УДК 622.233; 622.235

К.Н.ТРУБЕЦКОЙ, С.Д.ВИКТОРОВ,
В.М.ЗАКАЛИНСКИЙ, С.К.РУБЦОВ
Институт проблем комплексного освоения недр РАН,
Москва, Россия

ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРУШЕНИЯ ВЫСОКИХ УСТУПОВ КРУПНОМАСШТАБНЫМИ ВЗРЫВАМИ

Рассматриваются проблемы взрывного разрушения высоких уступов, особенности их взрывания на карьерах России. Предложены новые решения вопросов бурения на высоких уступах. Показана возможность применения выемочно-погрузочных машин нижнего черпания на шагающем ходу (шагающих экскаваторов).

The paper presents a theoretical analysis of high-bench breaking by blasting. Peculiar aspects are analyzed of high-bench blasting at the surface mining operations in Russia. New approaches are proposed for drilling processes in high benches. Opportunities are described for the application of downward digging walking machinery (walking excavators).

На подземных горных разработках Российской Федерации наметилось новое направление в буровзрывных работах (БВР) в виде крупномасштабной взрывной отбойки массивов горных пород (рудных блоков), представленное новой концепцией [14].

С целью обмена положительным опытом и возможным использованием подземного опыта для интенсификации буровзрывных работ на открытых горных разработках, в частности при взрывном разрушении высоких уступов, в ИПКОН РАН был выполнен сравнительный анализ состояния БВР на открытых и подземных работах. Установлено, что практика открытых горных работ десятки лет базируется на совершенствовании одних и тех же приемов, методов, оборудования и взрывчатых материалов и что такой путь ее развития не ведет к назревшему качественному скачку в буровзрывных работ в современных условиях. Сетка, диаметр скважин и техника бурения практически подошли к своему пределу, обусловленному опережающим увеличением веса и габаритов бурового станка к его диаметру. Вследствие этого качество дробления отбитой горной массы, привязанное к этим параметрам отбойки, также подошло к стабильному пределу и существенно его улучшить затруднительно. Аналогичное состояние дел наблюдалось и на подземных работах до появления и реализации там концепции крупномасштабного взрывного разрушения, позволившей осуществить известный прорыв в практике буровзрывных работ и принесшей определенный успех. Было решено использовать этот положительный опыт на открытых разработках с учетом их специфики. Такой перенос опыта основан на общей физике процесса взрывного разрушения, а различия обусловлены, главным образом, конструктивными элементами отбиваемых частей массивов пород при подземных и открытых геотехнологиях, а также техникой бурения скважин.

Современный уровень развития буровзрывного комплекса при разработке месторождений открытым способом характеризуется абсолютным преобладанием отбойки руд и пород единичными (одинарными) скважинными зарядами в основном большого диаметра. Причем, вследствие постоянной необходимости повышения количественных показателей отбойки, четко определилась тенденция к увеличению общей энергии зарядов, реализуемая путем постоянного увеличения диаметра взрывных скважин. Однако перспективы этой тенденции ограничиваются как уровнем развития буровой техники, так и целым рядом очевидных горно-технологических противоречий.

Так, рассматривая типоразмерный ряд существующих шарошечных станков [8], нетрудно увидеть, что неизбежной платой за преимущества такого способа распределения и использования энергии взрыва является опережающее увеличение веса машин, мощности их силовых установок и снижение мобильности в пространстве карьеров. Изменение диаметра бурения с 200 до 320 мм (на 60 %) привело к повышению веса выпускаемых машин на 129 %, установленной мощности на 78 % и снижению средней скорости перемещения в 2-3 раза, т.е. энергетическая целесообразность находится в известном противоречии с техническими ограничениями. Поэтому с достаточной степенью достоверности можно предположить, что дальнейшее увеличение диаметра единичных зарядов будет иметь весьма ограниченную и быстро сужающуюся перспективу из-за нарастающих проблем в области механизации буровых работ. Возникает вопрос о возможности преодоления этого противоречия путем замены единичного заряда эквивалентным ему по энергии дискретным зарядом, используя опыт подземных буровзрывных работ.

