

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ И ФОРМИРОВАНИЯ РАЗВАЛА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ВЗРЫВЕ В ТРЕЩИНОВАТОЙ СРЕДЕ

Г.А. Агаронян¹, А.Г. Агаронян²

¹ ЗАО “ГЕТН групп”

² ЗАО “Горнометаллургический институт”

В зависимости от параметров буровзрывных работ определены кинематические параметры отдельных элементов отбиваемого уступа и характер распределения пород из массива в развал, построены профили развала взорванной массы (форма развала). Установлено, что кинематические параметры взрыва, а следовательно, и параметры развала зависят от структурных особенностей разрушаемого уступа и мощности взрывчатого вещества в совокупности с параметрами его расположения в массиве горных пород.

Проведен анализ существующего состояния и показаны перспективы развития горных работ на нагорных и глубинных карьерах. Показано, что повышение эффективности открытых горных работ на нагорных и глубинных карьерах связано с совершенствованием формирования развала взорванной горной массы.

Ограничение ширины развала взорванной горной массы для нагорных карьеров с косогорным рельефом поверхности позволяет увеличить угол откоса рабочего борта карьера, что приводит к сокращению объема вскрышных пород. На глубинных карьерах регулирование параметров развала взорванной горной массы позволяет более эффективно использовать узкие рабочие площадки.

На основе теории разрушения трещиноватого массива, внешней баллистики и действия взрыва в твердой неупругой среде разработана методика исследования процесса перемещения и формирования развала взорванной массы. Предложенная методика позволила установить зависимости ширины и высоты развала от каждого параметра взрывания в отдельности и на основе этих отдельных зависимостей получить расчетные формулы, учитывающие комплексное влияние всех рассмотренных параметров взрывания.

Проведено сопоставление аналитических данных с результатами производственных взрывов.

Ключевые слова: развал взорванной горной массы, схема взрывания, кинематические параметры взрыва, взрывааемый блок уступа, сопротивление по подошве уступа.

Введение. Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом связана с созданием выработанного пространства в земной коре, что ведет к изъятию земель, предназначенных для нужд народного хозяйства, нару-

пению микроклимата и в какой-то мере экологического равновесия в районе месторождений.

Ежегодно открытыми горными работами нарушается около 150 тыс га земель. Добыча 1 млн т руды приводит к нарушению около 0,4...0,6 тыс га земельных ресурсов. Для складирования 1 млн м³ вскрыши требуется около 0,6 тыс га земель. Это вызывает необходимость сокращения площади поврежденных земель при открытой разработке. Одним из путей решения этой проблемы является уменьшение ширины рабочей площадки карьера. Сокращение ширины рабочей площадки связано с уменьшением ширины развала взорванной горной массы [1]. Наиболее актуальна эта проблема на нагорных и глубинных карьерах, где самой природой создается ограничение для выработанного пространства карьера.

Во многих странах мира существует ряд нагорных месторождений руд цветных металлов, разработка которых производится на ограниченных рабочих площадках. Увеличение объема добычи полезных ископаемых связано с повышением интенсивности открытых горных работ и, как правило, приводит к увеличению глубины карьеров. Последнее влечет за собой уменьшение ширины их рабочих площадок.

Интенсификация открытых горных работ на этих карьерах требует также создания специальной технологии взрывной подготовки горных пород к выемке, позволяющей на ограниченных рабочих площадках иметь развал необходимой ширины, высоты и степени разрыхления взорванной массы, обеспечивающей высокопроизводительную работу выемочно-погрузочного оборудования.

Разработка сложных месторождений руд цветных металлов открытым способом сопровождается, как правило, высокими потерями и разубоживанием руды [2]. Сокращение роста разубоживания и потерь руды при разработке сложных месторождений, представленных крепкими рудами и породами, возможно лишь с уменьшением ширины развала взорванной массы. Это объясняется тем, что с уменьшением ширины развала уменьшается деформация рудных тел и перемешивание их с пустыми породами. В этом случае будет обеспечено максимальное сохранение сложной геологической структуры блока, когда отдельные рудные тела при совместном взрывании с вмещающими породами полностью сохраняют в развале то положение и форму, которые они имели в целике.

Таким образом, регулирование параметров развала взорванной массы является одним из основных условий повышения эффективности открытых горных работ.

