерно распределенных инициаторов 4 через равные промежутки времени а", б", в" и т. д. меньше, чем временной интервал, требующийся для прохождения детонационной волной по заряду 3 ВВ расстояния между смежными инициаторами 4а, 4б и т. д., обеспечивает движение в заряде 3 ВВ одновременно нескольких детонационных фронтов, а следовательно, и излучения в окружающую среду равного числа частных волн напряжений а', б' и т. д., которые образуют такую интерференционную картину наложения частных волн напряжений а', б' и т. д. друг на друга, при которой происходит увеличение максимальных суммарных напряжений в дальней зоне действия взрыва и уменьшение их вблизи заряда 3 ВВ. На фиг. 2 показаны частные волны напряжений а', б' и т. д., движущиеся в направлении подрыва 13, т. е. от секции "а" к секции секции "е" (фиг. 2а) или от секции "а" к секции "в" (фиг. 2б). В области торца (фиг. 2а) или торца и забойки 8 (фиг. 2б) происходит многократное воздействие меньших (по сравнению с суммарной) по силе частных волн напряжений а', б' и т. д. Усиливается суммарное напряжение вокруг труднодробимого участка в районе подошвы уступа 1 горных пород (фиг. 2а) или в двух труднодробимых участках - в районе подошвы уступа 1 и слоя, контактирующего с забойкой 8 (фиг. 2б). Следует отметить, что рассмотренные на фиг. 1 случаи размещения труднодробимых участков охватывают подавляющее большинство случаев. Таким образом, достигается интенсивное и многократное нагружение труднодробимого участка с обеспечением высокого качества дробления горных пород в нем.

Однако у явления взрыва есть две фазы, обеспечивающие эффективность дробления горных пород: скоротечная волновая, описанная выше, и более длительная квазистатическая. При скорости взрывных волн в массиве 2-5 км/с и расстояниях между зарядами 6 - 8 м с учетом возникновения отраженных волн их прохождение по разрушающему уступу 1 заканчивается через 5-8 мс, тогда как полный процесс разрушения уступа 1 согласно литературным данным составляет 80-100 мс, т. е. временной интервал общий на порядок превышает длительность волновой фазы взрыва. Всякое увеличение общей длительности времени действия взрыва приводит к передаче большей доли энергии взрыва разрушаемой горной породе и повышению коэффициента полезного действия взрыва. Эта цель достигается взрывом запирающего заряда 9, размещенного в забойке 8. Его срабатывание осуществляется от отдельного отрезка ДШ 11, который получает импульс от слоя заряда 3 ВВ, контактирующего с забойкой 8. Срабатывание запирающего заряда 9

вызывает прохождение по раскаленным сильно сжатым взрывным газом в скважине 2, как по жидкости, волны, ее отражения от торца скважины и возврат к тому месту, где был запирающий заряд 9. Условно можно предположить, что задержка времени вылета продуктов детонации из скважины 2 и соответственно увеличение длительности действия взрыва равна интервалу времени на прохождение прямой волны по газам взрыва до торца скважины и отраженной по ним же назад к забойке 8. Если принять скорость такой волны  $(0,6 - 0,8)D$ , а  $D = 4$  км/с, при высоте уступа равной 15 м длина заряда часто составляет 12 м; время задержки составляет 8 - 10 мс, т. е. общая длительность взрыва увеличится приблизительно на 10%.

На фиг. 26 показан случай развития процесса взрыва, когда труднодробимые участки находятся одновременно на уровне подошвы 12 уступа 1 на уровне забойки 8. Процесс взрывания протекает аналогично с той разницей, что точку начала инициирования серии последовательно распределенных инициаторов 4 выбирают в каждом конкретном случае индивидуально: по центру заряда 3 или ближе к одному из его торцов в зависимости от условий взрывания.

