



Научная статья

УДК 622.271.3

DOI: 10.26730/2618-7434-2022-3-53-78

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Мартьянов В.Л.<sup>1,2</sup>, Колесников В.Ф.<sup>1</sup>, Лапаев М.Н.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Кузбасский государственный технический университет Т.Ф. Горбачева

<sup>2</sup> Филиал Кузбасского государственного технического университета в г. Прокопьевск



### Информация о статье

Поступила:

18 августа 2022 г.

Рецензирование:

25 сентября 2022 г.

Принята к печати:

29 сентября 2022 г.

### Ключевые слова:

буровзрывные работы,  
открытые горные работы,  
внутренний отвал,  
угленасыщенная зона, развал  
взорванной горной массы

### Аннотация.

В настоящее время при разработке наклонных месторождений обычно применяется транспортная технология, которая и определяет параметры и организацию буровзрывных работ на уступах. При решении задачи применения на наклонных месторождениях комбинированной технологии вопросы подготовки пород взрывом приобретают ряд специфических особенностей, прежде всего характерных для производства горных работ в пределах средней и нижней зон. Известно, что все технологические решения базируются, как правило, на использовании определенного вида горнотранспортного оборудования. При разработке пород средней зоны указанные выше особенности заключаются в том, что для обустройства отрабатываемой по бестранспортной технологии средней зоны необходимо иметь высокопроизводительные станки, способные бурить скважины на глубину до 50-70 м и более. Реализация рассматриваемой комбинированной разработки наклонных месторождений в части, касающейся бестранспортной отработки средней зоны, базируется на применении здесь технологии взрывания со сбросом породы в выработанное пространство. А это, в свою очередь, предопределяет требования к выбору параметров буровзрывных работ и прежде всего к выбору направления скважин и удельного расхода ВВ. В данной статье рассматриваются вопросы взрывного перемещения породы и формирования развала взорванной горной массы в условиях комбинированной разработки наклонных месторождений.

**Для цитирования:** Мартьянов В.Л., Колесников В.Ф., Лапаев М.Н. Исследование параметров буровзрывных работ при комбинированной технологии разработки наклонных месторождений // Техника и технология горного дела. 2022. № 3(18). С. 53-78. DOI: 10.26730/2618-7434-2022-3-53-78

### Общие сведения о технологии буровзрывных работ при разработке наклонных месторождений

При отработке средней зоны, с целью обеспечения устойчивости пород в массиве и в отвалах, взрывание заходки целесообразно осуществлять одновременно по всей длине фронта. С этой целью заходку необходимо взрывать в восходящем порядке, начиная с нижней части в направлении к выходам пластов.

Особенности взрывных работ в нижней угленасыщенной зоне обуславливаются наличием в заходке свиты наклонных пластов, разделенных породными междупластьями. Из практики проектирования и разработки наклонных месторождений известны трудности, возникающие при



производстве буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в зоне наклонных пластов, которые не имеют однозначно приемлемого решения. Задача буровзрывных работ состоит здесь в том, чтобы при наиболее простой их организации обеспечить, с одной стороны, качественную подготовку пород, а с другой, исключить потери и разубоживание угля в результате взрывных работ.

Что касается транспортной разработки верхней зоны, то очевидно, что здесь приемлема обычная технология и организация буровзрывных работ.

Эффективность взрывного перемещения породы при бестранспортной технологии прямо связана с начальной скоростью движения взорванной горной массы, которая, в свою очередь, зависит прежде всего от параметров буровзрывных работ. Анализ исследований параметров буровзрывных работ, выполнявшихся в том числе и сотрудниками кафедры открытых горных работ КузГТУ [1-8], показал, что БВР при комбинированных системах разработки изучены недостаточно, поэтому авторы полагают, что данная работа имеет определенную актуальность.

### Определение начальной скорости и дальности перемещения породы при взрыве

Технико-экономические показатели бестранспортной технологии разработки вскрышных пород определяется не только качеством подготовки взорванной горной массы, но и количеством породы, перемещаемой взрывом в выработанное пространство, которое оценивается коэффициентом сброса.

С целью разработки инженерной методики определения параметров развала необходимо установить их качественную и количественную взаимосвязи с параметрами буровзрывных работ и свойствами пород.

Формирование развала взорванной горной массы и дальность перемещения породы в значительной степени зависят от начальной скорости ее отбойки. При определении начальной скорости необходимо исходить из того, что дробление и перемещение пород представляют собой две неразрывно связанных между собой стороны единого процесса – взрыва.

Одним из наиболее важных факторов, обуславливающих разрушение горной породы под действием динамических нагрузок, является скорость смещения частиц среды в момент прохождения волны напряжений. При этом для зоны возможных разрушений будет справедливо равенство

$$v^2 = v_*^2 + v_0^2,$$

где  $v$  – скорость смещения частиц породы;  $v_*$  – критическая скорость разрушения породы;  $v_0$  – скорость движения центра тяжести куска.

Согласно этому критерию разрушению подвергается та часть взрывающего объема, частицы которой испытывают смещение со скоростью, превышающей некоторое критическое значение  $v_*$ . Горные породы различны по пределу прочности при сжатии и растяжении. Поэтому необходимо различать соответствующую критическую массовую скорость при распространении прямой волны сжатия ( $v'_*$ ) и критическую скорость при распространении отраженной от свободной поверхности волны ( $v''_*$ ).

По мнению ряда авторов [9, 10] затухание максимальной амплитуды волны массовых скоростей на расстояниях до  $200R_0$  ( $R_0$  – радиус заряда) можно описать зависимостью

$$v = v \cdot \bar{r}^{-n}, \quad (1)$$

где  $\bar{r}$  – приведенное расстояние до заряда;  $v$  – постоянная для данных условий величина, которая имеет смысл скорости смещения частиц среда, находящихся на стенке зарядной полости;  $n$  – степень затухания максимума амплитуды массовых скоростей.

Согласно волновой гипотезе разрушения при взрыве в твердой среде трещинообразование начинается от стенки зарядной полости и со стороны свободной поверхности. В первом случае разрушения возникают под действием волны сжатия и образуют зону раздавливания. Во втором случае происходит отрыв кусков среды под действием отраженной волны, образующей при этом так называемую зону откольных разрушений.

Эксперименты на плоских и объемных моделях, а также скоростная киносъемка производственных взрывов [11-13] показывают, что наибольшую свободу и наибольшую



скорость движения после разрушения имеют куски из откольной зоны, которые перемещаются на максимальное расстояние. Установлено [14], что в момент отражения волны от обнаженной поверхности скорость смещения частиц среды, находящихся в ее окрестности, возрастает в два раза по сравнению со скоростями смещения частиц, удаленных на такое же расстояние от заряда и не принадлежащих обнаженной поверхности. Учитывая этот факт, формулу для определения начальной скорости движения кусков из откольной зоны можно записать в виде

$$v_0 = \sqrt{4v_{00}^2 \cdot \bar{W}^{-2n} - (v_*'')^2}, \quad (2)$$

где  $\bar{W}$  — приведенное расстояние от заряда до свободной поверхности;  $v_*''$  — критическая скорость смещения при распространении отраженной волны.

При взрывании уступов скважинными зарядами на откосе уступа выделяется зона, внутри которой в первый период разрушения имеет место наибольшая скорость трещинообразования. При сдвигении массива куски породы из этой зоны движутся с наибольшей скоростью, отбрасываются на максимальное расстояние и определяют ширину развала. Исследования процесса формирования развала с помощью маркированных камней и радиоактивных изотопов подтверждает, что в наиболее удаленной части развала располагаются куски породы, выброшенные из откоса уступа с высоты, равной примерно половине высоты колонки заряда. На основании изложенного можно констатировать, что наибольшая ширина развала взорванной горной массы будет определяться дальностью перемещения кусков породы из откольной зоны.

При производстве взрывных работ с использованием наклонных скважин линия сопротивления по первому ряду скважин может приниматься постоянной по высоте заряда, а расстояние между рядами скважин — равным линии сопротивления. Тогда величину удельного расхода ВВ можно определить из выражения:

$$q = \frac{\pi \cdot R_0^2 \cdot \rho_{\text{в}} \cdot h_{\text{ск}} \cdot K}{m \cdot a^2 \cdot h_{\text{ск}}} = \frac{\pi \cdot \rho_{\text{в}} \cdot (1 - K)}{m \cdot \bar{W}^2},$$

где  $R_0$  — радиус скважин;  $\rho_{\text{в}}$  — плотность ВВ;  $h_{\text{ск}}$  — глубина скважины;  $m$  — коэффициент сближения скважин;  $K$  — отношение высоты заряда к глубине скважин;  $a$  — расстояние между скважинами в ряду;  $\bar{W} = a/R_0$  — приведенная линия сопротивления по первому ряду скважин.

Выразив  $\bar{W}$  и подставив его в (2), получим формулу для определения начальной скорости отбойки породы в зависимости от параметров буровзрывных работ:

$$v_0 = \sqrt{4v_{00}^2 \cdot \left[ \frac{q}{\pi \cdot \rho_{\text{в}} \cdot K} \right]^n - (v_*'')^2}. \quad (3)$$

Значения входящие в (3) величин  $v_{00}$  и  $n$  для пород различной взрываемости и наиболее распространенных ВВ (аммонит № 6ЖВ, гранулит 79/21) определены экспериментально и составляют:  $v_{00} = 3570, 2700$  и  $1880$ ;  $n = 1.3, 1.25$  и  $1.2$  для пород легковзрываемых, средней взрываемости и трудновзрываемых соответственно.

Известно, что все движущиеся тела испытывают сопротивление своему движению, которое обусловлено вязкостью среды и лобовым сопротивлением набегающего потока. Сила сопротивления воздуха при движении отдельного куска породы зависит от его массы, геометрических размеров и скорости движения. Из аэродинамики известно, что силой сопротивления воздуха можно пренебречь при условии

$$j = \frac{b_c \cdot v_0^2}{q} < 0.2,$$

где  $j$  — критерий сопротивления воздуха;  $b_c$  — коэффициент сопротивления воздуха.

С достаточной степенью точности приближенное значение коэффициента  $b_c$  может быть найдено из выражения

$$b_c = \frac{1.3}{X_{\kappa} \cdot \rho},$$



где  $X_k$  – средний диаметр куска после взрыва;  $\rho$  – плотность породы.

Исследования дробления и перемещения вскрышных пород Кузбасса [24] показали, что при удельных расходах до  $1,5 \text{ кг/м}^3$  средний диаметр кусков взорванной горной массы составляет не менее  $0,3 \text{ м}$ , а начальная скорость их движения не более  $50 \text{ м/с}$ . Если плотность породы принять  $\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$ , то критерий сопротивления воздуха составит лишь  $j = 0,043$ . Кроме того, при расчете дальности перемещения таких кусков без учета сопротивления воздуха при горизонтальном направлении движения с высоты  $20 \text{ м}$  разница не превышает  $5\%$  по сравнению с движением в воздухе. Все это указывает на то, что движение горной породы после разрушения можно рассматривать без учета сопротивления воздуха.

Если считать, что откольная зона находится от подошвы уступа на высоте  $h_0$ , равной половине высоты колонки заряда, а направление начальной скорости движения кусков из этой зоны перпендикулярно плоскости расположения скважин, то траекторию их движения можно описать известными уравнениями баллистики:

$$\begin{cases} H = h_y + v_o \cdot t \cdot \sin \alpha - 0,5 \cdot g \cdot t^2 \\ L = v_o \cdot t \cdot \cos \alpha \end{cases}, \quad (4)$$

где  $H$  – вертикальная координата положения куска;  $L$  – соответствующая горизонтальная составляющая;  $h_y$  – высота уступа;  $v_o$  – начальная скорость движения;  $\alpha$  – угол наклона скважин к вертикали;  $t$  – текущее время;  $g$  – ускорение силы тяжести.

Тогда при падении кусков на горизонтальное основание выработанного пространства дальность их перемещения может быть определена по формуле

$$L = \frac{v_o^2 \cdot \sin 2\alpha}{2g} + \sqrt{\frac{v_o^4 \cdot \sin 2\alpha}{4g^2} + \frac{h_y}{g} \cdot v_o^2 \cdot \cos^2 \alpha}. \quad (5)$$

Таким образом, порядок определения дальности перемещения кусков породы заключается в следующем. В зависимости от физико-механических свойств среды  $v_{00}$  и  $n$  по формуле (3) определяется начальная скорость движения кусков породы. По системе параметрических уравнений (4) строится их траектория движения. Пересечение траектории с плоскостью выработанного пространства или отвала определит дальность перемещения породы и положение нижней бровки развала взорванной горной массы.

### К определению формы развала взорванной горной массы

Коэффициент сброса породы в выработанное пространство зависит не только от дальности перемещения породы, но и от формы развала, которая, в свою очередь, оказывает влияние на порядок выемки взорванной породы и коэффициент переэкскавации. Опыт показывает, что все параметры развала, в том числе и определяющие его форму, зависят от свойств пород, параметров буровзрывных работ, параметров системы разработки, а также от некоторых геологических особенностей месторождения (мощности нижележащей толщи и угла наклона основания выработанного пространства).