Постановка задачи и методы исследования. С целью получения развала взорванной горной массы заданных параметров необходимо изучить процесс перемещения и формирования развала взорванной массы. При этом использован

теоретический метод исследования - метод математического моделирования, который базируется на теории разрушения трещиноватого массива, внешней баллистики и действия взрыва в твердой неупругой среде.

Известно, что при взрыве зарядов взрывчатого вещества (ВВ) происходит дробление горной породы, а ее куски приобретают максимальные скорости и совершают инерциальное движение.

Процессы разрушения и перемещения скальных горных пород при скважинных зарядах можно разбить на три стадии. На первой стадии после детонации зарядов ВВ в среде возникает волна сжатия, которая приводит ее в движение. В результате осесимметрического движения среды развивается котловая полость цилиндрической формы, заполненная газообразными продуктами взрыва. Полость при симметричном развитии достигает своего предельного объема, который определяется свойствами среды и применяемого ВВ. На этой стадии завершается основной процесс дробления массива. На второй стадии из-за влияния свободных поверхностей нарушается осесимметричное развитие полости. Заключенные в полости газообразные продукты взрыва сообщают раздробленной части уступа движение, как бы выталкивая ее в стороны свободных поверхностей. На этой стадии элементы уступа достигают максимальных скоростей, создается запас кинетической энергии, обеспечивающий разлет кусков в поле силы тяжести. Третья, заключительная стадия - инерциальное движение и образование развала взорванной породы.

В соответствии с поставленной нами задачей - изучение движения отдельных элементов взрываемого уступа, рассмотрены последние две стадии развития взрыва. В этой связи были приняты следующие ограничения:

1. Перемещение среды совершается под действием расширяющихся продуктов взрыва. В массиве горных пород ударная волна вообще не образуется.

2. Газовая полость до момента времени $t_1 = r_{\text{п}} / D_{\text{ВВ}}$ расширяется осесимметрично, где $r_{\text{п}}$ – предельный радиус цилиндрической полости, м; $D_{\text{ВВ}}$ - скорость детонации ВВ, м/с.

3. Предельный радиус цилиндрической полости не превышает двух радиусов цилиндрического заряда $r_{\text{п}} \leq 2r_{\text{н}}$, где $r_{\text{н}}$ - радиус цилиндрического заряда, м.

Предположим, что взрываемый блок уступа имеет крупноблочную структуру, причем отдельные элементы взрываемого уступа представлены в форме куба. Для этого взрываемый блок уступа условно разделен на равные части плоскостями, параллельными плоскостям ZOX и YOZ (рис.1).

Для аналитического описания процесса разрушения необходимо учитывать степень дискретности среды. В целях упрощения расчетов были приняты следующие допущения:

1. Взрываема среда - однородная, масса каждого элемента взрываеого уступа одинаковая:

$$m_i = c^3 \gamma_{\pi} = \text{const}, m, \quad (1)$$

где c - размер элементарного блока, m ; γ_{π} - плотность породы, m/m^3 .

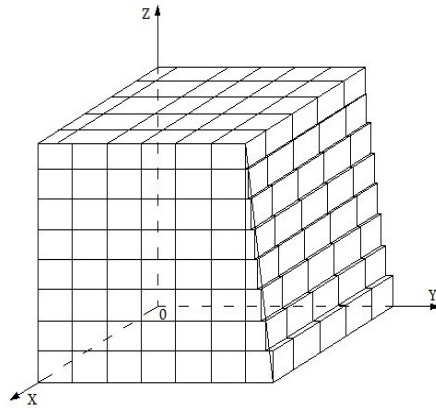


Рис. 1. Модель взрывного блока уступа

2. Взрываема среда - идеальная (между элементарными блоками нет касательных напряжений).

3. Взрываема среда - несжимаемая, неупругая.

Имея в виду, что дальность перемещения взорванной породы определяется в основном взрывом зарядов первого ряда скважин, значительный интерес представляет однорядное взрывание. В этой связи рассмотрен случай, когда одновременно взрываются два вертикальных скважинных заряда, расположенных в одну линию.

После детонации скважинных зарядов ВВ по истечении некоторого промежутка времени под действием расширяющихся продуктов ВВ элементы разрушаемого уступа обладают начальной скоростью R_i и вылетают под углом ϕ_i .