Актуальность возрастает и в связи с необходимостью реализации важнейшего резерва улучшения экономических показателей открытых горных работ, каковым является увеличение высоты вскрышных и добычных уступов при высокоуступной технологии на основе применения принципиально нового вида экскаваторов – кранлайнов [2]. На сегодняшний день это еще одно противоречие в виде ограниченных технических возможностей существующих экскавационных машин, преодоление которого связано с перспективой применения экскаваторов – кранлайнов. Применение технологии с использованием компактных выемочно-погрузочных машин нижнего черпания на шагающем ходу – кранлайнов – позволяет получить следующие результаты:

- увеличить высоту разрабатываемых уступов в 2-3 раза (до 30 м) и, тем самым, во столько же раз сократить число рабочих горизонтов;
- увеличить угол откоса рабочего борта в 1,4-1,5 раза;
- снизить затраты на добычные работы не менее чем на 20 %, а текущий коэффициент вскрыши и объем вскрышных работ на 20-30 %.

Однако обязательным условием успешной реализации высокоуступной геотехнологии с использованием экскавационных машин нижнего черпания типа «кранлайн» является высокая степень дробления пород с обеспечением заданной формы и минимальной шириной развала (до 10 м) взорванной горной массы. Увеличение высоты уступов (в потенциале до 40 м) порождает противоречие между необходимостью концентрации большого количества энергии в донной части заряда, вызванное увеличением линии сопротивления по подошве (ЛСПП) и техническими возможностями применяемого бурового оборудования в области увеличения диаметра взрывных скважин. Существующая связь между высотой спаренного уступа H_c и ЛСПП для вертикальных скважин диаметром 280-300 мм устанавливает определенные пределы высот уступов, которые следует учитывать при их совмещении [9]: весьма крепких H_c = 20-22 м; средней крепости H_c = 22-28 м; ниже средней крепости H_c = 28 м.

Увеличение H_c сверх указанных пределов при прочих равных условиях влечет за собой при вертикальных скважинах рост сопротивления по подошве уступа для первого ряда скважин до величины, превы-

шающей радиус разрушения для заряда данного диаметра, в результате чего сопротивление не будет преодолено. Это требует размещения больших количеств ВВ в скважинных зарядах принципиально других конструкций.

Массовое бурение высоких уступов наклонными скважинами, параллельными боковой поверхности уступа, частично разрешало бы это противоречие, но проблематично по техническим причинам, связанным со сложностью такого бурения скважин существующей буровой техникой.

Указанные противоречия обостряются постоянным усложнением горно-геологических условий, ростом коэффициентов вскрыши, увеличением глубины карьеров, а также возрастанием долевого участия транспортной системы, со всеми вытекающими отсюда экономическими и технологическими проблемами.

Из исследования и анализа опыта крупномасштабной отбойки руд при подземной разработке рудных месторождений следуют для открытых работ, по крайней мере, два пути преодоления данных противоречий.

Первый из них основан на решении задачи по управляемому изменению общей энергии по высоте отбойного заряда за счет его деконцентрации и замены монозаряда большого диаметра группой одновременно взрываемых зарядов малого диаметра (параллельно-сближенными скважинными зарядами).

Второй путь также предусматривает деконцентрацию монозаряда и связан с решением задачи по замене его группой одновременно взрываемых расходящихся сближенных скважинных зарядов.

Остановимся на некоторых физико-технических аспектах реализации данных путей и следующих из них новых технологических решений. Прежде всего применительно к открытым горным работам уточним понятия крупномасштабный взрыв, крупномасштабная отбойка. Известны попытки обозначить масштаб отбойки через определения «шпуровая» и «скважинная» отбойка. Граница при этом проводилась по диаметру или по его соотношению с длиной выбуриваемой полости. Иногда масштаб взрыва (отбойки) трактуется как масса одновременно взрываемого заряда. Тем не менее, ни в одной из работ, выполненных в данном направлении, не появилось формулировки самого понятия масштабности отбойки и способов ее количественной оценки.

Применительно к проблемам горного производства внутренняя структура понятия масштаба отбойки отражает двойственность самого термина отбойка. С одной стороны, в сочетании с определением взрывная отражает сумму физических процессов, протекающих при отделении от массива, дезинтеграции и перемещения части вещества литосферы. С другой стороны, входит в состав геотехнологии, применяемой для проведения добычных работ, объектом которых является рудное тело, а точнее – какая-то его часть, именуемая выемочной единицей.