Установить точное количественное влияние каждого из указанных факторов затруднительно, поэтому изучение закономерностей формирования развала породы при взрывании уступа скважинными зарядами осуществлялось в два этапа. Сначала была выявлена качественная зависимость формы развала от важнейших влияющих параметров, затем эти зависимости аппроксимировались соответствующими аналитическими выражениями и уточнялись на основе результатов промышленных взрывов.

В качестве параметров, которые достаточно полно характеризуют геометрическую форму развала, будем рассматривать ширину развала ( $B$ ) – расстояние от последнего ряда скважин до нижней бровки развала; высоту развала по последнему ряду скважин ( $h_1$ ); высоту пика развала от подошвы взрывного уступа ( $h_p$ ); сдвиг пика ( $\Delta$ ) – расстояние от последнего ряда скважин до пика развала (рис. 1).

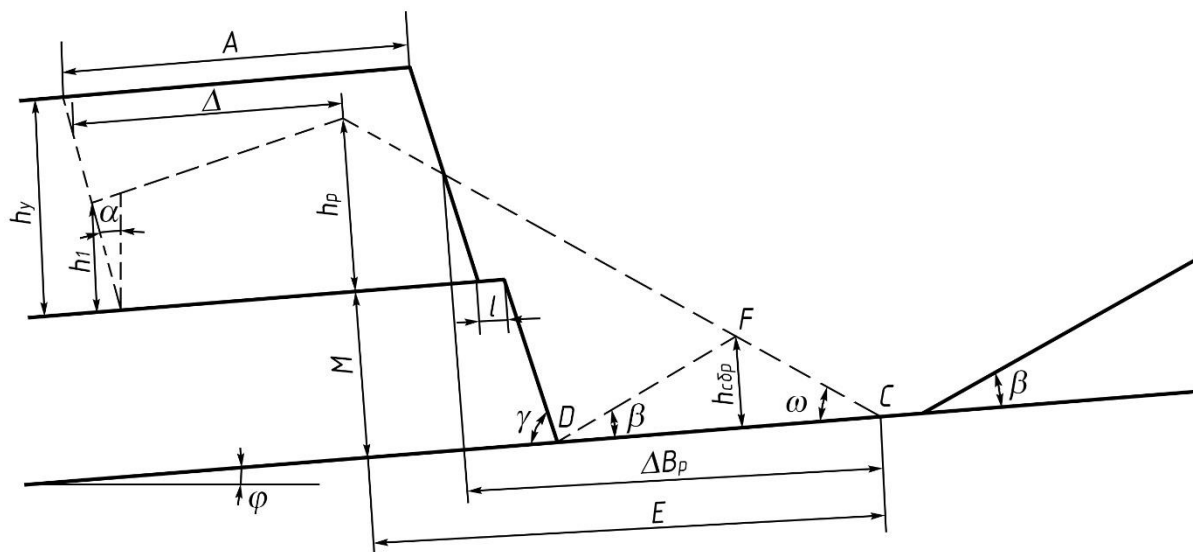


Рис. 1. Схема к определению параметрой развала взорванной горной массы  
Fig. 1. The scheme for determining the parameters of the collapse of the exploded rock mass

Наиболее сильное влияние на форму развала оказывает удельный расход ВВ. Его увеличение приводит к увеличению ширины развала и к уменьшению высоты пика развала. Зависимость высоты развала от удельного расхода ВВ, полученная на основе анализа результатов производственных взрывов при бестранспортной технологии с частичным сбросом породы в выработанное пространство, приведена на рис. 2.

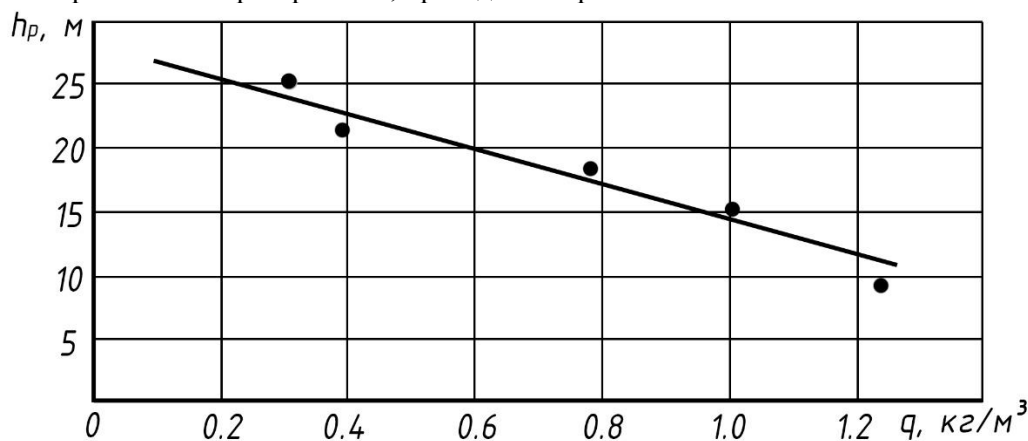


Рис. 2. Влияние удельного расхода ВВ на высоту развала породы  
Fig. 2. The effect of the specific flow rate of explosives on the height of the collapse of the rock

Значительное влияние на форму развала оказывает угол наклона скважин. Это объясняется тем, что направление движения породы при взрыве близко к перпендикулярному к плоскости расположения скважин. С увеличением угла наклона скважин до определенного предела увеличивается дальность отброса породы и уменьшается высота развала. Подбирая соответствующий угол наклона зарядов и необходимую их величину, возможно добиться перемещения породы на требуемое расстояние и в нужном направлении.

Одним из средств управления параметрами развала является интервал замедления и схема короткозамедленного взрывания. Существующие средства КЗВ позволяют создавать практически любой интервал замедления. Исследования [17, 18] показали, что с этой точки зрения оптимальное время в зависимости от категории пород по взрываемости изменяется в пределах замедления 35-100 мс. Поэтому в дальнейшем вопросы формирования развала рассматриваются применительно к следующим величинам замедления: для легковзрывааемых пород – 70-100 мс; для пород средней взрываемости – 65-70 мс и для трудновзрывааемых пород





35-60 мс. Что касается схемы взрывания, то опыт показывает, что наилучшие результаты при взрывании со сбросом достигаются при простой порядной схеме.

Большое влияние на форму развала оказывает ширина буровзрывной заходки, которая устанавливается в зависимости от принятой технологии разработки. Особенно заметно она влияет на высоту развала. На рис. 3 показана зависимость высоты развала от ширины буровзрывной заходки, полученная на основе анализа опытно-промышленных взрывов при высоте уступа 22 м и удельном расходе ВВ 0,7 кг/м<sup>3</sup>. Как видно, при увеличении ширины заходки высота развала возрастает, асимптотически приближаясь к значению  $h_p = 30$  м, которое является предельной высотой пика развала. В силу того, что объем развала в  $K_p$  раз ( $K_p$  – коэффициент разрыхления породы в развале) больше объема взрывающей заходки, предельная высота развала в физическом смысле представляет собой не что иное, как высоту взрывного уступа, увеличенную в  $K_p$  раз. Действительно, коэффициент разрыхления взорванных пород на угольных разрезах Кузбасса составляет  $K_p = 1,35-1,4$ . Тогда предельное значение высоты развала равно  $K_p \cdot h_u = 1,4 \cdot 22 = 31$  м. Это очень важный факт, который в дальнейшем будет использован при выводе формулы для расчета высоты пика развала.

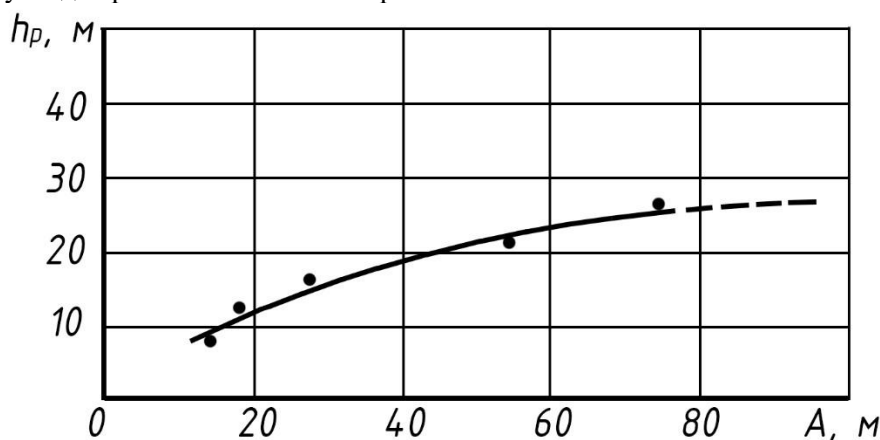


Рис. 3. Влияние ширины буровзрывной заходки на высоту развала породы

Fig. 3. The effect of the width of the drilling and blasting approach on the height of the collapse of the rock

Положение наивысшей точки (пика) развала относительно последнего ряда скважин определяется главным образом удельным расходом ВВ. На рис. 4 показана совокупность точек, определяющих относительный сдвиг пика развала ( $\Delta/A$ ) в зависимости от удельного расхода ВВ ( $A$  – ширина буровзрывной заходки). Для любых по взрываемости пород все экспериментальные точки ложатся в окрестности прямой, аппроксимируемой выражением

$$\frac{\Delta}{A} = 1,12q.$$

Отклонение фактических значений от эмпирической зависимости составляет в среднем 8,5%. Необходимо отметить, что при нанесении экспериментальных точек рассматривались взрывы не только с различными значениями удельного расхода ВВ, но и при различном угле наклона скважин и различном их диаметре. Как видно из рис. 4, влияние этих двух факторов на фоне удельного расхода ВВ не существенно. Следовательно, при определении сдвига пика развала можно рассматривать его только в зависимости от удельного расхода ВВ.

Высота развала по последнему ряду скважин ( $h_1$ ) также в наибольшей степени зависит от удельного расхода ВВ и ширины буровзрывной заходки (рис. 5 и 6). Как видно из рис. 5, с увеличением удельного расхода ВВ высота развала по последнему ряду скважин уменьшается.

Таким образом, установленные качественные зависимости параметров развала от основных параметров буровзрывных работ и элементов системы разработки показывают, что развал формируется по вполне определенным закономерностям, которые положены в основу методики расчета параметров развала при бестранспортной разработке средней зоны.

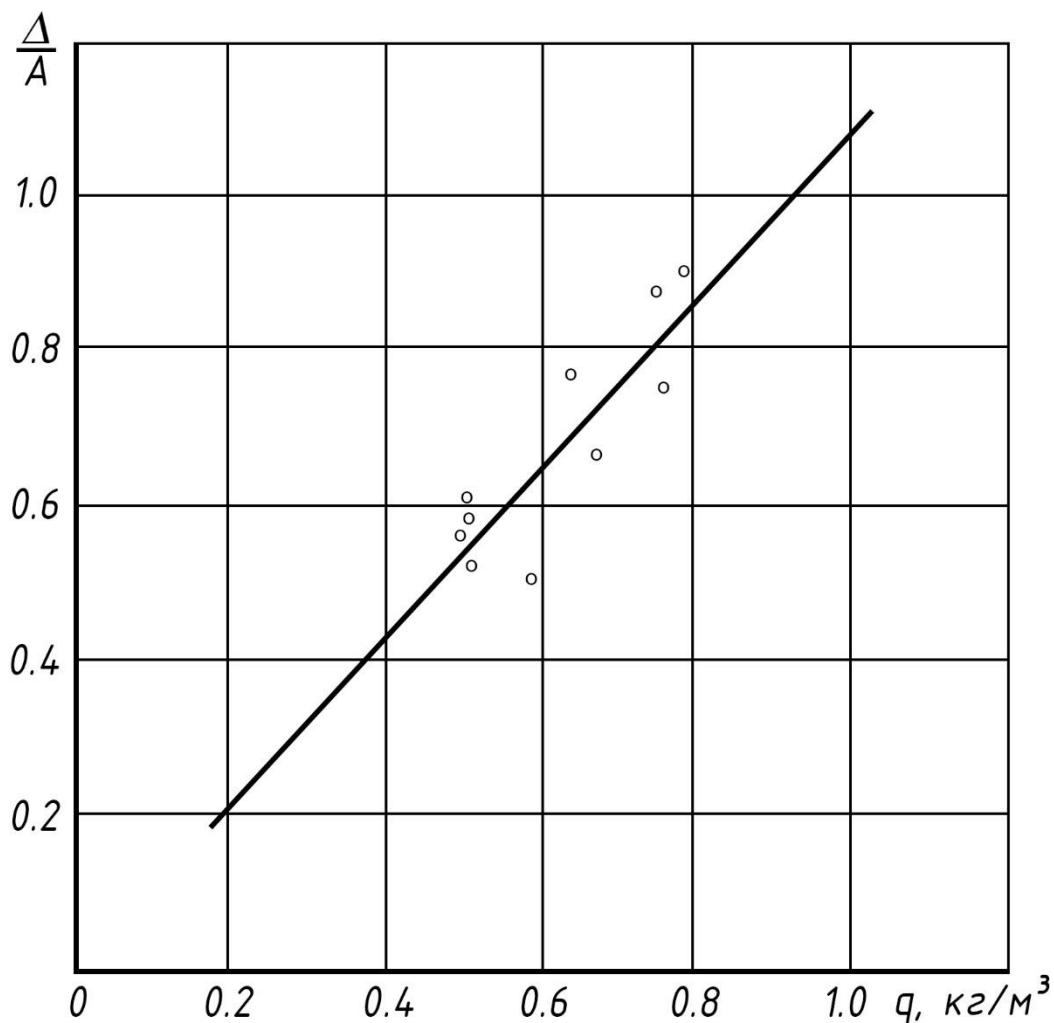


Рис. 4. Зависимость сдвига пика развала от удельного расхода ВВ

Fig. 4. Dependence of the collapse peak shift on the specific flow rate of explosives