Вычислим начальную скорость R_1 и вылета ϕ_1 в точке K при взрыве двух вертикальных скважинных зарядов (рис.2).

Начальная скорость R_1 является результирующей горизонтальной составляющей скорости $V_{Г1}$ и вертикальной составляющей V_1 . Для определения горизонтальной скорости $V_{Г1}$ рассмотрен процесс детонации во взрывной полости (процесс осесимметрического расширения зарядной полости).

Пусть длина и радиус цилиндрического заряда соответственно равны $l_{зар}$ и r_n . Давление газообразных продуктов детонации до начала их расширения обозначим через P_n .

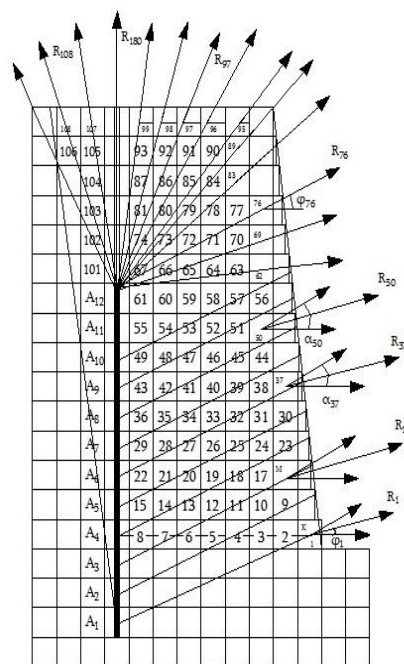


Рис. 2. Кинематика действия скважинных зарядов ВВ в профиле

В момент времени $t_1 = r_{II}/D$ продукты детонации продвигаются на предельное расстояние r_{II} и сообщают движение элементу 8 по направлению к оси ОХ (в сторону свободной поверхности уступа) со скоростью V_G (рис.3).

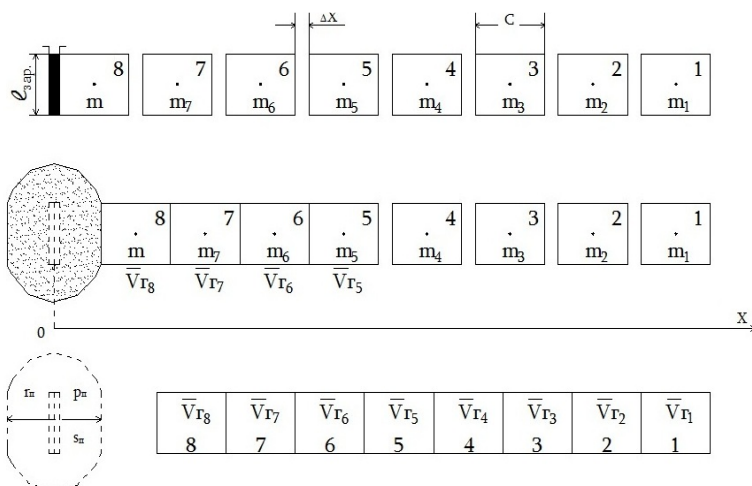


Рис. 3. Схема определения горизонтальной скорости элементов взрываемого уступа

При этом предельное давление газообразных продуктов детонации на стенке зарядной полости будет P_n .

Горизонтальная скорость движения элемента 8 определяется согласно [3]

$$V_r = \frac{D_{BB}d_{ck}}{32c} \sqrt{\frac{2\pi\rho_{BB}}{c\gamma_n}}, \text{ м/с.} \quad (2)$$

Элемент 8, имеющий скорость V_r , через время $t_0 = X_m/V_r$ (где X_m - ширина раскрытой трещины) неупругим ударом смыкается с элементом 7 и сообщает последнему скорость V_{r7} . При этом элемент 8 теряет свою кинетическую энергию и смещается со скоростью $V_r = V_{r7}$. Процесс завершается тогда, когда все элементы в трещинах уплотняются и элементу 1 сообщается скорость V_{r1} .