В первом случае элементом, определяющим все показатели процесса, является заряд ВВ, а характеристики процесса выражаются удельными величинами, отражающими эффективность использования энергии этого заряда. Во втором случае, при выборе параметров выемочной единицы, учитываются геомеханические особенности массива, его строение, трещиноватость, элементы залегания рудного тела, а также экономические ограничения.

Отсутствие прямой функциональной связи между рассматриваемыми понятиями делает правомочным использование их соотношения в качестве показателя, характеризующего геотехнологию в целом.

В нашем случае таким показателем является масштаб отбойки в виде коэффициента $K_м$, который определяется как отношение начального объема горной массы определенного грансостава, отбитого при существующих (начальных) параметрах отбойки $V_н$, к общему объему $V_б$ выемочной единицы (участка, блока), в пределах которой ведется отбойка

$$K_м = V_н / V_б.$$

Так как при многих геотехнологиях отбойка руды производится технологическими циклами послойно, оправдано введение по-

нятия текущего масштаба отбойки $K_{м.т}$, который определяется как отношение объемов $V_к$ / $V_б$, где $V_к$ – конечный объем горной массы, полученный при максимально увеличенных параметрах, при которых еще достигается близкий к прежнему грансостав при незначительном увеличении удельного расхода ВВ на отбойку. При этом количество слоев $n_с = V_к / V_н$.

Нетрудно видеть, что при послойной отбойке выемочной единицы общий коэффициент масштаба отбойки

$$K_{м.об} = n_с K_{м.т}.$$

Через последнее соотношение можно провести условную границу, выделяющую понятие крупномасштабной отбойки. К таковой можно отнести взрывание в сильнотрещиноватых рудах, когда величина $n_с$ в последней формуле равна единице и значения коэффициентов $K_{м.об}$ и $K_{м.т}$ совпадают. Применительно к геотехнологии это означает, что если выемочная единица разрушается за один технологический цикл без разделения на слои, в том числе по высоте уступа, то такая отбойка с использованием новой буровой техники для образования полостей под размещение зарядов ВВ больших масс и экскавацией горной массы крупногабаритной техникой черпанием сверху, условно считается крупномасштабной. Соответственно, определяются понятия средне- и маломасштабной отбойки как случаи, когда толщина слоя, отбиваемого за технологический цикл, соизмерима с линейными параметрами выемочной единицы ($5 \geq n_с > 1$) или значительно меньше этих параметров ($n_с \perp 5$).

Изложенное содержание понятия масштабности взрывной отбойки через сопоставление ее объемов с условием сохранения качества дробления при их увеличении использовано в связи с применением высокоуступной технологии и экскаваторов – кранлайнов.

Существенное увеличение высоты добычных и вскрышных уступов в настоящее время ограничивается техническими возможностями существующих экскавационных машин. Это прогрессивное, связанное с масштабом работ направление в совокупности с решением научно-технических и организационных задач составляет суть новой концепции – крупномасштабного взрывного разрушения высоких уступов в технологиях разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом. Ее исследование и рассмотрение физико-технических основ позволило преодолеть масштабный предел в развитии буровзрывного комплекса на открытых работах и решить ряд задач, раскрывающих механизм крупномасштабного взрывного разрушения высоких уступов.

Рассмотрим задачу распределения реальной и необходимой по условиям отбойки энергии по длине скважины высокого уступа, а также характер изменения относительной энергонасыщенности отбиваемого объема. При решении ключевым моментом, помимо минимального разброса разрушенной горной массы, является соблюдение соответствия между энергией заряда в каждом его сечении по высоте уступа и величиной реальной нагрузки на этот элементарный заряд.

Расчет оптимальных параметров буровзрывных работ основывается, как известно, на определении общих энергетических характеристик зарядов по условию обязательной проработки ЛСПП. Это вытекает из особенностей геотехнологии, когда снижение качественных показателей отбойки (высокий выход негабарита или неоптимальная форма навала) может только снизить технико-экономические показатели последующих технологических процессов, а «непроработка» взрывом ЛСПП приводит к полной остановке горных работ на время ликвидации образовавшихся «порогов». Поэтому через ЛСПП определяются и диаметр заряда, и величина перебура, и длина забойки [8].

