

15.05.2001. Бюл. №4.

4. **Сторчак С.О.** Пат. 62168 UA, МКІ E21C41/06. Спосіб розробки крутоспадних родовищ корисних копалин/ **С.О.Сторчак, В.О.Щелканов, Ф.І.Караманіц, Б.М.Андрєєв, В.А.Корж, С.В.Письменний** (Україна); Заявл. 02.01.2003; Опубл. 15.12.2003; Бюл. № 12.

5. **Слесарев В.Д.** Механика горных пород и рудничное крепление. – М.: Углездат, 1948. – 45 с.

Рукопись поступила в редакцию 03.02.14

УДК 622.235

Ю.С. МЕЦ, А.Ю. АНТОНОВ, доктора техн. наук, проф.
Криворожский национальный университет

ЭФФЕКТИВНЫЙ КОМПЛЕКС БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ УСТУПОВ УВЕЛИЧЕННОЙ ВЫСОТЫ

Показана эффективность перехода карьеров с глубиной на применение уступов увеличенной высоты 30-60 м. Разработаны параметры буровзрывных работ для существующего бурового оборудования. На основе созданной математической модели определены значения оптимальных диаметров скважин, удельных расходов ВВ для различных горнотехнических условий. Предложена оригинальная конструкция скважинного заряда.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Разработка железистых кварцитов карьерами Кривбасса в настоящее время ведется на глубине до 300-400 м. В то же время по мере увеличения глубины ведения горных работ происходит уменьшение забойного пространства, в результате чего мощное выемочно-погрузочное оборудование, при заниженных параметрах элементов систем разработки не реализует свои потенциальные технические возможности. Кроме того, относительно малая высота разрабатываемых уступов не позволяет повысить угол откоса рабочего борта карьера, что требует выполнения неоправданно завышенных объемов вскрышных работ. На ряде карьеров ширина рабочих площадок приведена близкой к минимальной (25-35 м), в результате чего резерв повышения угла откоса борта за счет данного фактора также практически исчерпан. Остается наиболее приемлемое решение - переход к ведению горных работ уступами увеличенной высоты.

Анализ исследований и публикаций. В начальный период строительства и эксплуатации карьеров до глубин 100-200 м получило широкое распространение взрывание двоярных и строенных уступов на неподобранный забой [1-7]. На карьерах ЮГОКа, НКГОКа, ЦГОКа, ИнГОКа таким способом отбито и отгружено десятки миллионов м³ горной массы. При этом сократился объем буровых работ, улучшилось качество дробления пород не только за счет оптимизации параметров буровзрывных работ, способов и средств взрывания, но и за счет исключения части массива уступа, где находится забойка, т.е. его «незаряжаемая» часть, являющаяся основным источником выхода негабарита.

При переходе на взрывание высоких уступов успешно решаются проблемы интенсификации выемки полезных ископаемых и создаются условия увеличения крутизны рабочего борта. Установлено также, что резервом повышения эффективности отбойки может служить переход на скважины оптимального диаметра со специальной конструкцией забоечного пространства скважины.

Выбор оптимального диаметра скважин всегда считался крайне важным и в научном, и, особенно, в практическом аспекте, так как с ним связаны задачи выбора оборудования при проектировании горных предприятий, направления конструкторских разработок новой буровой техники. На открытых работах прослеживается тенденция применения скважинных зарядов все больших диаметров - от 100 до 320 мм. На карьерах США и Канады используют скважинные заряды диаметром до 450 мм [8,9].

На карьере ЮГОКа в термобурильных породах бурили скважины термическим способом до 500 мм. Разнообразные применяемые диаметры зарядов чаще всего объясняется наличием оптимального диаметра заряда для конкретных условий, определяемого соответствующими минимальными денежными удельными затратами на разработку данной породы.

Постановка задачи. Переход к ведению горных работ уступами увеличенной высоты, а также изыскание и обоснование новых технических и технологических решений, которые обеспечивали бы повышение концентрации производства и уменьшение объемов вспомогательных работ, а также сокращение текущих объемов вскрыши за счет оптимизации комплекса буровзрывных работ является актуальной задачей исследований.

Изложение материала и результаты. После анализа результатов взрывов и средств их осуществления, проведения дополнительных экспериментальных взрывов в различных горно-технологических условиях был разработан паспорт буровзрывных работ для взрывания уступов увеличенной высоты (табл.1).