Согласно законам сохранения импульса:

$$V_{r1} = \frac{mV_r}{m + \sum_{i=1}^7 m_i}, \text{ м/с.} \quad (3)$$

Пользуясь теоремой Карно о потеряннй при неупругом ударе энергии [4] и учитывая, что

$$m = m_1 = m_2 = \dots = m_7, \text{ м,} \quad (4)$$

получим

$$V_{r1} = V_{r2} = V_{r3} = \dots V_{r8} = V_r / 8, \text{ м/с.} \quad (5)$$

Подставляя в формулу (2) значение V_r , получим

$$V_{r1} = \frac{D_{BB}}{256c} \sqrt{\frac{2\pi\rho_{BB}}{c\gamma_n}}, \text{ м/с.} \quad (6)$$

При условии $r > r_n$ нарушается осесимметричное развитие полости (начинается радиальное расширение зарядной полости). При этом элемент 1 приобретает вертикальную скорость V_1 . Величину V_1 определим из прямоугольного треугольника $A_4K A_1$ (рис.2):

$$V_1 = \frac{wV_{r1}}{\sqrt{w^2 + I_{\text{пер}}^2}}. \quad (7)$$

Подставляя в формулу (7) значение V_{r1} , имеем

$$V_1 = \frac{wD_{BB}}{256c} \sqrt{\frac{2\pi P_{BB}}{c\gamma_n(w^2 + I_{\text{пер}}^2)}}, \text{ м/с.} \quad (8)$$

Начальную скорость вылета элемента 1 (в точке **K**) вычислим с помощью теоремы косинусов:

$$R_1 = \sqrt{V_{r1}^2 + V_1^2 + 2V_{r1}V_1 \cos \alpha_1}, \text{ м/с,} \quad (9)$$

где

$$\alpha_1 = \arctg \frac{I_{\text{пер}}}{w}, \text{ град.} \quad (10)$$

Угол вылета в точке K равен

$$\varphi_1 = \arctg \frac{V_1 \sin \alpha}{V_1 \cos \alpha + V_{\Gamma 1}}, \text{ град.} \quad (11)$$

При одновременном мгновенном взрыве двух вертикальных скважинных зарядов ВВ горизонтальная составляющая скорости смещения элемента 1 определяется в виде (рис.4)

$$R_{\Gamma 1} = \sqrt{V_{\Gamma 1}^2 + V_{\Gamma n1}^2 + 2V_{\Gamma 1}V_{\Gamma n1}\cos\gamma_1}, \text{ м/с}, \quad (12)$$

где $V_{\Gamma 1}$, $V_{\Gamma n1}$ - горизонтальные скорости смещения элемента 1, возникающие от первого (Θ_1) и второго (Θ_2) зарядов ВВ:

$$V_{\Gamma 1} = \frac{W}{\sqrt{a^2 + W^2}} V_{\Gamma 1}, \text{ м/с}, \quad (13)$$

$$\gamma_1 = \arctg \frac{a}{W}, \text{ град.} \quad (14)$$

Тогда начальная скорость смещения R_i и угол вылета φ_i отдельных элементов взрываемого уступа определяются согласно (9) - (11).

Аналогичными расчетами определены и кинематические параметры вылета отдельных элементов взрываемого уступа, расположенных вне активной зоны действия скважинного заряда (в зоне забойки).

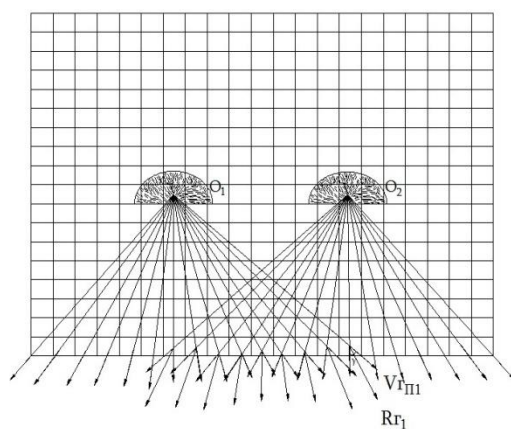


Рис.4. Кинематические действия двух вертикальных скважинных зарядов ВВ

Дальность полета и максимальная высота подъема отдельных элементов взрываемого уступа определены по формуле [5]

$$l_i = \frac{R_i^2 \sin 2\varphi_i}{g} + R_i \cos \varphi_i \sqrt{\frac{2}{g} (H_i + h_i)}, \text{ м}, \quad (15)$$

где H_i - высота отбываемых элементов, м; g - ускорение силы тяжести, $\text{м}^2/\text{с}$; h_i - максимальная высота подъема отдельных элементов, м:

$$h_i = \frac{R_i^2 \sin^2 \varphi_i}{2g}, \text{ м.} \quad (16)$$

Величину и форму развала взорванной массы получают по дальности падения элементов взорванной поверхности уступа и времени их полета, которое определяет последовательность укладки слоев в развале.