В отбиваемом каждой скважиной массиве [5] можно выделить зоны нерегулируемого дробления V_1 (незаряженная часть скважины) и регулируемого дробления V_2 (заряженная часть скважины) (рис.1, 2).

Эти зоны кардинально отличаются друг от друга характером энергообеспечения процесса взрывного разрушения горных пород. В первой из них обиваемая горная по-

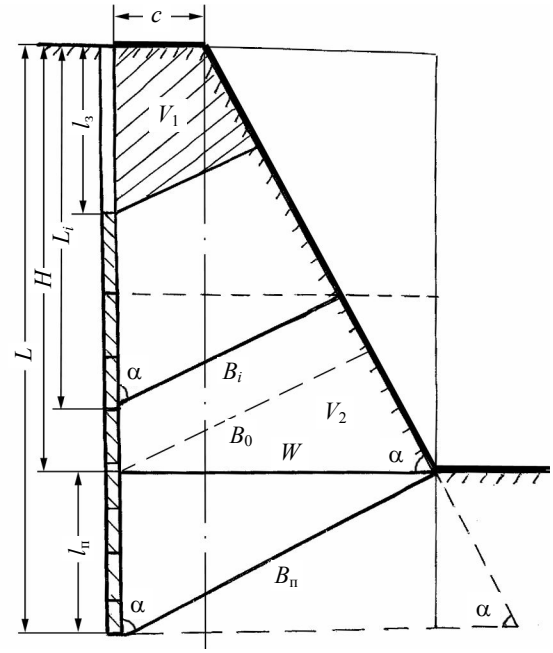
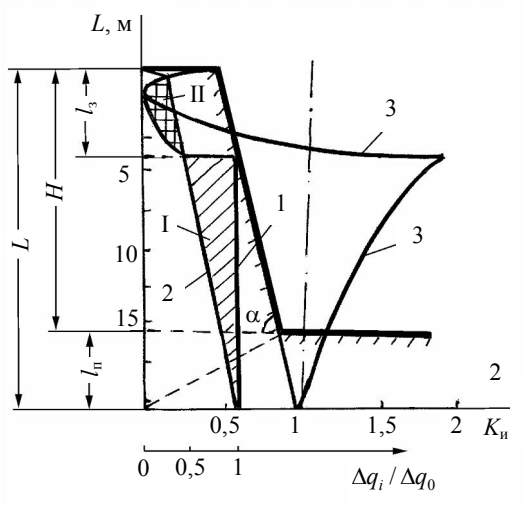


Рис.1. Расчетная схема для анализа расхода энергии на отбойку горной массы в уступе



I – зона избыточного насыщения массива энергией;
II – зона недостатка энергии

Рис.2. Характер распределения по длине скважины фактической (1) необходимой (2) энергии и показателя относительного ее избытка (3)

рода не подвергается непосредственному действию взрыва колонкового заряда. Картина поступления энергии в этот объем скорее аналогична взрыву точечного заряда, каким в данном случае можно считать последнее элементарное сечение колонкового заряда. Принципиальное значение имеет то обстоятельство, что линейная плотность потока энергии (P) от заряда к обнаженной поверхности снижается пропорционально кубу расстояния [7]. Поэтому удельные затраты энергии на дробление этого объема уменьшаются по мере удаления от заряда настолько быстро, что данная зона считается основным источником негабарита, так как разрушается она не столько за счет энергии взрыва, сколько за счет самообрушения после отбойки («подбоя») нижележащей части уступа [6, 12].

Главная особенность распределения энергии взрыва в зоне регулируемого дробления заключается в том, что в ее объеме количество энергии в каждом элементарном сечении заряда (Δg_i) избыточно по отношению к преодолеваемой линии наименьшего сопротивления (B_i).