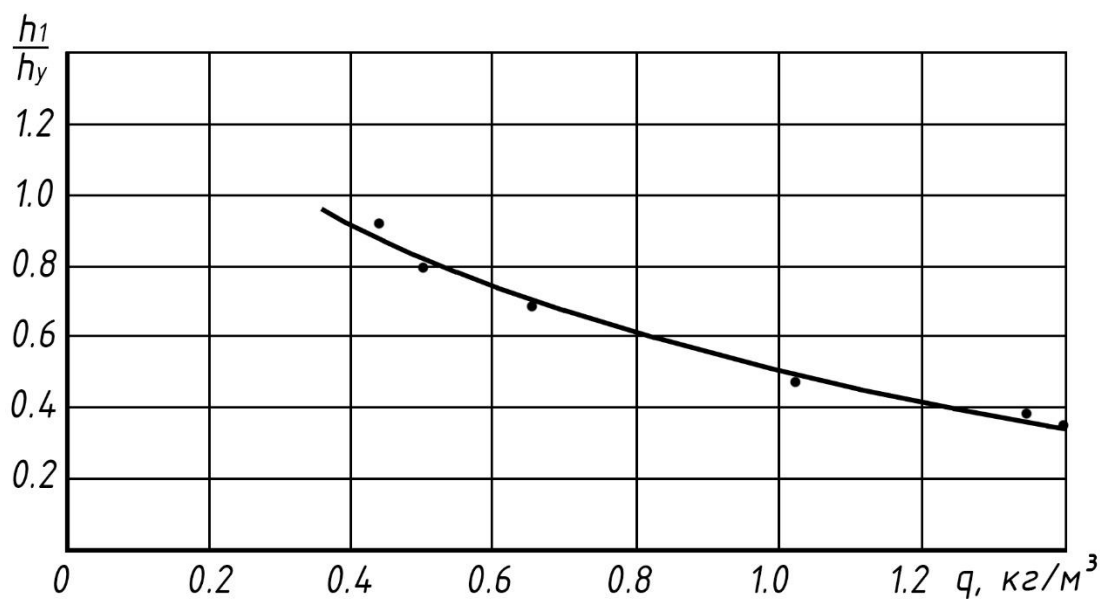


Рис. 5. Влияние удельного расхода ВВ на высоту развала по последнему ряду скважин

Fig. 5. The effect of the specific flow rate of explosives on the height of the collapse in the last row of wells

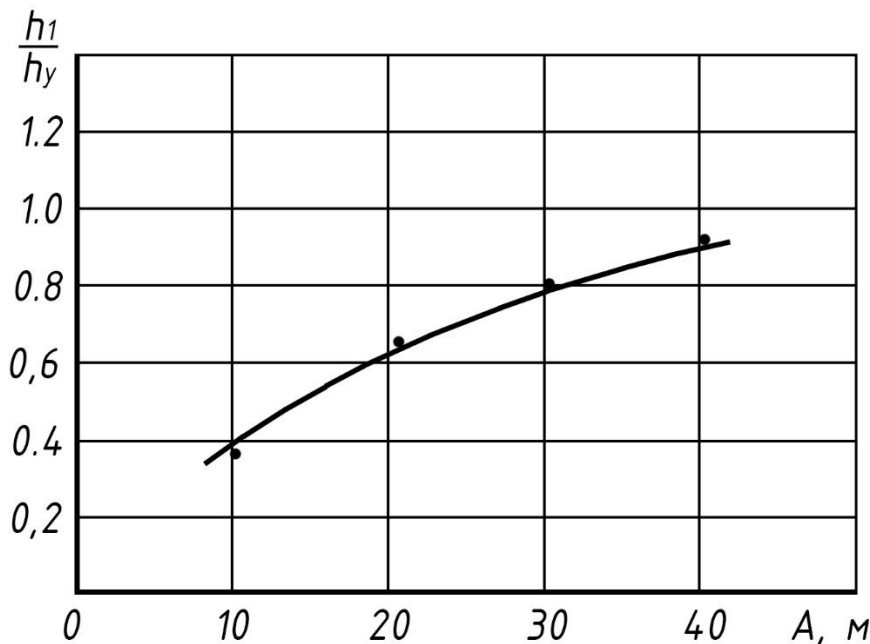


Рис. 6. Влияние ширины буровзрывной заходки на высоту развала по последнему ряду скважин  
Fig. 6. The effect of the width of the drilling and blasting approach on the height of the collapse in the last row of wells

#### Определение параметров развала при взрывании уступа в бестранспортной зоне

Ширина развала складывается из заданной ширины буровзрывной заходки ( $A$ ) и дальности перемещения породы взрывом ( $\Delta B$ ):

$$B = A + \Delta B.$$

В силу равенства объема взрывающего блока и объема развала изменение ширины развала, какими бы путями оно не достигалось, всегда приводит к изменению других его геометрических размеров. При дальнейшем изучении закономерностей формирования развала этот факт дает возможность установить связь высоты развала с его шириной, которая в свою очередь зависит от параметров буровзрывных работ и свойств взрывающих пород.

Функциональную связь между высотой развала, являющейся одним из основных его параметров, и исходными параметрами взрывания можно записать в следующем виде:

$$h_p = F[\Delta B(q, m, K, N)h_y, A],$$

где  $\Delta B(q, m, K, N)$  – дальность взрывного перемещения породы, которая зависит от: удельного расхода ВВ ( $q$ ), коэффициента сближения скважин ( $m$ ), коэффициента заполнения скважин ( $K$ ) и категории пород по взрываемости ( $N$ );  $h_y$  – высота взрывающего уступа;  $A$  – ширина буровзрывной заходки.

Ранее было установлено, что увеличение ширины буровзрывной заходки сопровождается увеличением высоты развала, которая, однако, не превышает значения  $K_p \cdot h_y$ . К аналогичному результату приводит и уменьшение дальности отброса породы, вызванное теми или иными обстоятельствами.

Рассмотрим семейство функций простейшего вида.

$$h_p = K_p \cdot h_y \left[ 1 - \frac{1}{\left( 1 + \frac{K_p \cdot h_y \cdot A}{\Delta B^2} \right)^{\omega_1}} \right]^{\omega_2}.$$





Независимые параметры  $\omega_1$  и  $\omega_2$  не имеют конкретного физического смысла. Они подлежат определению на основе анализа промышленных взрывов как эмпирические константы данной формулы из условия, что расчетные значения высоты развала наиболее точно соответствуют фактическому значению. Установленные в результате обработки производственных взрывов значения этих параметров составляют  $\omega_1 = 2$ ;  $\omega_2 = 1$ .

Существенное влияние на высоту развала породы оказывает мощность нижележащей толщи свиты пластов. На основании анализа тех же взрывов определена поправка на величину мощности подстилающей толщи, которая оказалась равной 0,33М. Учитывать эту поправку надо при условии, что  $(A/h_y) \leq 1$ . В противном случае ее можно не принимать во внимание.

Таким образом, максимальная высота развала от подошвы взрывающегося уступа может быть определена из выражения

$$h_p = K_p \cdot h_y \left[ 1 - \frac{1}{\left( 1 + \frac{K_p \cdot h_y \cdot A}{\Delta B^2} \right)^2} \right] - 0,33M. \quad (6)$$

Чтобы рассмотреть влияние на высоту развала входящих в эту формулу параметров, удобно привести ее к безразмерному виду, разделив обе ее части на высоту уступа  $h_y$ . При этом после некоторых преобразований будем иметь

$$\bar{h}_p = \frac{K_p^2 \cdot A \cdot (2\Delta\bar{B}^2 + K_p \cdot \bar{A})}{(\Delta\bar{B}^2 + K_p \cdot \bar{A})^2}, \quad (7)$$

$$\text{где } \bar{h}_p = \frac{h_p}{h_y}; \bar{A} = \frac{A}{h_y}; \Delta\bar{B} = \frac{\Delta B}{h_y}.$$

На рис. 7 показана зависимость высоты развала от дальности перемещения породы при различной ширине буровзрывной заходки и отсутствии толщи нижележащих пластов.

Сравнение расчетных и фактических результатов показывает, что средняя погрешность определения высоты развала по формуле (7) составляет 9% (табл. 1).

Таблица 1. Сравнение расчетных и фактических параметров развала породы после взрыва  
Table 1. Comparison of calculated and actual parameters of rock collapse after explosion

№	категория пород	удельный расход	элементы системы			фактические параметры развала				расчетные параметры развала (в скобках указано расхождение с фактическими параметрами развала в %)			
			$h_y$ , м	A, м	M, м	$\Delta B$ , м	$h_p$ , м	$\Delta$ , м	$h_1$ , м	$\Delta B$ , м	$h_p$ , м	$\Delta$ , м	$h_1$ , м
1	2	0,50	43	33	22	70	48	26	25	72 (3)	50 (4)	22 (17)	22 (12)
2	1	0,45	10	22	—	17	9,5	13	9	19 (12)	9 (5)	13 (0)	8 (11)
3	3	0,66	45	40	19	74	46	33	31	70 (6)	49 (6)	39 (18)	30 (3)
4	2	1,35	15	29	3	52	10	50	7	50 (4)	10 (0)	44 (12)	7 (0)
5	3	0,50	40	42	—	48	33	25	30	43 (12)	36 (11)	25 (0)	30 (0)
6	2	0,70	25-35	75	9	50	30	67	32	45 (11)	30 (0)	60 (10)	33 (3)
7	1	0,20	11	22	—	15	12	13	11	13 (15)	13 (10)	11 (15)	12 (10)
8	3	0,90	32	42	6	74	28	53	16	69 (7)	29 (4)	48 (13)	18 (12)
9	2	0,60	42	40	25	67	22	25	21	70 (4)	22 (0)	20 (20)	23 (9)



Эта ошибка обусловлена тем, что коэффициент разрыхления взорванной породы, вообще говоря, не остается величиной постоянной и в зависимости от условий взрывания изменяется в пределах 1,2-1,6. В наших расчетах принято среднее значение коэффициента разрыхления  $K_p = 1,35$ , установленное в исследованиях [19].

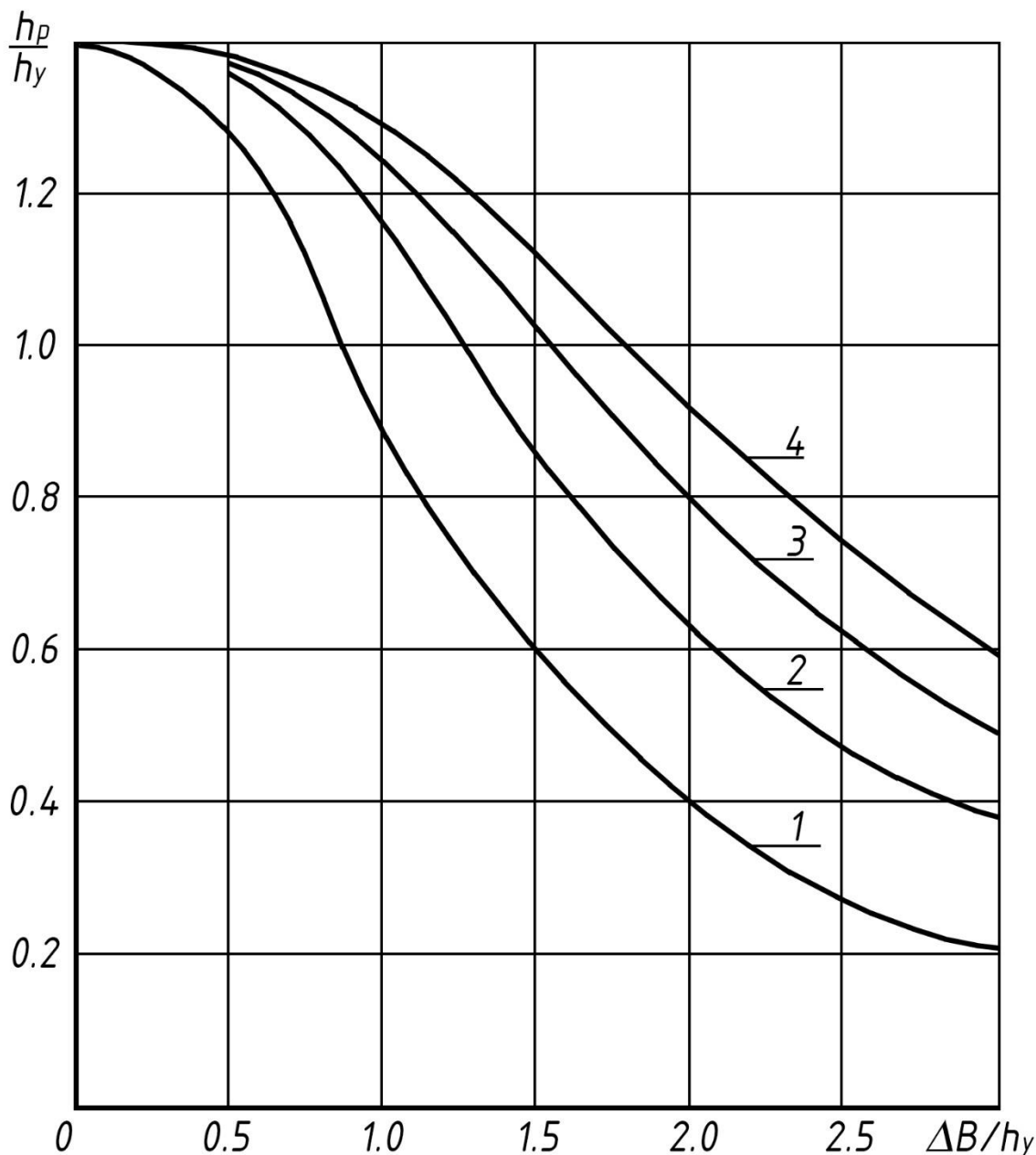


Рис. 7. Зависимость высоты развала породы от дальности ее перемещения; кривые 1, 2, 3, 4 соответствуют  $q = 0.5; 1.0; 1.5; 2.0 \text{ кг/м}^3$ .