Дальность падения (место падения) отдельных элементов взрываемого уступа определялась с построением траектории их движения.

Для определения последовательности полета элементов отбиваемого уступа использованы процессы развития волны напряжений в модели из оптического активного материала при взрывании сплошного заряда ВВ [6].

С построением траектории движения отдельных элементов взрываемого уступа с учетом времени их полета, которое определяет последовательность укладки слоев в развале, получаем профиль развала взорванной массы (рис.5).

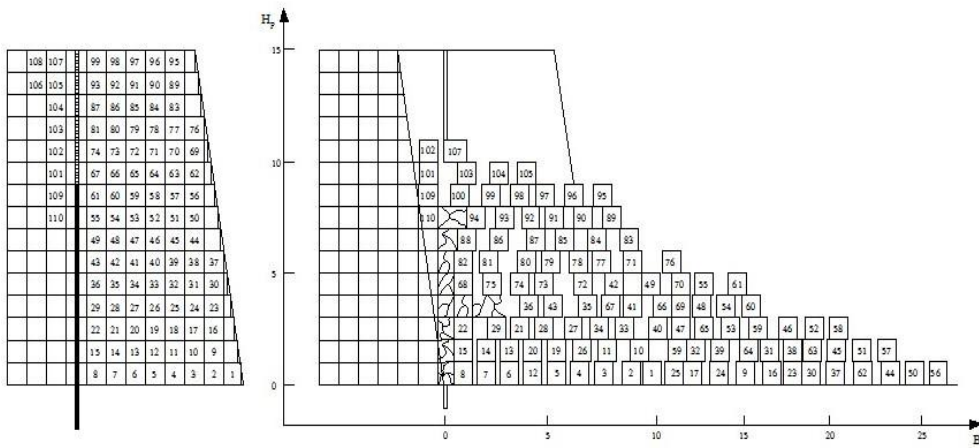


Рис. 5. Схема взрывного блока и формирования развала при взрывании вертикальными скважинными зарядами

При этом ширину развала определяем по формуле

$$B_p = w + L, \text{ м,} \quad (17)$$

где L - ширина отброшенной части развала, м; w - сопротивление по подошве уступа, м.

На рис.5 показана схема взрывного блока и профиля развала взорванной массы. Геометрические параметры взрывного блока и порядок расчета расположения скважинных зарядов приведены в таблице, что характерно для большинства карьеров цветной металлургии.

Нетрудно заметить, что предложенная методика исследования позволяет в зависимости от отдельных параметров взрывания получить характер распреде-

ления пород из массива в развале, определить форму и параметры развала взорванной массы.

Таблица

Геометрические параметры взрывного блока и порядок расчета расположения скважинных зарядов ВВ

Показатели	Параметры и расчетные формулы
Высота уступа, м	$H_y = 15$
Угол откоса уступа, град.	$\alpha_y = 80$
Диаметр скважины, мм	$D_{ск} = 250$
Длина перебура, м	$l_{пер} = (10-15) d_{ск} = 3$
Длина скважины, м	$l_{ск} = H_y + l_{пер} = 18$
Соппротивление по подошве уступа, м	$W = 8$
Расстояние между скважинами, м	$\alpha = (0,8 - 1,4)W = 8$
Длина забойки, м	$l_{заб} = (0,6-0,8)W = 6$
Тип ВВ	Аммонит 6ЖВ (скорость детонации ВВ $D_{вв} = 3600$ м/с, плотность ВВ $P_{вв} = 0,9$ т/м ³)
Блочность взрываемого массива	Крупноблочный (массив) $c = 1$ м