Обозначив через ρ_0 линейную плотность потока энергии, которая обеспечивает (с точки зрения требований горной технологии) качественную отбойку обуренного массива, получим выражения для определения фактической ($\Delta g_ф$) и потребной (Δg_i) по геотехнологическим условиям энергии в каждом элементарном сечении заряда по его длине [13]:

$$\Delta g_{ф} = \rho_0 \frac{H \operatorname{ctg}\alpha + \tilde{n}}{\sin\alpha};$$

$$\Delta g_i = \rho_0 \frac{\left(H_i - \dfrac{c}{\operatorname{tg}\alpha}\right)\sin\alpha\cos\alpha + \tilde{n}}{\sin\alpha},$$

где H – высота уступа; α – угол откоса уступа; c – минимальное расстояние от бровки уступа до скважины; H_i – расстояние от рабочей площадки уступа до i-го сечения заряда,

$$H - l_ç \le H_i \le H + l_ï,$$

где $l_з$ – длина забойки; $l_п$ – длина перебура.

Разделив приведенные выше энергетические характеристики заряда друг на друга, получим безразмерный показатель ($K_и$) относительного избытка энергии в каждом элементарном сечении заряда:

$$K_{è} = \frac{\Delta g_{ô}}{\Delta g_i} = \frac{H \operatorname{ctg}\alpha + \tilde{n}}{\left(H_i - \dfrac{c}{\operatorname{tg}\alpha}\right)\sin\alpha\cos\alpha + c}.$$

Задавшись типичными для рудных карьеров параметрами уступов (высота 15 м, угол откоса 70°, берма безопасности при бурении 3 м) и определив производные от них параметры (ЛСПП = 8,46 м, длина забойки 5,1 м, перебур 3,1 м), можно получить качественную картину распределения реальной и необходимой по условиям отбойки энергии по длине скважины высокого уступа, а также характер изменения относительной энергонасыщенности отбиваемого объема. На рис.2 хорошо видны зоны избыточной и недостаточной энергонасыщенности. В первой из них относительный показатель избытка энергии $K_и > 1$ и возрастает почти прямо пропорционально высоте уступа H и обратно пропорционально углу его откоса α. В зоне нерегулируемого дробления $K_и < 1$, что отражает дефицит энергии на дробление данного объема. Вполне очевидно, что оптимальные по всем расходным показателям результаты взрыва будут получены, если линейная концентрация энергии в заряде будет изменяться по тому же закону, что и нагрузка на него (рис.2, кривая 2). Это означает, что по длине заряда должна меняться либо удельная энергия в единице его объема Δg_i при постоянном диаметре D_i:

$$\Delta g_i = \frac{1{,}27\rho_0}{D^2}\,\frac{\left(L_i - c\,\mathrm{ctg}\,\alpha\right)\sin\alpha\cos\alpha + \tilde{n}}{\sin\alpha},$$

либо диаметр заряда при постоянной удельной энергии:

$$D_i = \sqrt{\frac{1{,}27\rho_0\left(L_i - c\,\mathrm{ctg}\,\alpha\right)\sin\alpha\cos\alpha + c}{\Delta g_i \sin\alpha}}.$$

Реальными техническими возможностями выполнения этих условий при отбойке горных пород одинарными скважинными зарядами сверх определенного диаметра при существующих станках сегодня не располагаем.

Вместе с тем обозначенное внутреннее противоречие в технологии отбойки на открытых горных работах можно преодолеть, адаптировав к этим условиям достаточно хорошо изученный и давно применяемый при подземной разработке рудных месторождений метод отбойки руд группами (пучками) параллельных, одновременно взрываемых скважин [3, 11]. Справедливо отметить, что на открытых горных работах эта технология также находит применение, но весьма ограниченно и только в варианте парно сближенных скважин [12], что не позволяет в полной мере реализовать все внутренние резервы данной концепции ведения взрывной отбойки.

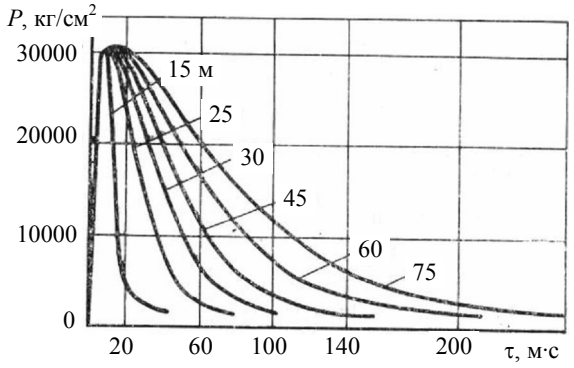


Рис.3. Зависимость во времени давления продуктов детонации ВВ от высоты уступа

Использование объемных пучков параллельно-сближенных скважин открывает вполне реальную перспективу гибкого управления распределением энергии заряда по его длине. Известно, что условием замены одинарного заряда большого диаметра (D) группой сближенных зарядов меньшего диаметра (d) является их энергетическая эквивалентность [11]. Поэтому количество скважин (зарядов) в пучке n зависит как от их диаметра d, так и от диаметра эквивалентной скважины D_0: $n = D_0^2 / d^2$.

