

**ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА СПОСОБА
ВЗРЫВНОГО ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД
С РЕГУЛИРУЕМЫМИ ФОРМАМИ И ПАРАМЕТРАМИ
ЗАЖАТОЙ СРЕДЫ**

Уринов Ш.Р.¹, Махмудов Д.Р.², Норов А.Ю.¹

¹*Навоийский государственный горный институт, Узбекистан*

²*Ташкентский государственный технический университет,
Узбекистан*

Разработаны научные основы управления энергией взрыва скважинных зарядов взрывчатых веществ при дроблении массива с регулируемыми формами и параметрами зажатой среды. Разработан способ дробления горных пород с регулируемыми формами и параметрами зажатой среды, обеспечивающего требуемое качество взорванной массы, сохранение геологической структуры массива, увеличение производительности выемочно-погрузочного оборудования и снижение объема подготовительно-восстановительных работ на уступе.

В настоящее время известно три варианта взрывания с использованием зажатой среды, которые различаются числом открытых поверхностей и их расположением, характером подпорной стенки и последовательностью взрывания отдельных зарядов: взрыв на необработанную горную массу, подпор горной массой, разрушенной первой небольшой группой зарядов, и взрывание подпорной стенкой.

Вместе с тем, существуют нерешенные проблемы, обусловленные отсутствием исследований по определению рациональных параметров подпорной стенки при различных формах зажатой среды, исследований снижения прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород при многократных взрывных нагрузках и разработке способа и рациональных параметров зажатой среды с различной формой.

Установлено, что по классической схеме взрыва скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) под действием газообразных продуктов детонации, а также волны сжатия и растяжения, под действием которых происходит сжимающие, раздавливающие напряжения, образуются зоны управляемого дробления, состоящие из зоны раздавливания и зоны трещинообразования. При массовом взрыве скважинных зарядов ВВ происходит дробление горной породы, а ее куски приобретают определенную ско-

рость. При короткозамедленном взрывании и различных схемах инициирования процесс дробления происходит еще интенсивнее за счет разрушения разлетающихся кусков при их соударении, т.к. предел прочности пород при растяжении в случае многократного нагружения меньше их предела прочности при однократном нагружении.

Установлено, что вопросам оптимизации ширины подпорной стенки посвящено недостаточно работ. В научных работах отсутствуют исследования по определению рациональных параметров подпорной стенки при различных формах зажатой среды. Исследование снижения прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород при многократных взрывных нагрузках в научной литературе не освещены.

В результате рассмотрения физической картины взрывного разрушения массива горных пород по классической схеме действия взрыва, исследованы зоны взрывного разрушения массива горных пород и проведены аналитические исследования по определению рациональных параметров подпорной стенки при трапециевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды [1].

Величина зоны раздавливания горных пород при взрыве зарядов ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород:

$$r_{раз} = \frac{r^4 \sqrt{\frac{\gamma_{ВВ} Q}{\Delta}}}{0,476 \sqrt{v_{кр}}}, \text{ м.} \quad (1)$$

где r – радиус заряда ВВ, м;

$\gamma_{ВВ}$ – объемный вес ВВ, кг/м³;

Q – энергия единицы веса, кгм/кг;

Δ – объемный вес породы в естественном состоянии, кг/м³;

$v_{кр}$ – критическая скорость частиц горных пород, м/с.

Установлено изменение радиуса зон радиальных трещин в зависимости от среднего диаметра отдельностей в массиве по степени блочности и высоты взрываемого уступа, коэффициента, учитывающего использование энергии ВВ на дробление горных пород при конкретных схемах взрывания, а также высоты заряда ВВ в скважине и коэффициента сближения скважин [2]:

$$r_{p.m.} = \sqrt{\frac{pl_{зар}}{mH_y \frac{1}{\alpha d_0} \ln \frac{d_0}{d_i}}}, \text{ м}, \quad (2)$$

где p – вместимость 1 п.м. скважины, м³;
 $l_{зар}$ – длина заряда в скважине, м;
 m – коэффициент сближения скважин;
 H_y – высота уступа, м;
 α – коэффициент, учитывающий использование энергии ВВ на дробление пород при конкретных схемах взрывания, м²/кг;
 d_0 – средний диаметр отдельностей массива по степени блочности (трещиноватости), мм;
 d_i – средний диаметр взорванного куска горных пород, мм.