Результаты исследования. Для проверки выводов, сделанных на основе теоретических исследований, были проведены экспериментальные взрывы на Араратском известняковом карьере. Араратское месторождение представлено светло-серыми известняками крепостью 6...8 по шкале М.М. Протоdjяконова с объемным весом 2,14...2,52 т/м³. Известняк залегает почти горизонтальными пачками мощностью 0,5...1,2 м с небольшими прослойками глины. Пачки известняка нарушены и разбиты вертикальными трещинами на отдельности. Разработка проводится уступами высотой от 10 до 20 м, угол откоса уступа 80...83°, взрывные скважины бурятся диаметром 160 мм; при проведении опытно-промышленных взрывов были приняты порядные схемы взрывания. Удельный расход ВВ принимался 0,6 кг/м³, расстояние между скважинами в ряду - 4,5...6 м, сопротивление по подошве уступа - 6...8 м, длина перебура - 2 м, скважинные заряды - сплошные, длина заряда ВВ - 8...15 м. В качестве ВВ использовали аммонит 6ЖВ и аммиачную селитру.

Расположение скважин применялось однорядное.

Анализ результатов производственных взрывов показал довольно высокую сходимость с результатами экспериментальных исследований и аналитическими расчетами (расхождение усредненных параметров развала не превышало 12%).

Заключение. Анализ процесса перемещения и формирования развала трещиноватого массива позволяет сделать следующие выводы:

1. Начальная скорость движения элементов отбиваемого уступа, расположенных в зоне заряда ВВ, значительно превосходит скорость смещения элементов, находящихся в зоне забойки (рис.2).

2. Элементы отбиваемого уступа, находящиеся в зоне забойки, распределяются в верхней части развала (рис.5).

3. Элементы отбиваемого уступа, находящиеся в верхней части заряда ВВ, имеют наибольшую дальность разлета (рис.2, 5).

4. Кинематические параметры взрыва, а следовательно, и параметры развала зависят от структурных особенностей разрушаемого уступа и мощности ВВ в совокупности с параметрами его расположения в массиве горных пород (формулы (6), (8), (11)).

Литература

5. **Анистратов Ю.И.** Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов.- М.: Недра, 1988.- 430 с.
6. **Баранов Е.Г., Тангаев И.А.** Опыт селективной разработки сложных месторождений. - Фрунзе: Илим, 1969.- 188 с.
3. **Агаронян Г.А., Агаронян А.Г.** Выбор оптимальных параметров взрывания при отделении строительных каменных блоков от горного массива // Вестник Национального политехнического университета Армении: Металлургия, материаловедение, недропользование. - Ереван, 2015.- N1.- С.108-116.
4. **Финкельштейн Г.М.** Курс теоретической механики.- М.: Учпедгиз, 1959. – 684 с.
5. **Черниговский А.А.** Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. - М.: Недра, 1976.- 319 с.
6. **Ефремов Э.И., Петренко В.Д., Пастухов А.И.** Прогнозирование дробления горных массивов взрывом. - Киев: Наукова думка, 1990. – 120 с.

*Поступила в редакцию 27.12.2017.
Принята к опубликованию 29.05.2018.*

ՊԱՅԹԵՑՎԱԾ ԼԵՌՆԱՅԻՆ ԶԱՆԳՎԱԾԻ ՏԵՂԱՓՈԽՄԱՆ ԵՎ ՓԼՎԱԾՔԻ ԶԵՎԱՎՈՐՄԱՆ ԳՈՐԾԸՆԹԱՑՆԵՐԻ ՄՈԴԵԼԼԱՎՈՐՈՒՄԸ ՃԵՂՔԱՎՈՐՎԱԾ ՄԻՋԱՎԱՅՐՈՒՄ ՊԱՅԹԵՑՄԱՆ ԴԵՊՔՈՒՄ

Գ.Ա. Ահարոնյան, Ա .Գ. Ահարոնյան

Կախված հորատապայթեցման աշխատանքների պարամետրերից՝ որոշվել են պայթեցվող հանքաստիճանի առանձին տարրերի կինեմատիկական պարամետրերը, փվածքի պրոֆիլը (փվածքի ձևը) և պայթեցվող զանգվածի առանձին տարրերի տեղաբաշխման բնութագիրը փվածքում: Սահմանվել է, որ պայթեցման կինեմատիկական պարամետրերը, հետևաբար և փվածքի պարամետրերը, կախված են պայթեցվող