Таблица 1

Паспорт буровзрывных работ при взрывании уступов увеличенной высоты

Крепость пород, <i>f</i>	8-14	14-16	16-18	18	4-8	8-14	14-16	16-18	18	4-8	8-14	14-16	16-18	
Высота уступа, м	22 м						30 м							
Тип станка	СБШ-320					СБШ-250				СБШ-250				
Кат. взрываемости	III	IV	V	VI	II	III	IV	V	VI	II	III	IV	V	
Диаметр скв., мм	328	328	328	328	256	256	256	256	256	256	256	256	256	
ЛСПП, м	15-16	15-16	15-16	15-16	15-16	15-16	15-16	15-16	15-16	18-20	18-20	18-20	18-20	
РМР, м	7	6	5	5	5	5	4	4	3,5	6	5	5	4	
Число одно-вр. взр. скважин в гр.1 р.	1	2	2	3	2	2	3	3	4	3	3	4	4	
РМГС 1 р., м	5	8	7	10	12	10	10	10	10	12	10	10	8	
Перебур, м	2	2	2	2	3	3	3	3	3	2	2	2	2	
<i>L</i> забойки, м	1 ряд	5/7	5/7	5/7	5/7	6/8	5/7	5/7	5/7	5/7	6/10	5/10	5/10	5/10
	посл.ряды	5	5	5	5	6	5	5	5	5	6	5	5	5
	посл.ряда	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
РМС посл.рядов	6	6	6	5	6	5	5	5	5	5	4	4	4	
РМС посл.ряда	4	4	4	4	5	4	4	4	4	4	4	4	4	
Вмест.скв., кг/ м ³	78	78	78	78	46	46	46	46	46	46	46	46	46	
Дл.зар., м	1 ряд	19/17	19/17	19/17	19/17	19/17	20/18	20/18	20/18	20/18	26/22	27/22	27/22	27/22
	посл.рядов	19	19	19	19	19	20	20	20	20	26	27	27	27
	посл.ряда	17	17	17	17	17	18	18	18	18	24	24	24	24
Вес. зар., кг	1 ряд	1480/1320	1480/1320	1480/1320	1480/1320	880/750	920/830	920/830	920/830	920/830	1240/1000	1240/1000	1240/1000	1240/1000
	посл.рядов	1480	1480	1480	1480	880	920	920	920	920	1240	1240	1240	1240
	посл.ряда	1320	1320	1320	1320	750	800	800	800	800	1100	1100	1100	1100
Уд.расх.ВВ, кг/ м ³	1 ряд	1,0	1,2	1,4	1,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	1,2	1,5	1,6	1,8
	посл.рядов	1,2	1,5	1,6	2,0	1,4	1,4	1,6	1,8	2,2	1,4	1,8	2,2	2,5
	посл.ряда	1,5	2,0	2,0	2,01	1,6	2,0	2,0	2,2	2,0	2,0	2,2	2,0	2,5
Ожидаемая ширина развала, м	40	50	50	60	40	40	45	45	50	60	70	70	75	
Ожидаемая высота вспучивания, +м	+13	+11	+10	+10	+13	+11	+11	+10	+10	+15	+15	+12	+12	

Резервом повышения эффективности комплекса буровзрывных работ при работе карьера на больших глубинах уступами высотой 30-60 м может служить, по нашему мнению, переход на применение скважин оптимального диаметра.

Для этой цели разработана математическая модель, которая базируется на самых общих, но общепризнанных и хорошо изученных аспектах взрывного дела.

В основу модели положено: качество дробления на расстоянии *R* от заряда прямо пропорционального потоку энергии, проходящему через единичную площадь поверхности; коэффициент отдачи энергии заряда породе не зависит (или слабо зависит) от размера заряда; энергия заряда в первом приближении определяется теплотой взрыва и мало зависит от детонационных характеристик ВВ; среда, по которой передается энергия заряда, поглощает энергию на неупругую деформацию, нагрев, диффузное рассеивание, не связанные с дроблением. При таких допущениях поток энергии E_R через единичную площадку на расстоянии от заряда будет равен

$$E_R = \frac{Q}{R^n} e^{\alpha R}, \quad (1)$$

где Q - энергия заряда ВВ, ккал.; R - расстояние от центра заряда, м; n - показатель степени, определяющий геометрическую расходимость энергии, для сосредоточенных зарядов $n=2$, для

удлиненных $n=1$; α - коэффициент поглощения энергии, обратно пропорционален скорости звука в породе и длине волны $\lambda = \frac{1}{f} - \frac{1}{\mu}$.