С целью изучения положительного действия предложенных факторов был проведен комплекс исследований на Каджаранском карьере Зангезурского медномолибденового комбината. На горизонте +835 м был подготовлен к взрыву блок горных пород их шестнадцати скважин диаметром 0,25 м. Высота уступа (толщина отбиваемого слоя) составляла 20 м. Длина забойки 5 м. Длина перебура 2 м. Длина заряда игданита:  $20 + 2 \cdot 5 = 17$  м. Блок был разделен на две части по 8 скважин в каждой. В одной части блока 8 скважин были расположены на паспортном расстоянии друг от друга (6х6 м), а в другой части (экспериментальной) - на расстоянии 6,5 х 6,5 м. В части блока с паспортным расположением скважин был применен обычный способ взрывания заряда, а в другой части применили предложенный способ разрушения горных пород. Серии инициаторов для удлиненных зарядов изготавливали следующим образом. По выражению  $0,35 W \geq 1 \geq 2d_3$  определяли расстояние между инициаторами серии. В этом случае  $W = 7$  м, а  $d_3 = 0,25$  м, тогда выражение принимает вид  $245 \geq 1 \geq 0,5$ . Толщина отбиваемого слоя 20 м. Требуемый (труднодробимый) участок, в котором необходимо улучшить качество дробления, - подошва уступа. Приняли расстояние между инициаторами в серии 1,2 м и закрепили их на двух нитях детонирующего шнура марки ДШ-А. Для этого на поверхности уступа были выложены камни - "реперы" на расстоянии 1,2 м друг от друга. Вдоль этих камней разматывали две бухты ДШ и против каждого камня крепили инициатор - часть спецпатрона аммонита № 6 массой около 1 кг. Всего в серии было 9 инициаторов. Отдельно на отрезке ДШ длиной 5 м изготавливали запирающий заряд для забойки также массой около 1 кг из того же ВВ. По формуле  $t = (0,3 - 0,8) 1/D$  определяли интервал времени срабатывания между подрывом отдельных инициаторов. Поскольку  $l = 1,2$  м, а скорость детонации игданита  $D = 2800$  м/с, то по формуле время между подрывом отдельных инициаторов в серии должно находиться в пределах:

$$\tau = \frac{1,2 \text{ м}}{2800 \text{ м/с}} (0,3 - 0,8) = (0,0129 - 0,343) \text{ мс.}$$

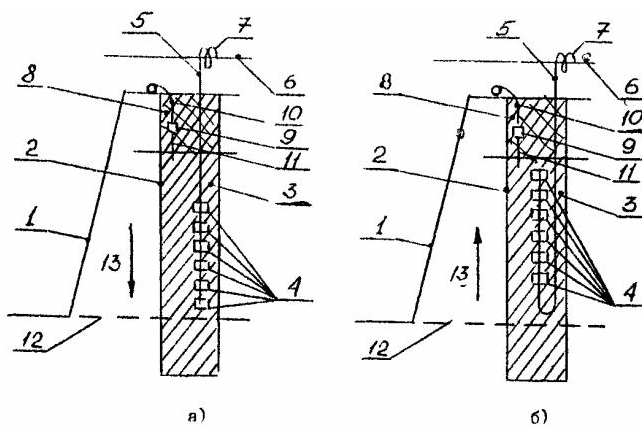
Поскольку инициаторы расположены на ДШ-А, скорость детонации которого 7000 м/с, интервал времени между подрывом каждого из них будет равен:

$$\tau = \frac{1,2 \text{ м}}{7000 \text{ м/с}} = 0,171 \text{ мс.}$$

т. е. интервал времени между подрывом инициаторов в серии находится в требуемых пределах. Перед заряданием серию инициаторов на нитях ДШ опускали в скважины. Также в скважину на уровень середины забойки опускали запирающий заряд на шпигате, от которого нить ДШ-А опускалась ниже забойки до уровня части заряда, контактирующей с забойкой. Подобным образом готовили к заряданию все скважины. После этого скважины заполняли зарядом игданита на высоту 17 м, а сверху размещали забоечный материал. Затем монтировали внешнюю взрывную сеть из нитей ДШ-А. При этом нити ДШ-А, выходящие из скважин, на которых закреплены серии инициаторов, закрепляли к поверхностным магистралям ДШ-А. В поверхностной сети из ДШ-А устанавливали пиротехнические реле известным способом. В процессе взрывания импульс от поверхностной магистрали ДШ-А поступал к каждой серии инициаторов на ДШ-А, размещенных в скважинах, и порядок инициирования инициаторов в серии был от забойки к торцу заряда, поскольку труднодробимый участок расположен на уровне подошвы уступа. В этом случае нижний инициатор в серии располагался на 0,5-1,5 м выше уровня подошвы уступа, а верхний - на 4-5 м ниже контакта заряда с забойкой. После срабатывания первого из инициаторов в серии детонация заряда шла в двух направлениях. Основная часть - к его торцу, управляемая серией инициаторов с обеспечением суммирования волн напряжений в районе подошвы уступа, и вверх - к границе заряда с забойкой. В момент, когда приконтактный слой заряда с забойкой срабатывает, воспринимает детонацию отдельный отрезок ДШ-А, который передает ее запирающему заряду. Срабатывание последнего обеспечивает усиление запирающего эффекта, увеличение времени действия взрыва на массив. В результате выполненного экспериментального взрыва на участке блока, взорванного предложенным способом разрушения горных пород, был увеличен объем дробления (сетка скважин 6,5 х 6,5 м); получено улучшение качества дробления горных пород: размер среднего куска 0,25 м против 0,27 м на участке, взорванном по обычной технологии; улучшена проработка подошвы уступа: на экспериментальном участке при экскавации было понижение уровня подошвы на 1 м ниже проектного значения, тогда как на контрольном участке - 0,6-0,8 м выше проектного значения.

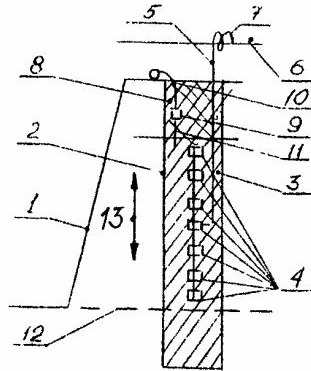
Согласно результатов испытаний преимуществом заявляемого способа разрушения горных пород по сравнению с прототипом является: увеличение объема дробленного продукта, уменьшение расхода ВВ, улучшение качества дробления горных пород и проработки подошвы уступа.

Преимущество предложенного изобретения заключается в том, что при его использовании благодаря рациональному использованию энергии волн напряжений от взрыва зарядов в отбиваемом массиве горных пород и усилению запирающего эффекта забойки, уменьшается расход ВВ при улучшении качества дробления горных пород, что в конечном итоге повышает экономические показатели предприятия, использующего предложенный способ разрушения горных пород.



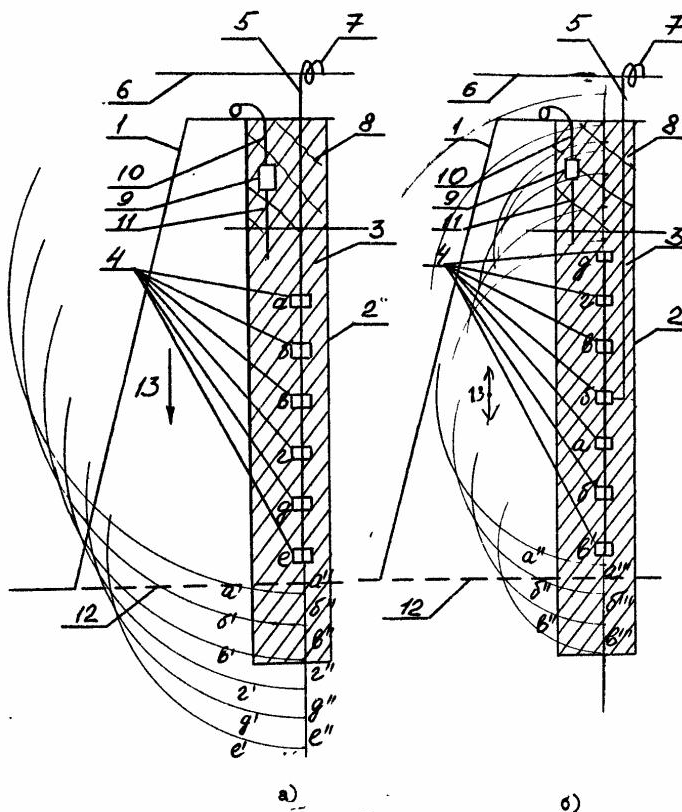
а)

б)



в)

Фиг. 1



а)

б)

Фиг. 2