Радиус зоны трещинообразования прямо пропорционально зависит от радиуса заряда ВВ, скорости распространения продольных волн напряжений, предела прочности горных пород на сжатие и обратно пропорционально скорости распространения поперечных волн напряжений и предела прочности горных пород на растяжение:

$$r_{mp} = \frac{r_c \cdot C_p}{\sigma_p} \cdot \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{3C_p^2 - 4C_s^2} \sqrt{\frac{\gamma \sigma_{сжс}}{5}}, \text{ м}, \quad (3)$$

где r_c – радиус скважинного заряда ВВ, м;
 C_p, C_s – скорость распространения, соответственно, продольных и поперечных волн, м/с;
 γ – показатель изэнтропы;
 $\sigma_{сжс}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа;
 σ_p – предел прочности пород на растяжение, МПа.

Аналитически исследованы геометрические параметры трапециевидной, треугольной и сегментной форм зажатой среды и определены рациональные параметры подпорной стенки (рис. 1).

Фактическая линия наименьшего сопротивления (ЛНС) определяется по формуле:

– при трапециевидной и треугольной формах

$$W_f = \left(x + \frac{3aH + 2(k+1)ctg\varphi}{3} H \right) \sin\varphi, \text{ м}; \quad (4)$$

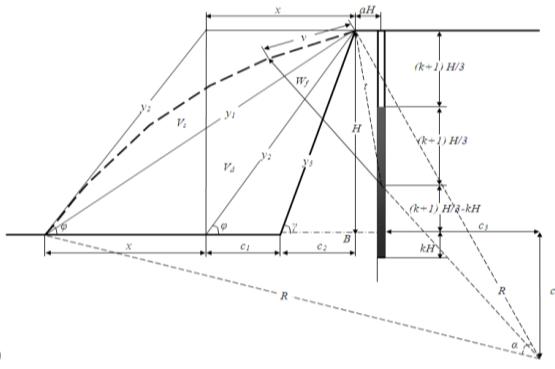
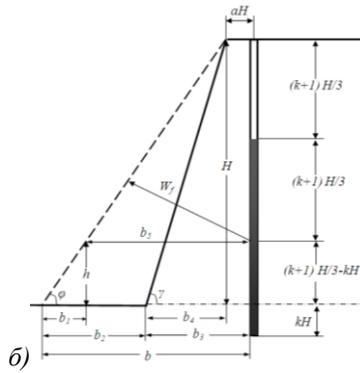
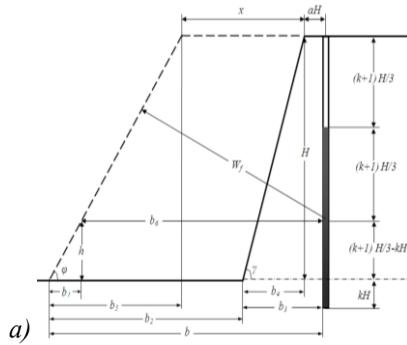


Рис. 1 – Схемы определения рациональных параметров подпорной стенки при формах зажатой среды: а – трапециевидной, б – треугольной, в – сегментной

– при сегментной форме

$$W_f = R - \sqrt{(\sqrt{R^2 - (R \cos \varphi + H)^2} - aH)^2 + (R \cos \varphi + \frac{1-2k}{3} H)^2}, \text{ м}, \quad (5)$$

где x – ширина подпорной стенки поверху, м;

aH – безопасное расстояние от верхней бровки уступа до центра скважины, м;

φ – угол откоса подпорной стенки трапецевидной формы, град.;

k – коэффициент, учитывающий перебур скважин;

R – радиус сегмента, м;

H – высота уступа, м.