Из общей теории этого вопроса известна возможность регулирования временем воздействия энергии взрыва на разрушаемую среду и, в частности, увеличением взрывного импульса в этих конструкциях зарядов [1, 11]. С другой стороны, результатами [11] исследований проф. Э.И.Ефремова в Институте геотехнической механики Украины установлено, что механизм разрушения пород в высоких уступах определяется величиной и длительностью взрывного импульса [4].

На рис.3 показаны графические зависимости давления продуктов детонации ВВ во времени от высоты уступа, из которых

наглядно видно, что чем больше высота уступа, тем больше время воздействия давления продуктов детонации в скважине. Этот эффект, усиливаясь в конструкции сближенных зарядов при взрывании высоких уступов, с увеличением длины колонки заряда приводит к росту периода действия взрыва на массив, что улучшает интенсивность дробления пород. При этом, как показано исследованиями [15], по изменению формы волны и затуханию в ней энергии в породах различной трещиноватости и степени их заполненности, выполненными во ВНИМИ С.В.Цирелем, наличие заполнительного материала в трещинах, как и при их плотной сомкнутости, расширяет диапазон области применения крупномасштабной отбойки. Применение зарядов больших диаметров или составов ВВ и конструкций зарядов с большой длительностью волн напряжений может оказаться эффективным в неравномерно трещиноватых массивах горных пород, в которых ранее рекомендовалась только мелкомасштабная отбойка [11].

Применительно к рассматриваемому случаю все это означает, что при замене гипотетической одинарной скважины (заряда большого диаметра) с переменным по длине диаметром D_{oi} пучком параллельно-сближенных скважин диаметром $d < D_{oi}$, энергетическая эквивалентность будет обеспечена, если количество заряженных скважин в каждом сечении пучка по его длине n_i будет изменяться по тому же закону, что и величина D_{oi}. Отсюда, согласно принятой методикой [2] расчета энергии заряда по условиям преодоления ЛСПП (технологически обусловленного количества энергии), следует, что линейная концентрация общей энергии в пучке зарядов будет коррелировать с изменяющейся по высоте уступа нагрузкой на заряд, если соблюдается соотношение

$$L_i = n_i \frac{d^2\left(L \operatorname{ctg}\alpha + c\right)}{D_0^2 \operatorname{ctg}\alpha} - \frac{c}{\operatorname{ctg}\alpha}.$$

Общее число скважин диаметром d в пучке n_0 рассчитывается по этому условию энергетической эквивалентности с единичным зарядом. Так как количество заряжаемых скважин может быть только целым числом, то, подставляя в приведенное выше выражение вместо n_i значения n-1, n-2 и т.д., получим положение границ участков заряда с изменяемым числом заряженных скважин. Это значит, что кривая распределения энергии по длине заряда приобретает ступенчатый характер, аппроксимированный теоретической линией изменения величины энергии по условиям преодоления уменьшающейся с высотой ЛНС (кривая 2, рис.2).

Нетрудно видеть, что степень приближения реального характера распределения энергии по длине скважины к теоретическому показателю будет возрастать по мере уменьшения диаметра скважин в пучке. Так как при формировании общего заряда с переменной по высоте уступа энергией в пучке параллельно-сближенных скважин необходимое по расчету количество заряженных скважин будет располагаться также и в зоне нерегулируемого дробления одиночного заряда (см. рис.1, зона V_1), то при предлагаемом решении можно ожидать повышения качества дробления за счет того, что верхняя часть уступа перестает быть потенциальным источником негабарита [5, 7].