Если порода идеально упругая, т.е. $\alpha=0$, тогда

$$E_R = Q/R^n$$

Чтобы исследовать зависимость ее необходимо преобразовать, выразив однозначно через радиус заряда r .

Для сосредоточенного и удлиненного заряда формула (1) будет выглядеть

$$E_R = \frac{E_0 r^3}{\bar{r}^2 r^2} e^{-a\bar{r}r} = \frac{E_0 r}{\bar{r}^2} e^{-a\bar{r}r}; \quad E_r = \frac{E_0 r^2}{\bar{r}^2 r} e^{-a\bar{r}r} = \frac{E_0 r}{\bar{r}^2} e^{-a\bar{r}r};$$

или в общем виде

$$E_r = E_0 r / \bar{r}^n \quad (2)$$

где r - радиус заряда, м; E_0 - плотность заряжения, кг/м³; \bar{r} - относительное расстояние от заряда.

Зависимость (2) имеет экстремум, определяемый условием $d \cdot E_r / d \cdot r = 0$

Решение этого уравнения дает значение

$$r_{opt} = \frac{1}{\alpha \bar{r}} m \quad (3)$$

Значению r_{opt} соответствует максимальное значение плотности потока энергии E_R или $E_{r\bar{r}}$ то есть для определения r_{opt} достаточно замерить скорости V_1 и V_2 в точках на расстоянии R_1 и R_2 от заряда и определить по формуле

$$\alpha = \ln \frac{V_1 R_1}{V_2 R_2} / (R_2 - R_1) \quad (4)$$

По данным [10] для Криворожских руд на карьерах при изменении $f=10 \div 20$ и скорости продольных волн $V=2000 \div 6000$ м/с коэффициент поглощения колеблется от 0,025 до 0,4. Причем, установлена корреляционная обратно пропорциональная зависимость α от скорости звука в породах. Но эта зависимость не жесткая и возможны случаи, когда α различаются в несколько раз при равных скоростях звука для этих пород. Поэтому определение α по скорости звука в породе может быть лишь ориентировочным. Для получения численных значений r_{opt} рассмотрим примеры.

1. Пусть взрывание производится в гидрогематитовой руде крепостью $f=10$, $C=2000$ м/с, $\alpha=0,4$ с удельным расходом ВВ 0,7 кг/м³. Определить оптимальный радиус через удельный расход по формуле

$$\bar{r} = 1,1 \sqrt{E_0 / q} \quad (5)$$

где q - удельный расход ВВ.

Эта формула справедлива для квадратной сетки скважин и отбойки скважинными зарядами при коэффициенте заполнения скважины 0,7. Для нашего примера $\bar{r} = 1,1 \sqrt{900/0,7} = 40$, тогда $r_{opt} = 1/(0,4 \cdot 40) = 0,06$ м или $d_{opt} = 0,12$ м.

Оптимальный диаметр скважин, обеспечивающий наилучшее дробление этой руды при заданном удельном расходе равен 0,12 м.

2. Руда-кварцит $f=10$; $C=5000$ м/с; $\alpha=0,15$; $g=0,8$ кг/м³, тогда $\bar{r} = 1,1 \sqrt{900/0,8} = 36$, $r_{opt} = 1/(0,05 \cdot 0,36) = 0,185$ м или $d_{opt} = 0,370$ м.

3. Руда-роговик $f \geq 20$, $C=6500$ м/с, $\alpha=0,05$, $g=1,2$ кг/м³.

$$\bar{r} = 1,1 \sqrt{900/1,2} = 30, \quad r_{opt} = 1/(0,05 \cdot 0,30) = 0,65 \text{ м или } d_{opt} = 1,3 \text{ м.}$$

Подставив в формулу (3) реальные значения удельного расхода ВВ и коэффициента поглощения α , получим для крепких криворожских руд значения оптимального диаметра скважин 1300 мм. В то же время в крепких породах (с малым α) и высокой скоростью звука применение скважин \varnothing 320 мм вместо 250 мм, что меньше оптимального (1300 мм), приведет к улучшению качества дробления.