հանքաստիճանի կառուցվածքային առանձնահատկություններից, պայթուցիկ նյութի հզորությունից և պայթեցվող զանգվածում դրանց տեղաբաշխման պարամետրերից:

Իրականացված է բարձունքային և խոր բացահանքերում բաց լեռնային աշխատանքների ներկայիս վիճակի և զարգացման հեռանկարների վերլուծություն: Ցույց է տրված, որ բարձունքային բացահանքերում բաց լեռնային աշխատանքների արդյունավետության բարձրացումը կապված է պայթեցված լեռնային զանգվածի փլվածքի ձևավորման կատարելության հետ:

Մակերևույթի զառիթափ ռելիեֆով բարձունքային բացահանքերում պայթեցված լեռնային զանգվածի փլվածքի լայնքի սահմանափակումը հնարավորություն է տալիս մեծացնելու բացահանքի աշխատանքային կողի թեքման անկյունը, որը հանգեցնում է մակաբացման ծավալների փոքրացման: Խոր բացահանքերում պայթեցված լեռնային զանգվածի փլվածքի կարգավորումը թույլ է տալիս արդյունավետ օգտագործել նեղ աշխատանքային հրապարակը:

Շեղքավորված զանգվածի քայքայման, արտաքին բալիստիկայի և կոշտ ոչ առած-գական միջավայրում պայթեցման ազդեցության տեսությունների հիման վրա առաջարկվել է պայթեցված զանգվածի տեղափոխման և փլվածքի ձևավորման հետազոտման մեթոդիկա: Առաջարկված մեթոդիկան հնարավորություն է տալիս սահմանելու առանձին կախվածությունները փլվածքի լայնքի, բարձրության և պայթեցման յուրաքանչյուր պարամետրի միջև և այդ առանձին կախվածությունների հիման վրա ստանալու պայթեցման դիտարկվող բոլոր պարամետրերի համալիր ազդեցությունը հաշվի առնող հաշվարկային բանաձևեր:

Կատարված է հետազոտության և արդյունաբերական պայթեցման արդյունքների համեմատություն:

Առանցքային բաներ. պայթեցված լեռնային զանգվածի փլվածք, պայթեցման սխեմա, պայթեցման կինեմատիկական պարամետրեր, պայթեցվող հանքաստիճանի բլուկ, հանքաստիճանի հիմքի դիմադրություն:

MODELING THE PROCESS OF THE DISPLACEMENT AND FORMATION OF THE EXPLODED ROCK MASS DISINTEGRATION AT AN EXPLOSION IN A FRACTURED MEDIUM

G.A. Aharonyan, A.G. Aharonyan

Depending on the parameters of drilling and blasting operations, kinematic parameters of separate elements of the beat ledge and the nature of the rock distribution from the mass into the disintegration are determined, and the profiles of the collapse of the exploded mass (the shape of the collapse) are constructed. It is established that the kinematic parameters of the explosion, and therefore, the disintegration parameters depend on the structural peculiarities of the broken ledge and power of ES together with the parameters of its disposition within the rock mass.

The analysis of the existing state is introduced and the development perspectives of mining operations on the upland and deep pits are shown. It is shown that the increase in the

efficiency of the open mining operations on the upland and deep pits is connected with the improvement of the collapse formation for the exploded rock mass.

Limiting the width of the exploded rock mass collapse for upland pits with steep relief of the surface will allow to increase the slope angle of the working side of the quarry which leads to the reduction of the volume of the overburden rock. In the deep quarries, the regulation of the collapse parameters of the exploded rock mass allows to more efficiently use the narrow work platforms.

Based on the theory of destruction of the fractured massif, external ballistics and the effects of the explosion in a rigid non-resilient environment, a method for investigating the process of displacement and formation of the exploded mass collapse is developed. The proposed investigation method has allowed to determine the dependence of the width and height of the collapse on each parameter of explosion separately, and based on these dependences, to obtain calculation formulae, expressing the complex impact of all the considered parameters of explosion.

The analytical data are compared with the results of production explosions.

Keywords: collapse of the exploded rock mass, explosion pattern, kinematic parameters of the explosion, exploded block of the ledge, resistance on the sole of the ledge.