Fig. 7. The dependence of the height of the collapse of the rock on the range of its movement; curves 1, 2, 3, 4 correspond to  $q = 0.5; 1.0; 1.5; 2.0 \text{ kg/m}^3$ .

Аналогичным путем, с использованием зависимостей, изображенных на рис. 5 и 6, выведена формула для расчета высоты развала породы по последнему ряду скважин

$$h_1 = \frac{2,8\bar{A}}{(\bar{A}-1)(0,8\Delta\bar{B}+1)}. \quad (8)$$



На рис. 8 представлена графическая интерпретация этой формулы, а в табл. 1 дано сравнение полученных с ее использованием значений [19] с результатами опытно-промышленных взрывов. Из рисунка видно, что высота развала по последнему ряду скважин по мере увеличения максимальной дальности перемещения порода уменьшается.

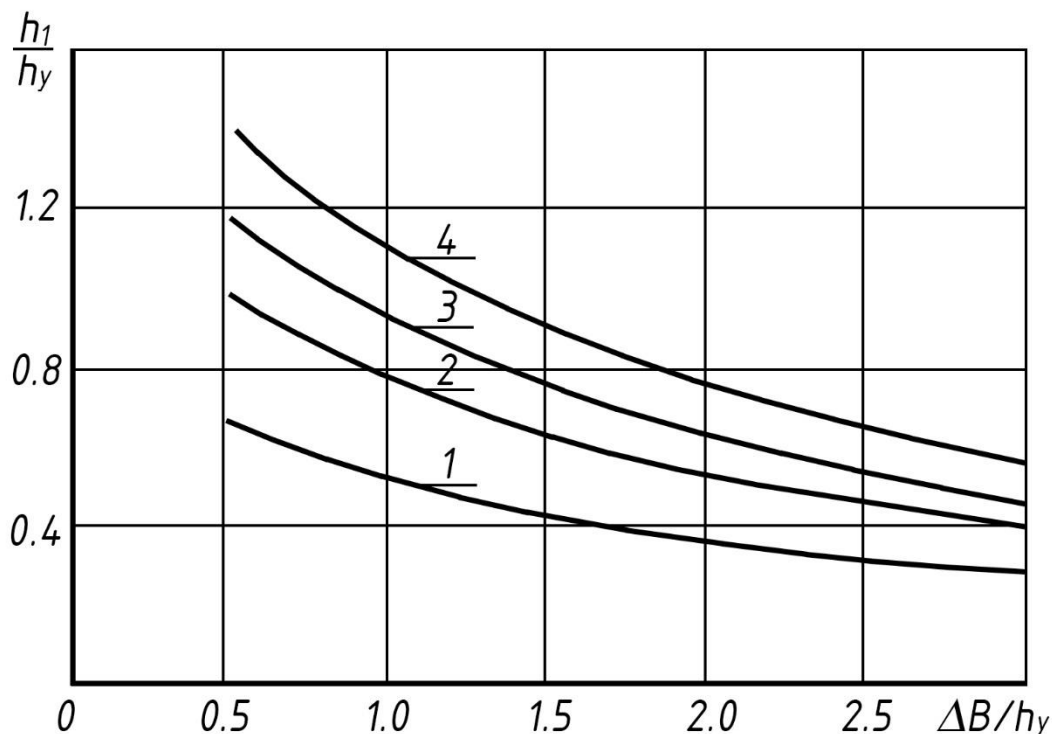


Рис. 8. Зависимость высоты развала породы по последнему ряду скважин от дальности ее перемещения; кривые 1, 2, 3, 4 соответствуют  $q = 0.5; 1.0; 1.5; 2.0 \text{ кг/м}^3$ .

Fig. 8. The dependence of the height of the collapse of the rock in the last row of wells on the range of its movement; curves 1, 2, 3, 4 correspond to  $q = 0.5; 1.0; 1.5; 2.0 \text{ kg/m}^3$ .

#### Определение параметров буровзрывных работ в средней бестранспортной зоне

Ступенчатая форма уступа бестранспортной зоны по верху предопределяет ряд особенностей в организации буровзрывных работ. Высота ступеней определяется высотой уступа верхней транспортной зоны. Ширина горизонтального участка рабочей площадки бестранспортного уступа связана с углом падения пласта и высотой ступени (уступа верхней зоны). Регулировать ширину горизонтального участка площадки возможно за счет изменения высоты ступеней в результате слияния двух или более уступов верхней зоны. Однако в этом случае будет крайне затруднено взрывание в зоне перехода с одной горизонтальной площадки на другую ввиду резкого увеличения расстояния между рядами скважин на смежных нижележащей и вышележащей площадках.

С другой стороны, увеличение числа горизонтальных площадок связано с определенным усложнением организации работ ввиду увеличения числа перегонов буровых станков с уступа на уступ и устройством съездов.

В этой связи, очевидно, наиболее результативным является правильный выбор диаметра скважин, который определяет радиус зоны дробления вокруг заряда, а, следовательно, и расстояние между скважинами в ряду.

В общем случае (рис. 9) ширина горизонтальной площадки определяется из выражения

$$Ш_{p.n} = h_y (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \gamma) \frac{n}{n-1}, \quad (9)$$

где  $h_y$  – высота уступа верхней транспортной зоны (высота ступени бестранспортной зоны), м;  $\gamma$  – угол откоса уступа, градус;  $\alpha$  – угол падения пласта, градус;  $n$  – число уступов.



Исходя из условия размещения целого числа скважин в ряду на горизонтальной площадке ее ширина определится из выражения

$$III_{p.n} = a(N-1) + a', \quad (10)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $N$  – число скважин в ряду на площадке;  $a'$  – расстояние между скважинами в ряду в зоне перехода с одной горизонтальной площадки на другую, м.

Для обеспечения проработки взрывом пород по фронту переходной зоны расстояние  $a'$  не должно превышать величину

$$a' \leq H_y \cdot \operatorname{ctg} \gamma + B + e + c, \quad (11)$$

где  $B$  – ширина станка, м;  $e, c$  – безопасные расстояния, м.

Сравнивая оба выражения для ширины рабочей площадки, получим

$$N = \frac{h_y (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \gamma) \frac{n}{n-1} - a'}{a} + 1. \quad (12)$$

Расстояние между скважинами в ряду "а" определяется из выражения

$$a = \sqrt{\frac{m \cdot P}{q} \left( \frac{1}{\sin \gamma} - \frac{l_{\text{заб}} - l_{\text{п}}}{H} \right)}, \quad (13)$$

где  $m$  – отношение расстояния между скважинами в ряду к расстоянию между рядами скважин (коэффициент сближения скважин);  $P$  – вместимость 1 погонного метра скважины, кг/м;  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $l_{\text{заб}}$  и  $l_{\text{п}}$  – длина забойки и перебура соответственно, м;  $H$  – высота уступа, м.

Входящая в (13) величина удельного расхода может быть определена в зависимости от параметров отбойки и структуры массива по формуле:

$$q = \left( \frac{1}{d_{\text{ср}}} - \frac{1}{d_{\text{с}}} \right) \frac{100 + d_{\text{СКВ}}}{300 + H}, \quad (14)$$

где  $d_{\text{с}}$  – диаметр средней естественной отдельности в массиве, м;  $d_{\text{ср}}$  – диаметр среднего куска взорванной горной массы, м;  $d_{\text{СКВ}}$  – диаметр скважины, мм.

В случае, если величина  $a'$ , определенная по выражению (11) окажется больше  $a$ , рассчитанной по (13), следует повторить ее расчет при увеличенном диаметре скважин.

Расстояние между рядами скважин  $b$  в этом случае определится как

$$b = \frac{a}{m}. \quad (15)$$

На основании исследований [20] коэффициент сближения скважин рассчитывается по формуле

$$m = \frac{2K_{\phi}}{\sqrt{3} \left[ 1 + (K_{\phi}^2 - 1) \sin^2 \alpha \right]}, \quad (16)$$

где  $K_{\phi}$  – коэффициент формы зоны дробления;  $\alpha$  – угол между направлением большой оси зоны дробления и линией откоса уступа, градус.

В свою очередь, коэффициент формы зоны дробления связан с коэффициентом анизотропии массива зависимостью

$$K_{\phi} = 0,5(K_a + 1). \quad (17)$$



Количество рядов скважин определяется шириной буровзрывной заходки. В случае, если по ширине заходки не укладывается целое число рядов скважин, сетку скважин необходимо корректировать при сохранении удельного расхода ВВ.

Другой сложностью в производстве буровзрывных работ в бестранспортной зоне является точное задание глубины скважин. Это тем более необходимо, поскольку мощность этой зоны может достигать значительных величин – 50-70 м и более.

Расстояние до границы перехода из зоны I в зону II определится из выражения (рис. 9):

$$D = H \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad (18)$$

где  $H$  – глубина верхней транспортной зоны, м.

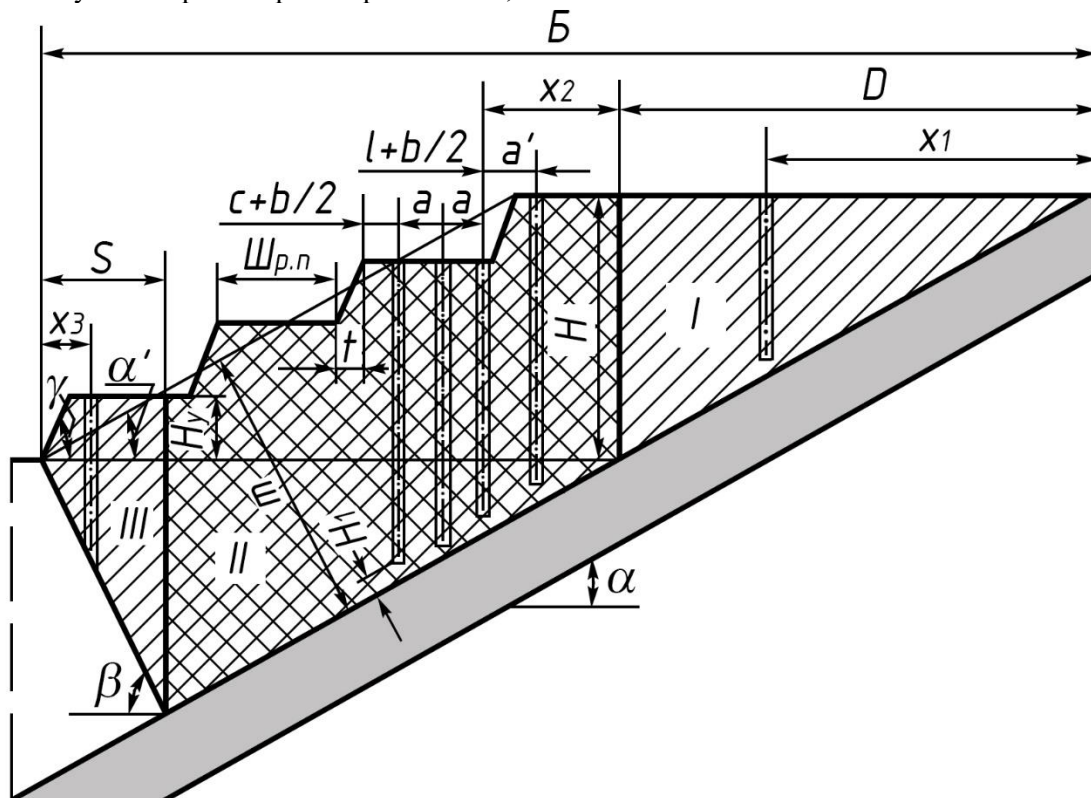


Рис. 9. Схема к расчету параметров буровзрывных работ в бестранспортной зоне  
Fig. 9. Scheme for calculating the parameters of drilling and blasting operations in the transportless zone

Глубина скважин в интервале изменения  $a_1 \geq x_1 \geq 0$  определится из выражения

$$l_I = \frac{x_1 \cdot \operatorname{tg} \alpha - \left( \frac{H'}{\cos \alpha} + \frac{R}{3} \right)}{\sin \gamma}, \quad (19)$$

где  $R$  – радиус зоны дробления, м;  $H'$  – расстояние от границы зоны дробления скважин до пласта, определяемое соотношением акустических свойств породы и угля.