Технология заряжания пучков параллельно-сближенных скважин при этом включает в себя обязательное заполнение забойкой незаряженных участков всех скважин. Относительное снижение расхода взрывчатого вещества $\Delta Q_{\text{ВВ}}$ за счет реализации предлагаемой идеи определится через соотношение общей величины зарядов в обоих рассматриваемых случаях:

- для одиночного заряда

$$Q_0 = \frac{\pi D_0^2}{4}\left(L - l_{\text{ç}}\right) g_{\hat{\text{A}}\hat{\text{A}}};$$

- для предлагаемой конструкции пучка зарядов

$$Q_{\text{ï}} = \frac{\pi d^2}{4} L_{\text{ï}}\, n_0 g_{\hat{\text{A}}\hat{\text{A}}};$$

$$\Delta Q_{\hat{\text{A}}\hat{\text{A}}} = \frac{Q_0 - Q_{\text{ï}}}{Q_0} 100\,\%,$$

где $L_{\text{п}}$ – средняя длина заряда в пучке скважин.

Пример расчета планограммы заряжания скважин в эквивалентном пучке и относительного снижения расхода ВВ

Исходные данные		Расчетные данные		
Параметры	Показатели	Параметры	Формула для расчета	Показатели
Высота уступа H, м	15	ЛСПП W, м	$W = H\,\mathrm{ctg}\,\alpha + c$	8,46
Угол откоса α, град.	70	Перебур $l_{\text{п}}$, м	$l_{\text{п}} = 10 \div 15 D_0$	3,1
Берма безопасности C, м	3	Забойка $l_{\text{з}}$, м	$l_{\text{з}} = 0{,}5 \div 0{,}75 W$	5,1
Диаметр скважин D_0, мм	250	Глубина бурения L, м	$L = H + l_{\text{ï}}$	18,1
Диаметр скважин в эквивалентном пучке d, мм	75	Число скважин в эквивалентном пучке n_0, шт.	$n_0 = D_0^2 / d^2$	11
$\mathrm{ctg}\alpha$	0,364	Количество заряженных скважин в пучке n_i, шт.	$n_i = n_0 - 1, 2, 3 \ldots$	11, 10, 9, 8, 7, 6, 5, 4
$\sin\alpha$	0,940	Длина недозаряда очередной скважины в пучке L_i, м	$L_i = \frac{n_i d_i^2 (L\,\mathrm{ctg}\,\alpha + c)}{D_0^2\,\mathrm{ctg}\,\alpha} - \frac{C}{\mathrm{ctg}\,\alpha}$	18,1; 15,5; 13,1; 10,7; 8,3; 5,9; 3,6; 1,25
–	–	Средняя длина заряда в пучке $L_{\text{п}}$, м	$L_{\text{ï}} = \frac{\sum L_{\text{ï}\,i}}{n_0}$	11,1
–	–	Относительное снижение расхода ВВ $\Delta Q_{\text{ВВ}}$, %	$\Delta Q_{\text{ÂÂ}} = \left(1 - \frac{L_{\text{ï}}}{l - l_{\text{ç}}}\right)$	14,7

Подставив значения входящих в выражение величин и выполнив преобразования, получим

$$\Delta Q_{\text{ÂÂ}} = \left(1 - \frac{L_{\text{ï}}}{L - l_{\text{ç}}}\right) 100\ \%.$$

Результаты расчетов для конкретных горно-технических условий приведены в таблице. Из данных таблицы следует, что в принятых при расчете условиях использование предлагаемой технологии разрушения массива позволит снизить расход ВВ на 15 %. Величина этой экономии будет возрастать с увеличением высоты уступа и с уменьшением угла его откоса.

Результаты приведенного теоретического расчета использованы в практической плоскости в задаче второго пути решения проблемы дробления высоких уступов и представлены несколькими вариантами реализации [10], когда единичные скважины большого диаметра заменяются:

- парой расходящихся скважин меньшего диаметра, у которой одна скважина всегда вертикальна, а вторая наклонена в сторону уступа;
- парой расходящихся пучков параллельных сближенных скважин, у которой один пучок вертикален, а второй – наклонен в сторону уступа;
- парой расходящихся скважин меньшего диаметра у которой одна скважина вертикальна, а вторая наклонена в сторону уступа и расположена в вертикальной плоскости, параллельной первой и отстоящей от нее на 1-2 диаметра скважины;
- парой расходящихся пучков параллельно-сближенных скважин, у которой один пучок вертикален, а второй наклонен в сторону уступа и располагается в вертикальной плоскости, параллельной первой и отстоящей от нее на 1-2 диаметра скважины.