Таким образом, величина оптимального диаметра с ростом удельного расхода ВВ для слабых (с большим α) пород, растет медленно. Это значит, что для пород (с большим α) примене-

ние того или иного диаметра скважины не оказывает столь существенного влияния. При этом для крепких пород (с малым α) выбор диаметра заряда имеет важное значение для дробления.

Для повышения коэффициента полезного действия скважинного заряда увеличенного диаметра, снижения выброса газообразных продуктов взрыва и уменьшения разброса кусков породы разработан способ запираания устья скважины созданием конусообразного расширения оригинальной конструкции [11]. При взрыве материал торца забойки, продвинувшись вверх, уплотняется до значения, близкого к плотности монолита, при этом надежно запирает газы в скважине, что позволит повысить КПД взрыва и снизить загазованность окружающего пространства.

Для определения эффективности технологического метода в части запираания в скважине газов были проведены экспериментальные массовые взрывы с целью измерения высоты выброса пылегазового облака (рис. 1) с оценкой известными методами [12-14].

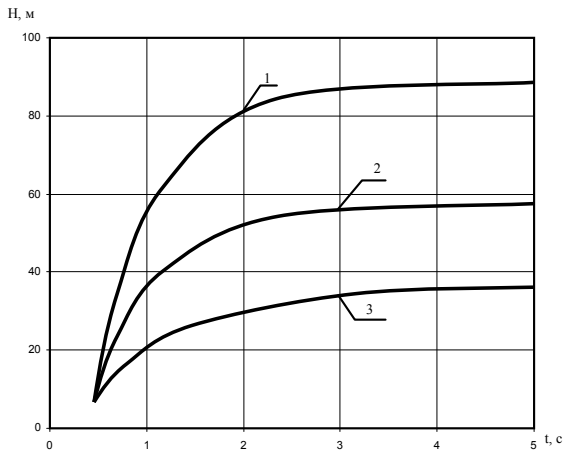


Рис. 1 Изменение высоты пылегазового облака во времени при использовании сплошной (1), активной (2) и предложенной (3) конструкции забоечной полости

Из рисунка следует, что высота пылегазового облака после взрыва заряда предложенной конструкции значительно ниже, чем при взрыве зарядов со сплошной забойкой или же зарядов с «активной» забойкой, представленной в виде мини зарядов в забоечном материале. Эффективность использования энергии скважинного заряда на дробление пород была проверена при производстве массового взрыва в блоке №36 гор. -240-255 м карьера «ИнГОК». О высокой

степени дробления взорванной горной массы свидетельствуют следующие значения выхода фракций размером: 0-100 мм - 48,1 %; 100-300 мм - 32,0 %; 200-300 мм - 11,4 %; 300-400 мм - 79,0 %; свыше 400 мм - 0,59 %.

Близкие значения результатов качества дробления взорванной горной массы были зафиксированы в блоке № 40 гор. -210 м этого же карьера.

Здесь выход фракции 0-100 мм составил 37,2%, 100-300 мм - 37,1%, 200-300 мм - 18,1% и 300-400 мм - 6,95%.

Выход фракции более 400мм составил всего 0,65 %.

В то же время в аналогичных горно-геологических условиях были произведены два контрольных взрыва в блоке №74 гор. -22 м и в блоке №86 гор. -135 м.

В этих блоках выход фракции более 400 мм составил соответственно 1,2 и 1,5 %.

Полученные показатели свидетельствуют о том, что в предложенном методе более полно используется энергия взрыва, что позволило рекомендовать его к широкому применению.

Выводы и направления дальнейших исследований. Обоснована техническая и экономическая целесообразность перехода на отработку карьеров уступами увеличенной высоты, что позволит обеспечить качественное дробление горной массы и устойчивость бортов и уступов с увеличенными углами откосов в ухудшающихся горно-технологических условиях разработки с ростом глубин карьеров.

Разработана математическая модель выбора оптимального диаметра скважин при взрывании уступов высотой 30-60 м, что даст возможность рекомендовать новое прогрессивное буровое оборудование.

Использование предложенной конструкции забоечной части скважины позволит повысить КПД взрыва и, как показали замеры, снизить пылегазовые выбросы.

Список литературы

1. **Алексеев Ф.К.** Опыт работы ИнГОКа по взрыванию в зажатой среде высоких уступов. Сб. Взрывное дело, №62/19. М: Недра, 1967. - С. 244-248.