В зоне II интервал изменения  $x_2$  определится границами  $c \geq x_2 \geq a$ . В этом интервале

$$l_{II} = \frac{x_2 \cdot \operatorname{tg} \beta - \left( \frac{H'}{\cos \alpha} + \frac{R}{3} \right) - H - h_y(n-1)}{\sin \gamma}, \quad (20)$$

где  $\beta$  – угол откоса нерабочего борта в бестранспортной зоне, градус.

Расстояние  $S$  до границы перехода из зоны III в зону II определится из выражения



$$S = \frac{m \cdot \operatorname{ctg} \beta}{\cos \alpha}, \quad (21)$$

где  $m$  – мощность бестранспортной зоны, м.

В зоне III глубина скважин в пределах интервала  $\frac{m \cdot \operatorname{ctg} \beta}{\cos \alpha} \geq x_3 \geq 0$  определится из выражения

$$l_{III} = \frac{x_3 \cdot \operatorname{tg} \beta - \left( \frac{H'}{\cos \alpha} + \frac{R}{3} \right)}{\sin \gamma}. \quad (22)$$

Таким образом, зная мощность бестранспортной зоны и угол падения пласта, при любых условиях можно определить границы характерных зон и определить глубину каждой конкретной скважины.

Исходя из условий отработки средней зоны по бестранспортной технологии, параметры буровзрывных работ должны обеспечивать максимальную величину перемещения породы в выработанное пространство.

При этом очень большое значение приобретает организация взрывных работ на уступе.

Для равномерного распределения взорванной породы в выработанном пространстве и удержания ее на наклонном основании почвы нижнего угольного пласта взрывание бестранспортной заходки целесообразно производить сверху вниз по схеме «косой ряд». При этом угол направления отбойки с линией простирания должен составлять  $30^\circ$ . Взрывание осуществляется с замедлением между рядами по всей длине заходки.

#### **Результаты исследований эффективности взрывного перемещения пород в выработанное пространство и определение коэффициента перемещения**

В рассматриваемой технологии разработки наклонных месторождений при отработке средней зоны по бестранспортной схеме наибольший интерес представляет так называемый коэффициент перемещения, который численно характеризуется объемом породы, сброшенной в выработанное пространство, и определяется из выражения

$$K_{сб}^o = \frac{V_{сб}}{V_n}, \quad (23)$$

где  $V_{сб}$  – объем породы, сброшенной в выработанное пространство;  $V_n$  – полный взрываваемый объем.

Рассмотренные ранее варианты вскрытия месторождения количественно определяют параметры элементов системы отработки верхней, средней и нижней зон. Анализ показал, что с практической точки зрения целесообразно для принятого горнотранспортного оборудования рассмотреть варианты с шириной заходки равной 60, 80 и 100 м при мощности слоя средней бестранспортной зоны равной соответственно 30, 50 и 70 м.

Для определения относительного коэффициента сброса по приведенной в данной работе методике вначале отстраивались профили развала породы для указанного выше сочетания ширины заходки и мощности слоя. При этом величина удельного расхода ВВ изменялась в пределах 0,6-1,0 кг/м<sup>3</sup>. Скважины на уступе располагались наклонно под углом  $\alpha = 15^\circ$  к вертикали. В качестве ВВ приняты зерногранулиты 79/21 и 50/50.

В результате обработки полученных при этом профилей были установлены численные значения приращения ширины развала и соответствующего значения относительного коэффициента сброса.

На рис. 10 и 11 приведены зависимости приращения ширины развала и коэффициента сброса от удельного расхода ВВ при различных значениях мощности средней зоны.



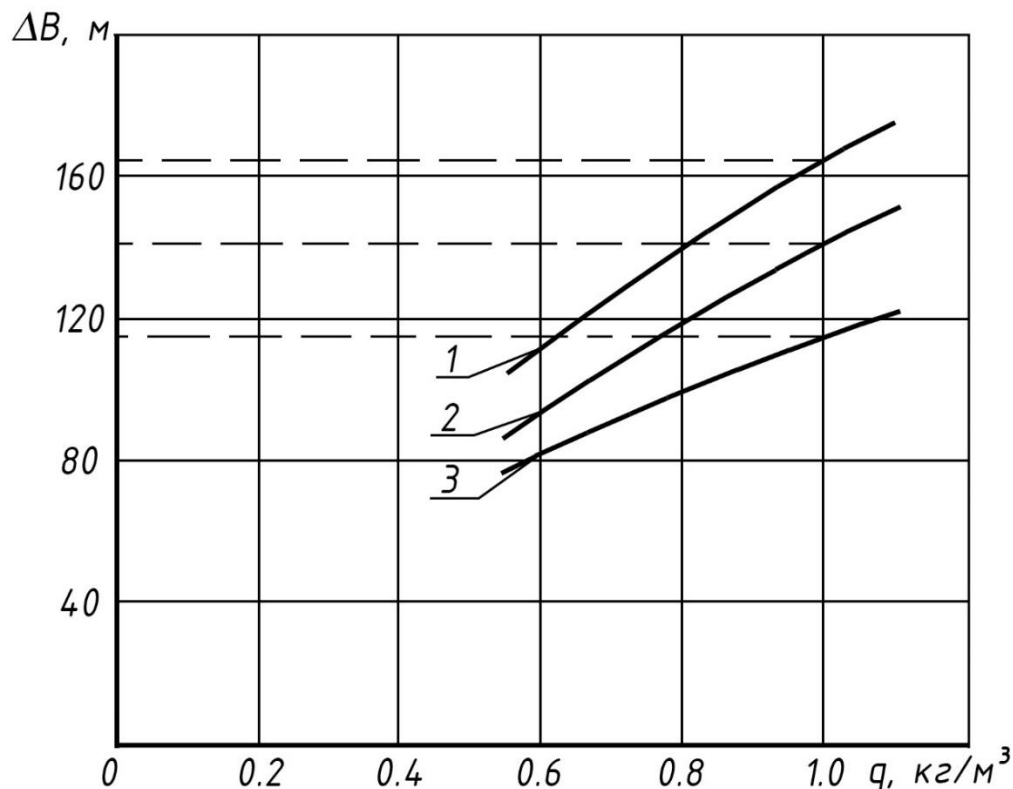


Рис. 10. Зависимость дальности перемещения породы от удельного расхода ВВ; 1, 2, 3 – соответственно при  $M_s = 30, 50, 70$  м

Fig. 10. Dependence of the range of rock movement on the specific flow rate of explosives; 1, 2, 3 – respectively at  $M_s = 30, 50, 70$  m

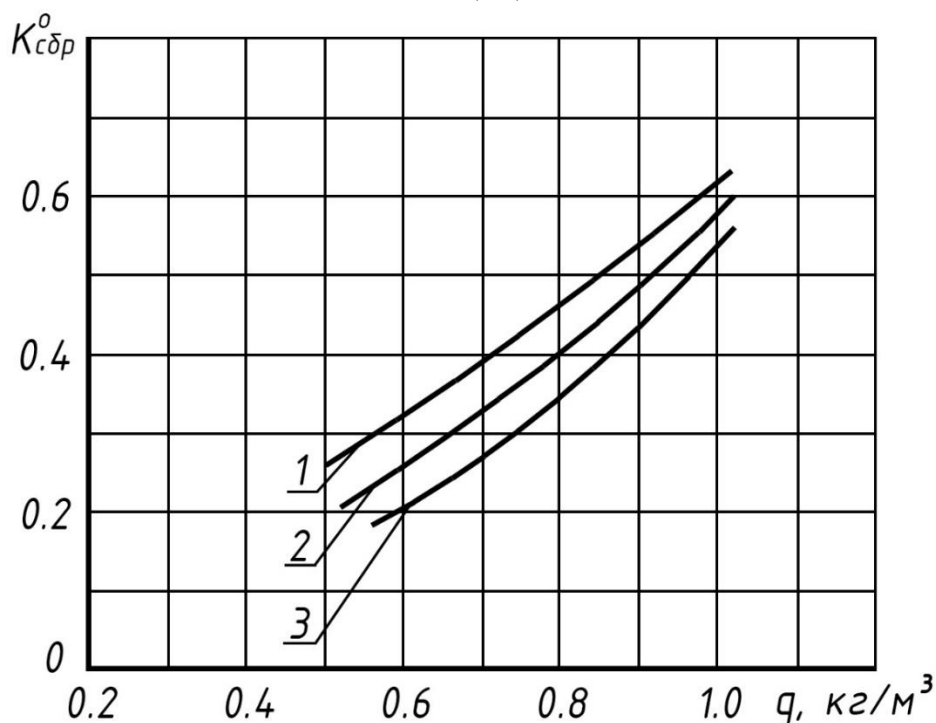


Рис. 11. Зависимость коэффициента перемещения породы в выработанное пространство от удельного расхода ВВ; 1, 2, 3 – соответственно при  $M_s = 30, 50, 70$  м

Fig. 11. Dependence of the coefficient of movement of rock into the developed space on the specific flow rate of explosives; 1, 2, 3 – respectively at  $M_s = 30, 50, 70$  m

Из рис. 10 видно, что при увеличении удельного расхода ВВ возрастает и ширина развала. В то же время увеличение удельного расхода ВВ влечет за собой и увеличение относительного коэффициента сброса (рис. 11). При этом характерным является то, что при увеличении мощности взрываемого слоя увеличивается приращение ширины развала и уменьшается коэффициент перемещения. Из этого следует, что объем переэкскавации будет определяться элементами системы разработки (шириной развала и мощностью отрабатываемого слоя) и параметрами буровзрывных работ.

На рис. 12 представлена зависимость коэффициента перемещения от ширины заходки, откуда видно, что при постоянной мощности слоя относительный коэффициент сброса с увеличением ширины заходки уменьшается. Поэтому ширину заходки рекомендуется выбирать исходя из условий работы горнотранспортного оборудования на вскрыше и добыче.

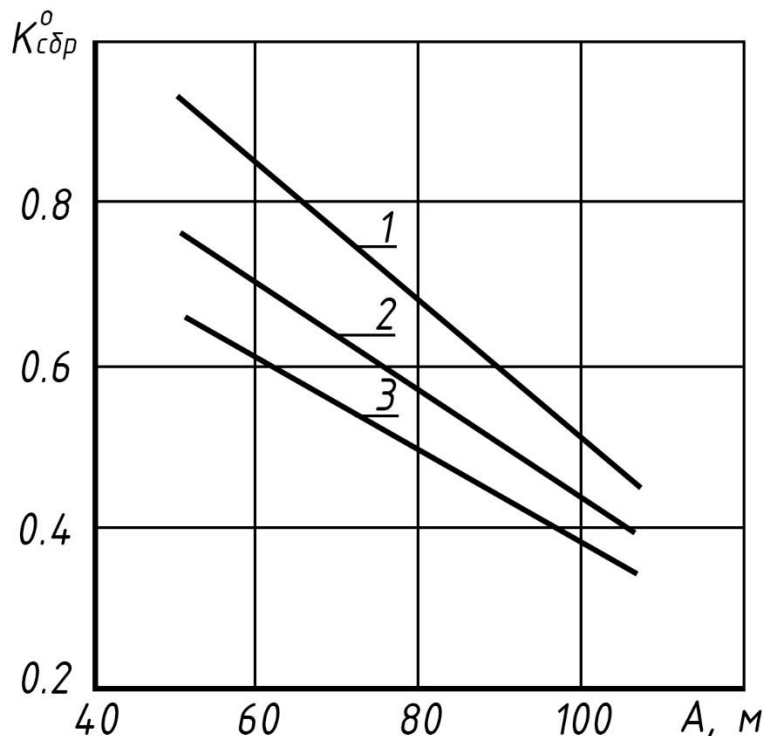


Рис. 12. Зависимость коэффициента перемещения породы в выработанное пространство от ширины буровзрывной заходки; 1, 2, 3 – соответственно при  $M_s = 30, 50, 70$  м

Fig. 12. Dependence of the coefficient of rock movement into the developed space on the width of the drilling and blasting approach; 1, 2, 3 – respectively at  $M_s = 30, 50, 70$  m

Однако, исходя из имеющегося в настоящее время горного оборудования мощность отрабатываемого слоя будет определяться его параметрами. Окончательно вопрос о выборе рациональных значений ширины заходки и мощности слоя будет рассмотрен ниже.

### Определение параметров буровзрывных работ в угленасыщенной зоне

Выше отмечалось, что при обычной технологии разработки наклонных месторождений с углом падения пластов  $15-30^\circ$ , когда вынимается порода не только со стороны кровли, но и со стороны почвы пласта, возникают трудности при отгоне борта с лежащей стороны пласта. Трудности заключаются в том, что при отработке породы с лежащей стороны пласта при нормальной для обычных условий высоте уступа линия сопротивления по подошве оказывается в 2-2,5 раза больше нормальной даже при использовании наклонных скважин. Происходит это потому, что после выемки угольного пласта угол откоса породного уступа со стороны лежащего бока пласта оказывается равным углу его падения ( $15-30^\circ$ ). При такой линии сопротивления по подошве не может быть обеспечена качественная подготовка пород и нормальные условия для работы экскаватора.



Чтобы избежать этого, идут на снижение высоты уступа, чтобы обеспечить нормальную линию сопротивления по подошве для зарядов первого ряда. Однако уменьшение высоты уступа приводит к снижению производительности основного горнотранспортного оборудования, увеличению затрат на ведение буровзрывных работ и т.д.