Единичный объём подпорной стенки определяется по формуле:

– при трапецевидной форме

$$V = (x + H/2(ctg \varphi - ctg \gamma))H, \text{ м}^3, \quad (6)$$

– при треугольной форме

$$V = H^2/2(ctg \varphi - ctg \gamma), \text{ м}^3, \quad (7)$$

– при сегментной форме

$$V = \frac{1}{2} \left(R \sin \varphi - H \text{ctg} \gamma - \sqrt{R^2 - (R \cos \varphi + H)^2} + R^2 (\alpha - \sin \alpha) \right) \cdot H, \text{ м}^3,$$

где H – высота уступа, м;

γ – угол откоса уступа, град.

Таким образом, установлены фактическая ЛНС и объём развала горных пород при трапецевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды.

Исследованиями установлено изменение единичного объёма подпорной стенки при трапецевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды в зависимости от высоты уступа, угла откоса зажатой среды, угла откоса уступа, ширины подпорной стенки поверху и фактической ЛНС.

С увеличением высоты и угла откоса уступа, ширины подпорной стенки поверху, а также фактической линии наименьшего сопротивления единичный объём подпорной стенки при трапециевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды увеличивается, а с увеличением угла откоса подпорной стенки единичный ее объём при трапециевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды уменьшается.

Разработана комплексная методика исследования, на основе которой определены критерии дробления горных пород [3].

Проведены полигонные эксперименты по определению прочностных, упругих и деформационных свойств углисто-слюдистых и слюдисто-кварцевых пород. Горные породы относились к VIII, IX, X и XI категориям крепости по шкале СНИП-82.

В первой серии экспериментов исследовано снижение прочности горных пород, во второй – установлены зависимости качества дробления цилиндрических образцов горных пород под действием многократных динамических нагрузок, создаваемых взрывом электродетонаторов мгновенного действия.

Всего выделены 4 группы по 5 цилиндрическим образцам горных пород, которые подвергались 1-, 2-, 3-, 4- и 5-кратному взрывному нагружению путем подрыва электродетонаторов.

Для получения подтверждения изменения прочностных свойств горных пород после каждого взрыва, кроме определения скорости прохождения продольных и поперечных волн, определялись деформационные характеристики: относительная и поперечная. Расчетным путем определен модуль упругости и коэффициент Пуассона. Нагружение образцов горных пород осуществлялось на гидравлическом прессе.

Определено изменение максимальных продольных и поперечных деформаций пород в зависимости от многократных взрывных нагрузок и величин напряжений предварительно нагруженных образцов. Величина продольной и поперечной деформаций измерялась индикаторами.

В третьей серии экспериментов установлено изменение среднего диаметра куски взорванных горных пород в зависимости от числа неразрушающего взрывного нагружения и удельного расхода ВВ.

В результате полигонных испытаний установлены параболические зависимости изменения относительной прочности горных пород на сжатие и растяжение, а также относительной скорости

продольных и поперечных волн от количества взрывных нагружений в различных горных породах [4].

Экспериментально установлено, что в результате неразрушающего взрывного нагружения, даже после небольшого числа циклов, снижаются прочностные, упругие и деформационные свойства горных пород за счет образования макро- и микротрещин под действием многократных взрывных нагрузок, создаваемых взрывом электродетонатора. При действии многоциклических взрывных нагрузок прочность пород на сжатие снижается на 28 – 45 %, на растяжение – на 38 – 60 % от предела статической прочности горных пород.

Определены средние размеры куски взорванных горных пород в зависимости от числа неразрушающего взрывного нагружения и удельного расхода ВВ. Дроблению горных пород взрывом способствует явление снижения прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород.

Разработан и промышленно испытан способ взрывания массива горных пород с трапециевидной формой зажатой среды, позволивший повысить безопасность и увеличить производительность выемочно-погрузочного оборудования, уменьшить количество взрывов, снизить объем подготовительно-восстановительных работ на уступе, увеличить степень дробления горных пород, обеспечить сохранность геологической структуры горного массива и обеспечить регулирование параметрами развала взорванной горной массы.