2. **Потапов А.И., Усик И.Н.** Взрывание в зажатой среде уступов различной высоты на карьере ЮГОКа. Сб. Взрывное дело, №62/19. М: Недра, 1967. - С. 248-256.
3. **Ефремов Э.И.** К вопросу рациональной длины колонки заряда. Сб. Взрывное дело, №57/14. М: Недра, 1967. - С. 61-66.
4. **Ефремов Э.И., Бурлака А.В., Терещенко А.А., Сухаревский Б.Н.** Дальнейшее совершенствование буровзрывных работ при высоких уступах на карьере ЦГОКа. Сб. Взрывное дело, №57/14. М: Недра, 1967. - С. 162-167.
5. **Чеймберс.** История развития карьеров фирмы Old Radnor, Cement, Lime and Gravel, 1959, 34, №1.
6. **Corge Н.** Массовые взрывы на карьере Union Furnace(США), Mining Congr. J. 1961, 47, №10.
7. **Малюта Д.Н., Волынец М.А. и др.** Опыт взрывания крепких руд глубокими скважинами на карьере НКГОКа, Сб. Взрывное дело, №57/14. М: Недра, 1965. - С. 145-151.
8. **Штумпр.** Взрывание зарядов ВВ в скважинах большого диаметра в США. Ind., Steine und Erden, 1959, №10.
9. **Аш, Пирс.** Влияние скорости детонации ВВ и глубины скважины на результат взрыва. Mining Engineering, 1962, №9
10. **Казаков Н.Н.** Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. - М: Недра, 1975
11. Пат. 13515 Украина МПК E21C30/00 Свердловинний заряд /**Антонов А.Ю., Мец Ю.С.** // №u200506125; заявл. 21.06.2005; опубл. 17.04.2006, Бюл. №4, 2006.
12. Руководство по защите рудничной атмосферы от загрязнения / **А.П. Янов, П.В. Бересневич, А.А. Глушкин** и др. – Кривой Рог: УНИИБГТ, 1988 – 177с.
13. **Теннов Н.П. Жариков И.Ф.** Об эффективности применения активной забойки // Сб. Взрывное дело, №71/28.-М: Недра, 1972. - С. 134-139.
14. **Ефремов Э.И. Борисов В.И.** Способ пылегазоподавления при массовых взрывах на железорудных карьерах Украины // Сб. докладов Международной конференции по открытым горным, земляным и дорожным работам, 19-23 апреля 1994 г. – М: Россия,- С.58-61.

Рукопись поступила в редакцию 24.03.14

УДК 622.235

О.В. ШАПУРИН, д-р техн. наук, проф., С.М. ШВЕЦЬ канд. техн. наук,
Криворізький національний університет
А.А. СКАЧКОВ зав. відділом технології «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ»

ДИФЕРЕНЦІЙОВАНЕ ЕНЕРГОНАСИЧЕННЯ ПІД ЧАС ПІДРИВАННЯ УСТУПІВ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Для руйнування гірських порід з метою видобутку мінеральної сировини застосовують заряди вибухової речовини (ВР), які розрізняються багатьма особливостями, а саме: потужністю, формою, конструкцією, характером дії. Багатогранність особливостей пояснюється різноманітністю завдань, які ставлять на виробництві перед вибухом, хоча основними є два завдання: якісне виконання робіт і економна витрата ВР. Треба зауважити, що під час вибуху спостерігається значне поглинання енергії вибухової хвилі при надмірному стисканні гірської породи, частка енергії втрачається за рахунок нагрівання гірської породи, частка залишається у вибухових газах, що розсіюються у атмосфері, значна доля енергії витрачається на переміщення гірських порід при формуванні розвалу. Накопичений науковий і виробничий досвід утримує рекомендації з економної витрати енергії ВР, але резерви ще існують і не всі вони вичерпані.

Аналіз досліджень і публікацій. Академік М.В. Мельніков запропонував використовувати повітряні проміжки в зарядах ВР для більш ефективного використання енергії ВР, зменшення її витрат, за рахунок зменшення початкових високих напруг під час вибуху, більш рівномірного розподілення вибухових напруг у руйнівному середовищі. Чисельні експерименти виконані у нас в Україні, також в Росії і в дальньому зарубіжжі свідчать про високу ефективність запропонованого методу керування дією вибуху [1-5].

Основні висновки зводяться до того, що метод досягає високої ефективності у породах невисокої і середньої міцності. Із збільшенням труднодробимості порід ефективність зменшується.