Уменьшение высоты уступа в условиях предлагаемой технологии разработки наклонных месторождений неприемлемо еще и потому, что приведет к увеличению числа отрабатываемых горизонтальных слоев, и, как следствие, вызывает дополнительные простои и перегоны оборудования, которые неизбежны в каждом слое по условиям организации работ. Кроме того, этим будет крайне осложнено вскрытие нижней зоны. Следовательно, вопрос о параметрах и организации буровзрывных работ в угленасыщенной зоне должен решаться на иной основе.

При рассматриваемой в работе технологии свита наклонных пластов и междупластий в заходке отрабатывается горизонтальными слоями. После бестранспортной отработки средней зоны каждый горизонтальный слой со стороны границы между нижним транспортным горизонтом и бестранспортной зоной будет ограничен кровлей верхнего пласта и, следовательно, угол откоса уступа будет равен углу падения пласта. В этих условиях предлагается следующая организация буровзрывных работ в горизонтальном слое.

Первый к откосу уступа ряд вертикальных или наклонных скважин бурится через угольный пласт на полную высоту уступа.

При принятой высоте уступа линия сопротивления зарядам первого ряда по подошве уступа будет зависеть от угла падения пласта и угла наклона скважин, а также и от мощности угольного пласта.

Исходя из условий нормальной проработки подошвы уступа при взрыве связь между высотой уступа и линией сопротивления заряду по подошве описывается следующими выражениями:

а) при вертикальном расположении первого ряда скважин

$$H_{\text{бур}} = \operatorname{tg} \alpha \left( W + \frac{m}{\sin \alpha} - C \right), \quad (24)$$

где  $W$  – допустимая величина линии сопротивления по подошве уступа, м;  $m$  – мощность угольного пласта, м;  $C$  – безопасное расстояние от бровки уступа, м;  $\alpha$  – угол падения пласта, градус.

б) при наклонном расположении первого ряда скважин

$$H_{\text{бур}} = \frac{\sin \alpha \cdot \cos \alpha'}{\cos(\alpha + \alpha')} \left( W + \frac{m}{\sin \alpha} - C \right), \quad (25)$$

где  $\alpha'$  – угол наклона скважины к вертикали, градус.

На рис. 13-15 приведены графики, на которых показана связь высоты уступа с указанными выше факторами. Анализ этих графиков показывает, что увеличение мощности угольного пласта, угла его падения и угла наклона скважины к вертикали позволяет увеличить высоту уступа, т.е. увеличить мощность горизонтального слоя нижней зоны. Поэтому с целью увеличения высоты уступа по условиям проработки подошвы необходимо первый ряд скважин располагать наклонно. Вся остальная часть горизонтального слоя может быть обурена вертикальными скважинами.

В процессе обуривания блока с висячей стороны угольного пласта крайне важно правильное задание глубины скважин. Скважины, которые в процессе бурения пересекают угольный пласт, не должны добуриваться до кровли пласта на некоторую величину  $H$ , которая зависит от свойств угля и пород, угла падения пласта и угла наклона скважины. Это расстояние от нижней точки заряда от кровли угольного пласта должно исключить разрушающее действие заряда на пласт во избежание перемешивания угля с взорванной породой.

Численное значение величины смещения заряда от кровли пласта можно определить из выражений:

- для вертикальных скважин:



$$H = \frac{(R \pm K) \cdot (3 - \cos \alpha)}{3 \cos \alpha}, \quad (26)$$

где  $R$  – минимальный радиус зоны дробления пород, м;  $K$  – минимально допустимое расстояние от границы зоны разрушения до угольного пласта, зависящее от акустических свойств контактируемых сред [21];

- для наклонных скважин

$$H = \frac{(R \pm K) \cdot [3 - \cos(\alpha + \alpha')]}{3 \cos(\alpha + \alpha')}. \quad (27)$$

Удельный расход ВВ, размеры и форма сетки скважин определяются по методике [20]. При этом необходимо в приконтактной зоне с лежащей стороны угольного пласта несколько скорректировать сетку скважин таким образом, чтобы расстояние между рядами скважин, зоны дробления которых расположены под пластом, было меньше, чем наименьшее расстояние от верхней точки заряда до свободной поверхности.

Скважины, пробуренные через пласт, заряжаются с таким расчетом, чтобы основной заряд располагался в породном массиве, а верхняя точка заряда относительно контакта угольного пласта и породного массива была смещена по оси скважин на величину  $H$ .

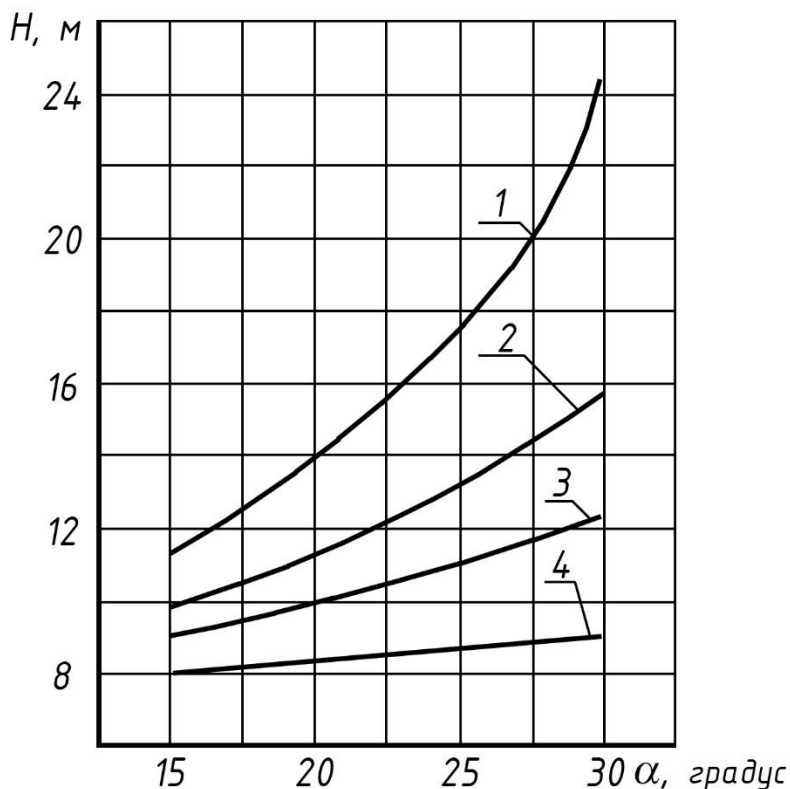


Рис. 13. Зависимость высоты слоя по условиям ведения буорозрывных работ от угла падения пластов при углах наклона скважин: 1 – 45°; 2 – 30°; 3 – 15°; 4 – 0°.

Fig. 13. Dependence of the layer height according to the conditions of drilling and blasting operations on the angle of incidence of layers at the angles of inclination of wells: 1 – 45°; 2 – 30°; 3 – 15°; 4 – 0°.

С целью сохранения угольных пластов от разрушения, взрывание междупластий следует производить в определенной последовательности с применением специальных схем КЗВ. Вначале должны взрываться те скважины междупластья, заряды которых размещены над угольным пластом. Взрывание блока в целом целесообразно производить по диагональной схеме с замедлением между рядами. При таком способе ведения взрывных работ скважинные заряды, расположенные под угольным пластом, будут взрываться последними в ряду, и тем самым будет



обеспечиваться нормальная работа скважинного заряда в направлении вновь образованной поверхности при взрыве предыдущих скважин.

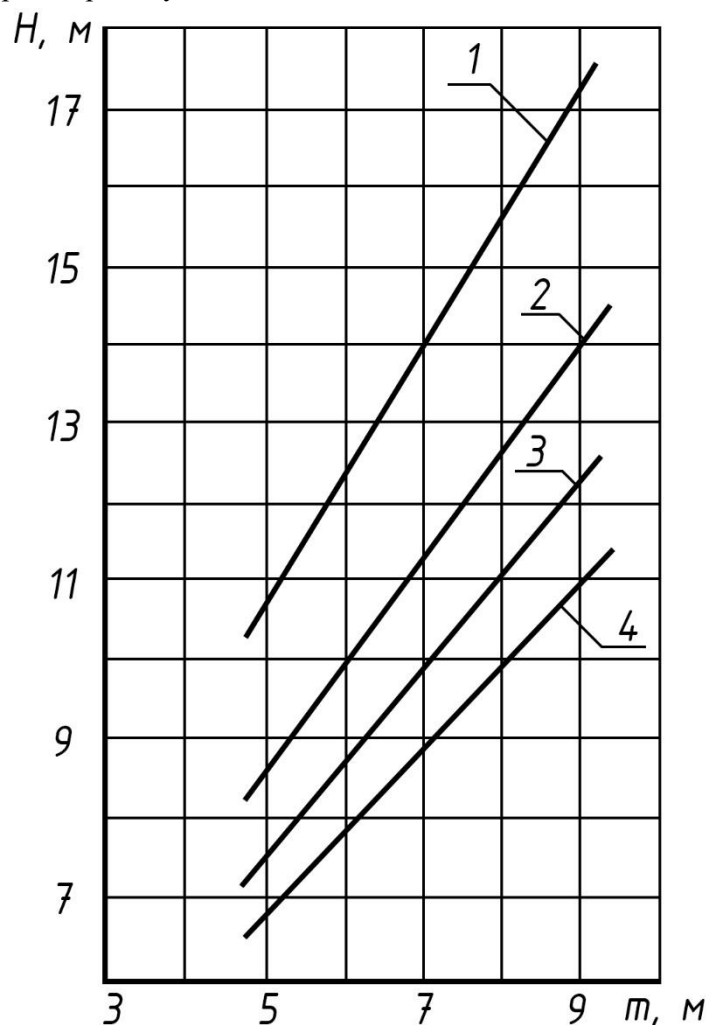


Рис. 14. Зависимость высоты слоя по условиям ведения буровзрывных работ от мощности угольного пласта при углах наклона скважин: 1 – 45°; 2 – 30°; 3 – 15°; 4 – 0°.

Fig. 14. Dependence of the layer height according to the conditions of drilling and blasting operations on the capacity of the coal seam at the angles of inclination of wells: 1 – 45°; 2 – 30°; 3 – 15°; 4 – 0°.

В такой же последовательности производится взрывание и следующих междупластий. Время между взрывами соседних междупластий не лимитируется. При этом необходимо соблюдать лишь условия последовательности взрывания междупластий, т.е. первым должно быть взорвано самое нижнее междупластье, а затем – следующее по высоте и т.д.

### Определение параметров буровзрывных работ в верхней транспортной зоне

При разработке верхней зоны по транспортной технологии параметры буровзрывных работ должны обеспечивать рациональную степень дробления горных пород взрывом. Известно, что качество дробления, характеризуемое диаметром среднего куска взорванной горной массы, зависит в основном от структуры горного массива, физико-механических и акустических свойств пород, удельного расхода ЕВ, диаметра скважинных зарядов и высоты уступа.

Принятая технология отработки наклонных месторождений определила выбор диаметра скважин по условиям производства буровзрывных работ в бестранспортной зоне. Такой же тип бурового оборудования должен быть принят и для верхней транспортной зоны.

Выбор высоты уступа определяется рабочими параметрами принятого выемочно-погрузочного оборудования.

Расчет параметров буровзрывных работ в верхней транспортной зоне осуществляется в соответствии с методикой, изложенной в работе [20]. При этом учитывается структура породного массива конкретного месторождения, а также физико-механические и акустические свойства пород.

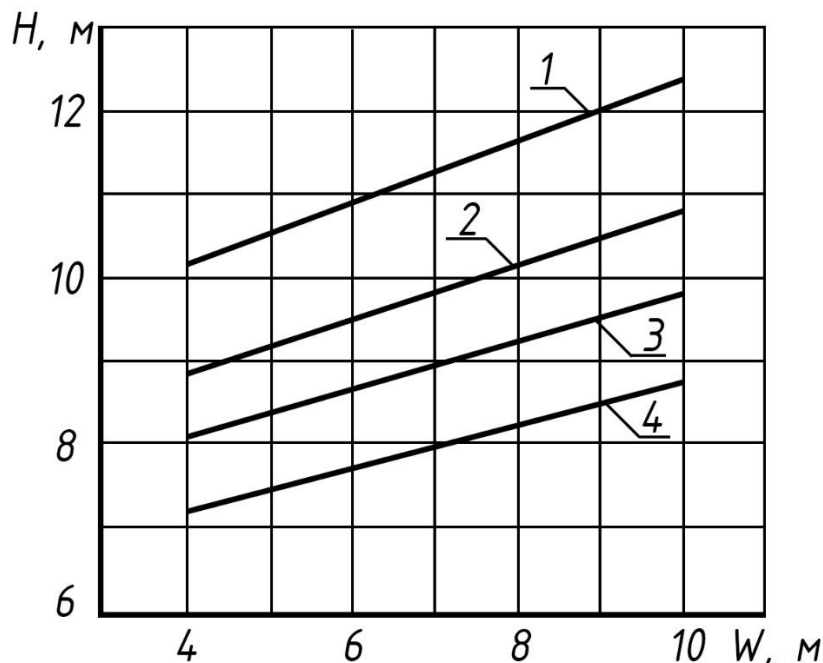


Рис. 15. Зависимость высоты слоя нижней зоны от линии сопротивления по подошве уступа  
Fig. 15. Dependence of the height of the lower zone layer on the resistance line along the bottom of the ledge

### Выбор количества буровых станков

В условиях предлагаемой системы разработки наличие трех существенно различных зон предопределяет необходимость выбора количества буровых станков прежде всего из условия обеспечения объемов буровых работ в бестранспортной зоне. Естественно, что такой подход не исключает, а увеличивает необходимость весьма жесткой увязки в пространстве и времени буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в остальных зонах. В силу такого подхода определяющим фактором в расчете принята мощность бестранспортной зоны. На рис. 16 приведена схема, позволяющая аналитическим путем подойти к решению поставленного вопроса.