Разработан способ взрывания в зажатой среде с использованием короткозамедленного взрывания, который может применяться в различных по крепости и трещиноватости горных породах. Согласно данному способу бурятся не менее четырех рядов взрываваемых скважин согласно паспорту БВР на карьере. Из ранее взорванных горных пород выемочно-погрузочным оборудованием формируется подпорная стенка трапециевидной формы. При сильнотрещиноватых горных породах с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова $f=8\div 14$ рекомендуется применять порядную схему с использованием продольных и поперечных врубов, для крепких среднеблочных пород – диагональная и радиальная схемы. Интервалы замедления между сериями зарядов принимаются 35 – 75 мс.

При разработке рациональных параметров зажатой среды рассмотрены общие вопросы формирования развала методом математического моделирования. Определены поля начальных

скоростей частей горного массива с учетом параметров скважинного заряда ВВ, геометрии его заложения и физико-механических свойств горных пород.

Рациональная высота подпорной стенки трапецевидной формы определяется по формуле:

$$h_{н.с.} > \frac{\sqrt{\left(W \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}\right)^2 + 4\left(\frac{1}{\sin \varphi} + \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}\right)V} - \left(W \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}\right)}{\frac{1}{\sin \varphi} + \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}}, \text{ м}, \quad (9)$$

где W – линия наименьшего сопротивления, м;

φ – угол откоса подпорной стенки трапецевидной формы, град.;

V – единичный объем подпорной стенки, м³.

Ширина подпорной стенки трапецевидной формы определяется по формуле:

$$L_c = x + H(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}, \quad (10)$$

где x – ширина подпорной стенки трапецевидной формы поверху, м;

H – высота уступа, м.;

α – угол откоса уступа, град.

Угол откоса подпорной стенки трапецевидной формы определяется из выражения:

$$\sin \varphi = \frac{W_f}{x + (a + 2/3 \operatorname{ctg} \varphi)H}, \text{ град.}, \quad (11)$$

где W_f – фактическая линия наименьшего сопротивления, м;

x – ширина подпорной стенки поверху, м;

a – расстояние от центра крайнего ряда скважин до верхней бровки уступа, м.

Разработанный способ и рациональные параметры подпорной стенки с трапецевидной формой успешно внедрены на карьере Мурунтау Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината и объектах открытой добычи АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат».

При взрыве на подпорную стенку с трапециевидной формой средний размер куска взорванной горной массы уменьшился на 29 %, а количество негабаритных кусков – на 22 %. Увеличение степени дробления позволило увеличить производительность экскаваторов на 5 %, а также снизить затраты на дробление негабаритов на 22 %.

За счет увеличения производительности экскаваторов и снижения затрат на вторичное дробление на дробильном оборудовании фактический экономический эффект составил 0,056 \$ на 1 м³ горной массы.

Таким образом, разработан способ дробления горных пород с регулируемыми формами и параметрами зажатой среды, обеспечивающего требуемое качество взорванной массы, сохранение геологической структуры массива, увеличение производительности выемочно-погрузочного оборудования и снижение объема подготовительно-восстановительных работ на уступе.

Библиографический список

1. *Насиров У.Ф., Махмудов Д.Р., Заиров Ш.Ш., Абдурашидов Ш.М. Исследование зоны трещинообразования при дроблении горных пород взрывом // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2017. – №4. – С. 19-21.*
2. *Насиров У.Ф., Умаров Ф.Я., Махмудов Д.Р., Заиров Ш.Ш. Исследование размеров зон раздавливания и трещинообразования при взрывном разрушении горных пород // Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург, 2018. – №2. – С. 54-60.*
3. *Умаров Ф.Я., Махмудов Д.Р., Очилов Ш.А. Методика исследования снижения прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород в полигонных условиях // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2018. – №1. – С. 29-31.*
4. *Насиров У.Ф., Умаров Ф.Я., Махмудов Д.Р., Заиров Ш.Ш. Исследование зон взрывного разрушения массива горных пород // Вестник Национальной Академии горных наук. – Алматы, 2018. – №1. – С. 47-54.*