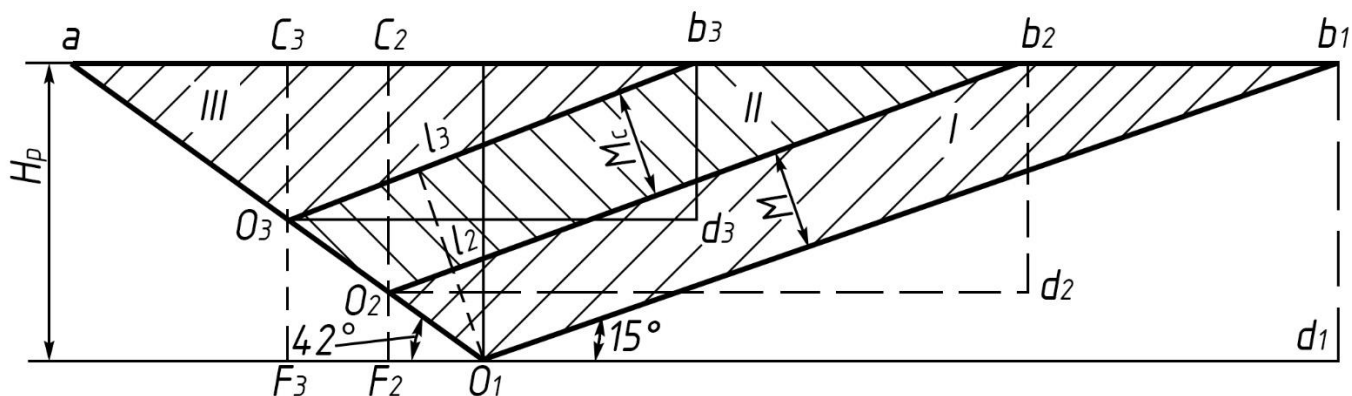


Рис. 16. Схема к определению объемов буровзрывных работ по зонам  
Fig. 16. Scheme for determining the volume of drilling and blasting operations by zones





Суть вопроса сводится к определению площадей трех зон, выраженных через мощность нижней транспортной зоны ( $M$ ) с последующим переходом к объемам через ширину заходки средней бестранспортной зоны.

Для определенных ранее значений глубины отработки и углов рабочего и нерабочего бортов разреза были получены площади трех зон в поперечном сечении месторождения.

$$\begin{aligned} S_I &= M(945 - 1,53M) \\ S_{II} &= 1,2M(945 - 2,3M) \\ S_{III} &= 7,4M^2 - 2070M + 14500. \end{aligned} \quad (28)$$

Размеры по ширине заходки бестранспортной зоны определены ранее и составили 60, 80 и 90 м.

Зная общий объем породы, подлежащий взрыванию, легко перейти к объему бурения:

$$P = \frac{S \cdot A_{\text{зах}}}{V_{\text{зм}}}, \quad (29)$$

где  $V_{\text{зм}}$  – выход горной массы, которая для пород средней взрываемости и диаметра заряда 200 мм составляет 35 м<sup>3</sup>/м (для бестранспортной зоны – 55 м<sup>3</sup>/м);  $A_{\text{зах}}$  – ширина заходки, м.

Тогда количество станков, необходимое для обурирования заданного объема, определится из выражения

$$N = \frac{S \cdot A_{\text{зах}}}{2 \cdot V_{\text{зм}} \cdot P_{\text{б.ст}} \cdot K_u \cdot n_{\text{бл}}}, \quad (30)$$

где  $P_{\text{б.ст}}$  – сменная техническая производительность бурового станка, м;  $K_u$  – коэффициент использования бурового станка;  $n_{\text{бл}}$  – количество смен необходимых для обурирования блока.

При двухсменном режиме работы суточная производительность бурового станка с учетом коэффициента использования составляет 204 п.м. Время, необходимое на обурирование блока, принималось равным одному году и половине года.

В общем виде количество станков в распределении по зонам можно получить из выражений

$$N_I = (945 - 1,53M) \frac{S \cdot A_{\text{зах}}}{2 \cdot V_{\text{зм}} \cdot P_{\text{б.ст}} \cdot K_u \cdot n_{\text{бл}}}; \quad (31)$$

$$N_{II} = (945 - 2,3M) \frac{1,2 \cdot S \cdot A_{\text{зах}}}{2 \cdot V_{\text{зм}} \cdot P_{\text{б.ст}} \cdot K_u \cdot n_{\text{бл}}}; \quad (32)$$

$$N_{III} = (7,4M^2 - 2070M + 14500) \frac{S \cdot A_{\text{зах}}}{2 \cdot V_{\text{зм}} \cdot P_{\text{б.ст}} \cdot K_u \cdot n_{\text{бл}}}. \quad (33)$$

В целом выражение для определения общего количества станков во всех зонах будет иметь вид:

$$N_o = \frac{S \cdot A_{\text{зах}} (3,1M^2 + 20M + 14500)}{2 \cdot V_{\text{зм}} \cdot P_{\text{б.ст}} \cdot K_u \cdot n_{\text{бл}}}. \quad (34)$$

На основе (34) построены зависимости потребного количества буровых станков от мощности зоны (рис. 17, 18).

Из рисунков видно, что с увеличением мощности слоя резко возрастает потребность в буровых станках в бестранспортной зоне. Очевидно также, что этот факт вызывает общее увеличение потребности в буровых станках.

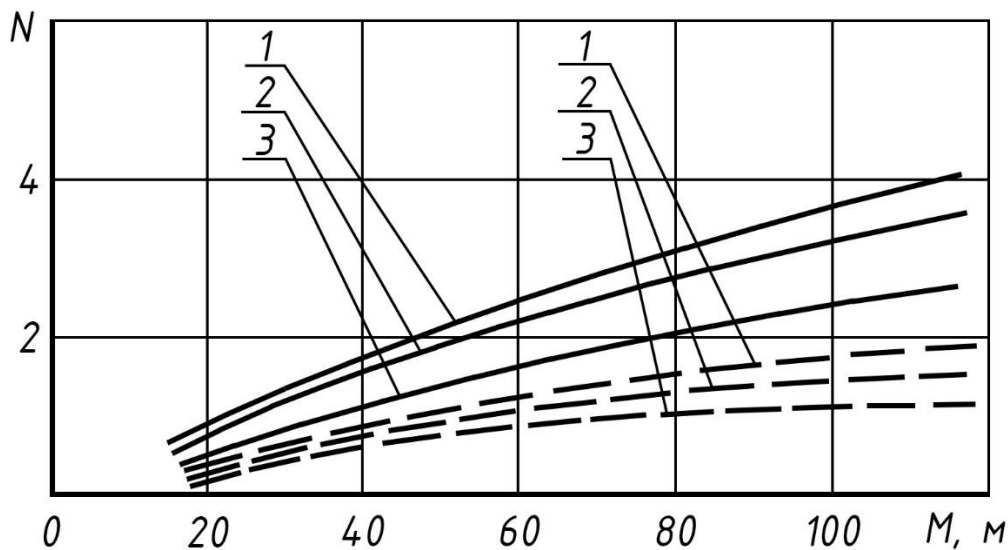


Рис. 17. Зависимость потребного количества буровых станков в бестранспортной зоне от мощности нижней транспортной зоны при ширине заходки: 1, 2, 3 – 90, 80 и 60 м соответственно; сплошные линии соответствуют сроку отрабатываемого блока 0,5 года, прерывистые – 1 год.

Fig. 17. The dependence of the required number of drilling rigs in the transportless zone on the capacity of the lower transport zone at the entry width: 1, 2, 3 – 90, 80 and 60 m, respectively; solid lines correspond to the period of the block being worked out 0.5 years, intermittent – 1 year.

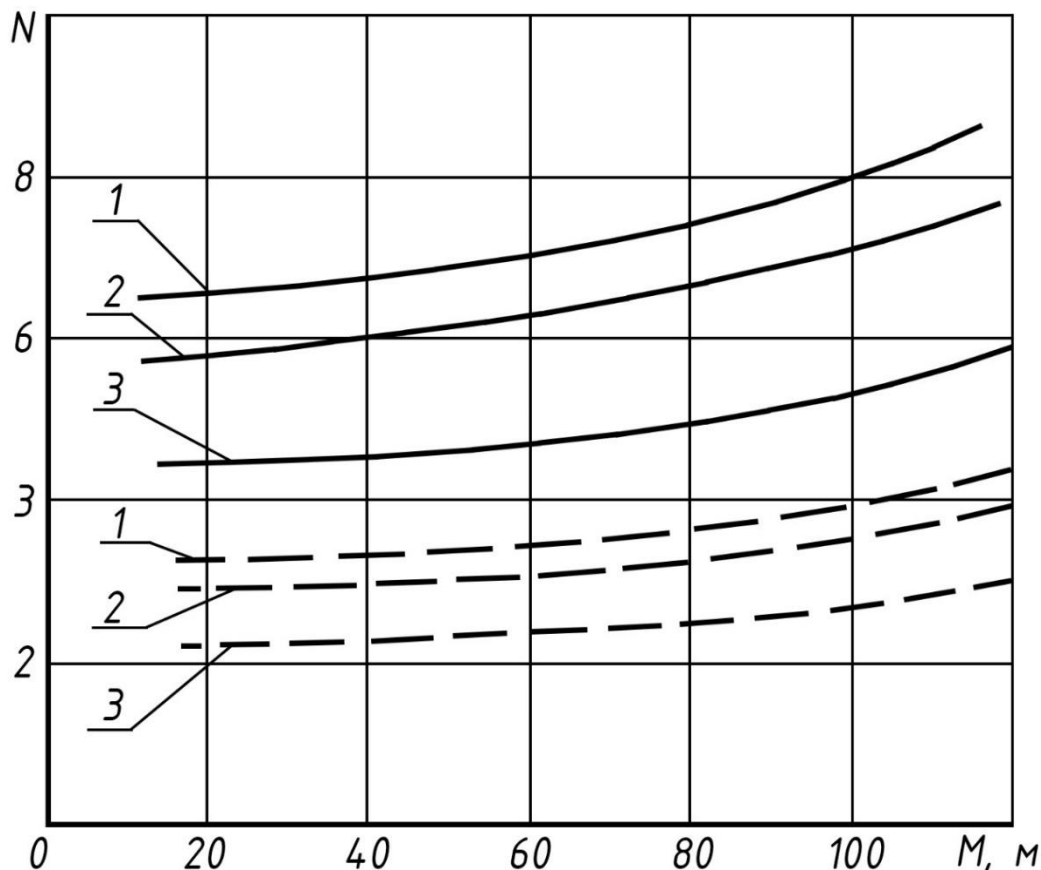


Рис. 18. Зависимость потребного количества буровых станков по разрезу от мощности нижней транспортной зоны при ширине заходки: 1, 2, 3 – 90, 80 и 60 м соответственно; сплошные линии соответствуют сроку отрабатываемого блока 0,5 года, прерывистые – 1 год.

Fig. 18. Dependence of the required number of drilling rigs in the section on the capacity of the lower transport zone at the entry width: 1, 2, 3 – 90, 80 and 60 m, respectively; solid lines correspond to the period of the block being worked out 0.5 years, intermittent – 1 year.



## **Выводы**

Экспериментально установлено, что параметры развала горной массы при взрыве зависят в основном от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, высоты уступа и ширины заходки. В целом же геометрия развала определяется величиной начальной скорости отбойки породы.

На основании выполненных исследований получены параметрические уравнения, описывающие траекторию движения породы при взрыве и позволяющие определить дальность перемещения породы.

В результате аналитических исследований разработана методика определения параметров развала и построения его профиля. Сравнение расчетных параметров развала с экспериментальными показывает хорошую сходимость результатов. Максимальная относительная ошибка при этом не превышает 18%.

Результаты исследований по определению параметров развала положены в основу при проектировании буровзрывных работ в рассматриваемой комбинированной технологии отработки наклонных месторождений.

При производстве взрывных работ в средней бестранспортной зоне существенное значение имеет величина коэффициента перемещения породы в выработанное пространство. От величины коэффициента перемещения будут зависеть объемы экскавации в средней зоне. Исследованиями установлено, что наиболее целесообразно производить взрывные работы в средней бестранспортной зоне при удельном расходе ВВ, равном 1 кг/м<sup>3</sup>.

При производстве взрывных работ в нижней угленасыщенной зоне первостепенное значение приобретает вопрос сохранения угольного пласта от влияния взрыва. С целью эффективного дробления пород междупластий рекомендуется почву пластов обуривать скважинами, проходящими через угольный пласт. Взрывание следует осуществлять по схеме «косой ряд» с замедлением между рядами, при этом в первую очередь должны взрываться скважины, расположенные над кровлей нижележащего пласта.

## **Список литературы**

1. Репин, Н.Я. О применении вероятностного метода при исследовании кусковатости горных пород / Н.Я. Репин, А.В. Бирюков // Известия вузов. Горный журнал. – 1972. – № 7. – С. 66-69.
2. Репин, Н.Я. Исследование эффективности дробления трудновзрываемых пород вскрыши угольных карьеров методом наклонных скважин малого диаметра / Репин Н.Я., Потапов М.И. // Взрывное дело. – 1965. – № 57/14. – С. 220-225.
3. Repin, N.Ya. Study of the charge diameter and rock fracturing influence on its blasting fragmentation ratio // Gornyi zhurnal. – 1970. – Vol. 5. – Pp. 54-56.
4. Repin, N.Ya. Determination of the zone size of rocks breaking by the bore-hole charge of the different diameter // Gornyi zhurnal. – 1968. – Vol. 1. – Pp. 15-19.
5. Бирюков, А.В. Оптимизация расхода взрывчатых веществ на разрезах в условиях рынка / А.В. Бирюков, А.С. Ташкинов, В.В. Шелепов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 1998. – № 1(2). – С. 94-95. – EDN TZGSWE.
6. Ташкинов, А.С. Прогнозная оценка технологических свойств вскрышных пород угольных разрезов при проектировании буровзрывных работ / А.С. Ташкинов, В.М. Мазаев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 1998. – № 3(4). – С. 83-84. – EDN PPKRSH.
7. Бирюков, А.В. О среднем диаметре кусков взорванной породы / А.В. Бирюков, А.С. Ташкинов // Известия вузов. Горный журнал. – 1987. – №1. – С.55-57.
8. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н. Я. Репин, В. П. Богатырев, В. Д. Буткин, А. С. Ташкинов [и др.]. – М.: Недра. – 1987. – 254 с. – EDN YABOMD.
9. Ханукаев, А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом // М.: Госгортехиздат. – 1962.
10. Ханукаев, А.Н. Экспериментальное исследование процесса разрушения пород взрывом / А.Н. Ханукаев, Е.Г. Баранов, В.Н. Мосинец // Фрунзе. – 1961.
11. Потапов, М.И. Исследование и выбор рациональных параметров буровзрывных работ на угольных карьерах южного Кузбасса. Дис. ... канд. техн. наук // Кемерово. – 1967.
12. Кузьмин, Е.А. Скорость роста хрупких трещин в стекле и канифоли / Е.А. Кузьмин, В.П. Пух // В сб. «Некоторые проблемы прочности твердого тела». – М.: Изд-во АН СССР. – 1959.
13. Отчет по НИР «Определение рациональных способов ведения буровзрывных работ на карьерах Кузбасса» // КузПИ, Кемерово. – 1965.



14. Ханукаев, А.Н. Экспериментальное исследование параметров волн напряжений по скорости смещений / А.Н. Ханукаев, И.Ф. Ваягин, В.Г. Мыркин // Отчет по НИР. – Ленинградский горный институт, 1959.
15. Баранов, Е.Г. Исследование процессов бурения и взрывания / Е.Г. Баранов, П.С. Данчев [и др.] // Углетехиздат, 1959.
16. Бирюков, А.В. Исследование структурных свойств породного массива и их влияние на качество дробления горных пород взрывом. Дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 1970.
17. Отчет по НИР «Выбор параметров буровзрывных работ на карьерах южного Кузбасса на основе определения рационального диаметра скважин для пород различной взрываемости» // КузПИ, Кемерово, 1966.
18. Паначев, И.А. Исследование эффективности разрушения пород и выбор оптимального диаметра взрывных скважин при ведении вскрышных работ на карьерах Кузбасса. Дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 1968.
19. Ташкинов, А.С. Исследование влияния качества взрывной подготовки пород на эффективность их бестранспортной разработки с использованием драглайнов. Дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 1971.
20. Методические указания по расчету параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах // КузПИ, Кемерово. – 1974.
21. Репин, Н.Я. К вопросу снижения потерь угля при производстве буровзрывных работ в зоне контакта пласта с породой / Н.Я. Репин, В.М. Семенычев // В сб. «Разработка угольных месторождений открытым способом». – Кемерово. – 1975.

#### **Конфликт интересов**

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

© 2022 Авторы. Издательство Кузбасского государственного технического университета имени Т.Ф. Горбачева. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

#### **Информация об авторах**

**Мартьянов Виктор Леонидович**, к.т.н., доцент

e-mail: martvic@yandex.ru

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева

Российская Федерация, г. Кемерово, 650000, ул. Весенняя, 28

Прокопьевский филиал Кузбасского государственного технического университета  
им. Т.Ф. Горбачева

Российская Федерация, Кемеровская область - Кузбасс, г. Прокопьевск, 653049, ул. Ноградская, 19а

**Колесников Валерий Федорович**, д.т.н., профессор

e-mail: kvf.rmpio@luzstu.ru

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева

Российская Федерация, г. Кемерово, 650000, ул. Весенняя, 28

**Лапаев Максим Николаевич**, студент

e-mail: makslapaev6@gmail.com

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева

Российская Федерация, г. Кемерово, 650000, ул. Весенняя, 28



## INVESTIGATION OF DRILLING AND BLASTING WORKS PARAMETERS FOR THE COMBINED TECHNOLOGY OF OPEN PIT MINING OF INCLINED DEPOSITS

Victor L. Martyanov<sup>1,2</sup>, Valery F. Kolesnikov<sup>1</sup>, Maxim N. Lapaev<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Federal State Budgetary Educational Institution of Higher Education «T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University»

<sup>2</sup> Prokopyevsk branch of Federal State Budgetary Educational Institution of Higher Education «T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University»



### Article info

Received:

18 August 2022

Revised:

25 September 2022

Accepted:

29 September 2022

**Keywords:** drilling and blasting,  
open pit mining, internal dump,  
coal-bearing zone, blasted rock

### Abstract.

At present, when developing inclined deposits, the transport technology is usually used, which determines parameters and organization of drilling and blasting operations on benches. When solving the problem of using combined technology on inclined deposits, the issues of preparation of rocks by explosion acquire a number of specific features, first of all, characteristic for mining operations within the middle and lower zones. It is known that all technological solutions are based, as a rule, on using a certain type of mining transport equipment. When developing the rocks of the middle zone, the above-mentioned peculiarities consist in the fact that in order to drill the middle zone mined by direct dumping technology, it is necessary to have high-performance machines capable of drilling wells to a depth of 50-70 m and more. Implementation of the considered combined development of inclined deposits in the part concerning direct dumping technology of the middle zone is based on application of the technology of blasting with rock dumping into the mined-out space. And this, in its turn, predetermines the requirements to the choice of parameters of drilling and blasting operations and, first of all, to the choice of borehole direction and specific consumption of explosives. This article deals with the issues of explosive displacement of rock and the formation of blasted rock mass in the conditions of combined development of inclined deposits.

**For citation** Martyanov V., Kolesnikov V., Lapaev M. (2022) Investigation of drilling and blasting works parameters for the combined technology of open pit mining of inclined deposits, *Journal of mining and geotechnical engineering*, 3(18):53. DOI: 10.26730/2618-7434-2022-3-53-78

### References

1. Repin, N.Ya. O primeneni veroyatnostnogo metoda pri issledovanii kuskovatosti gornyykh porod / N.Ya. Repin, A.V. Biryukov // *Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal*. – 1972. – № 7. – S. 66-69.
2. Repin, N.Ya. Issledovanie effektivnosti drobleniya trudnovzryvaemykh porod vskryshi ugol'nykh kar'erov metodom naklonnykh skvazhin malogo diametra / Repin N.Ya., Potapov M.I. // *Vzryvnoe delo*. – 1965. – № 57/14. – S. 220-225.
3. Repin, N.Ya. Study of the charge diameter and rock fracturing influence on its blasting fragmentation ratio // *Gornyy zhurnal*. – 1970. – Vol. 5. – Pp. 54-56.
4. Repin, N.Ya. Determination of the zone size of rocks breaking by the bore-hole charge of the different diameter // *Gornyy zhurnal*. – 1968. – Vol. 1. – Pp. 15-19.
5. Biryukov, A.V. Optimizatsiya raskhoda vzryvchatykh veshchestv na razrezakh v usloviyakh rynka / A.V. Biryukov, A.S. Tashkinov, V.V. Shelepov // *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. – 1998. – № 1(2). – S. 94-95. – EDN TZGSWE.
6. Tashkinov, A.S. Prognoznaya otsenka tekhnologicheskikh svoystv vskryshnykh porod ugol'nykh razrezov pri proektirovani burovzryvnykh rabot / A.S. Tashkinov, V.M. Mazaev // *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. – 1998. – № 3(4). – S. 83-84. – EDN PPKRSH.
7. Biryukov, A.V. O srednem diametre kuskov vzorvannoy porody / A.V. Biryukov, A.S. Tashkinov // *Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal*. – 1987. – №1. – S.55-57.





8. Burovzryvnye raboty na ugol'nykh razrezakh / N. Ya. Repin, V. P. Bogatyrev, V. D. Butkin, A. S. Tashkinov [i dr.]. – M.: Nedra. – 1987. – 254 s. – EDN YABOMD.
9. Khanukaev, A.N. Energiya voln napryazheniy pri razrushenii porod vzryvom // M.: Gosgortekhzdat. – 1962.
10. Khanukaev, A.N. Eksperimental'noe issledovanie protsessa razrusheniya porod vzryvom / A.N. Khanukaev, E.G. Baranov, V.N. Mosinets // Frunze. – 1961.
11. Potapov, M.I. Issledovanie i vybor ratsional'nykh parametrov burovzryvnykh rabot na ugol'nykh kar'erakh yuzhnogo Kuzbassa. Dis. ... kand. tekhn. nauk // Kemerovo. – 1967.
12. Kuz'min, E.A. Skorost' rosta khrupkikh treshchin v stekle i kanifoli / E.A. Kuz'min, V.P. Pukh // V sb. «Nekotorye problemy prochnosti tverdogo tela». – M.: Izd-vo AN SSSR. – 1959.
13. Otchet po NIR «Opredelenie ratsional'nykh sposobov vedeniya burovzryvnykh rabot na kar'erakh Kuzbassa» // KuzPI, Kemerovo. – 1965.
14. Khanukaev, A.N. Eksperimental'noe issledovanie parametrov voln napryazheniy po skorosti smeshcheniy / A.N. Khanukaev, I.F. Vanyagin, V.G. Myrkin // Otchet po NIR. – Leningradskiy gornyy institut, 1959.
15. Baranov, E.G. Issledovanie protsessov bureniya i vzryvaniya / E.G. Baranov, P.S. Danchev [i dr.] // Ugletekhhizdat, 1959.
16. Biryukov, A.V. Issledovanie strukturnykh svoystv porodnogo massiva i ikh vliyanie na kachestvo drobleniya gornykh porod vzryvom. Dis. ... kand. tekhn. nauk. – Kemerovo, 1970.
17. Otchet po NIR «Vybor parametrov burovzryvnykh rabot na kar'erakh yuzhnogo Kuzbassa na osnove opredeleniya ratsional'nogo diametra skvazhin dlya porod razlichnoy vzryvaemosti» // KuzPI, Kemerovo, 1966.
18. Panachev, I.A. Issledovanie effektivnosti razrusheniya porod i vybor optimal'nogo diametra vzryvnykh skvazhin pri vedenii vskryshnykh rabot na kar'erakh Kuzbassa. Dis. ... kand. tekhn. nauk. – Kemerovo, 1968.
19. Tashkinov, A.S. Issledovanie vliyaniya kachestva vzryvnoy podgotovki porod na effektivnost' ikh bestransportnoy razrabotki s ispol'zovaniem draglaynov. Dis. ... kand. tekhn. nauk. – Kemerovo, 1971.
20. Metodicheskie ukazaniya po raschetu parametrov vzryvnoy otboyki porod na ugol'nykh razrezakh // KuzPI, Kemerovo. – 1974.
21. Repin, N.Ya. K voprosu snizheniya poter' uglya pri proizvodstve burovzryvnykh rabot v zone kontakta plasta s porodoy / N.Ya. Repin, V.M. Semenychev // V sb. «Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom». – Kemerovo. – 1975.

### Conflicts of Interest

The authors declare no conflict of interest.

© 2022 The Authors. Published by T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

### Information about the authors

**Victor L. Martyanov**, Ph.D. (Tech.), Associate Professor  
e-mail: martvic2005@yandex.ru

Open Pit Mining Department, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University  
Russian Federation, Kemerovo region – Kuzbass, 650000, Kemerovo, 28 Vesenniyaya st.

Prokopyevsk Branch of T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University  
Russian Federation, Kemerovo region – Kuzbass, 653049, Prokopyevsk, 19a  
Nogradskaya st.

**Valery F. Kolesnikov**, Dr.Sc. (Tech.), Professor  
e-mail: kolesnikovvf@kuzstu.ru

**Maxim N. Lapaev**, Student  
e-mail: makslapaev6@gmail.com

Open Pit Mining Department, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University  
Russian Federation, Kemerovo region – Kuzbass, 650000, Kemerovo, 28  
Vesenniyaya st.