Эти варианты – способы отбойки, дополненные техническими средствами их реализации (способом бурения), составляют практическую часть новой технологии крупномасштабной взрывной отбойки высоких уступов на открытых разработках.

Бурение скважин диаметром в пучках осуществляют любым известным способом, но на современном уровне развития буровой техники наиболее целесообразны буровые установки с гидроперфораторами. Использование принципа многоперфораторного бурения, реализованного в буровом оборудовании при проходке горных выработок, позволит повысить производительность бу-

ровых работ в $NK_{од}$ раз (где N – число перфораторов; $K_{од} < 1$ – коэффициент одновременности их работы). Поскольку пространственное расположение скважин в пучках не позволит оборудовать буровую установку более чем тремя перфораторами, то можно с высокой долей уверенности прогнозировать реальное увеличение производительности буровых работ в 1,6-2,1 раза по сравнению с существующей технологией. При этом дополнительный эффект гарантирован от снижения затрат времени на перестановку бурового оборудования в зоне бурения и на перемещение его в пространстве карьера за счет почти десятикратного увеличения скорости движения машин.

Эффективность ведения БВР в предлагаемых способах взрывной отбойки высоких уступов достигается:

- изменением концентрации энергии по высоте уступа в соответствии с реальной нагрузкой на каждое элементарное сечение заряда, позволяющем избежать перерасхода энергии и ВВ, всегда возникающего при использовании традиционных способов отбойки уступов с наклонными откосами вертикальными скважинами;
- геометрией расположения зарядов ВВ в парах расходящихся скважин (пучков сближенных скважин), что способствует использованию эффекта взрыва сближенных зарядов в зонах с недостаточной энергонасыщенностью;
- способом инициирования вертикальных и наклонных зарядов в парах расходящихся скважин, позволяющим реализовать направленное и менее энергоемкое разрушение массива по линии ЛСПП;
- значительным увеличением производительности и, соответственно, снижением стоимости бурения сближенных скважин малого диаметра гидроперфораторами при замене и бурении одной скважины большого диаметра.

Технически способ реализуется устройством для бурения пучков параллельно-сближенных скважин, содержащим самоходный транспортно-силовой модуль, включающий источник расхода, и несамоходный буровой модуль, связанные гибкой гидравлической системой – рукавами высокого давления. Несамоходный буровой модуль оборудован двумя или более гидроперфораторами, а его корпус выполнен в виде жесткого параллелепипеда и оборудован буровой рамой, выполненной для возможности перемещения в соответствии с геометрией расположения сближенных скважин.

Некоторые из рассмотренных схем реализованы в производственных условиях на руднике Мурунтау Республики Узбекистан.

Таким образом, рассмотренные физико-технические основы новой технологии разрушения высоких уступов крупномасштабными взрывами, определяющие новую концепцию развития БВР и преодолевающие масштабный предел в их развитии на открытых работах в современных условиях позволили получить следующие научные и практические результаты:

1. Управление параметрами разрушающего импульса возможно за счет целенаправленного изменения расположения скважин в пучке, его формирования из скважин разного диаметра и заряжания этих скважин ВВ с различными детонационными и энергетическими характеристиками.

2. Эффективно применение составов ВВ местного изготовления с удлиненной зоной химической реакции в конструкциях зарядов с большой длительностью волн напряжений и регулированием времени разрушения энергией взрыва высоких уступов в неравномерно трещиноватых массивах горных пород при наличии заполнительного материала в трещинах или при их плотной сомкнутости.

3. Расход ВВ на отбойку сокращается за счет управляемого изменения линейной концентрации энергии в соответствии с законом изменения нагрузки на заряд. Величина этого эффекта возрастает по мере увеличения высоты уступа и уменьшения угла его откоса.

4. Выход негабарита снижается за счет ликвидации зон «нерегулируемого» дробления и насыщения необходимым количеством энергии всего обуренного массива.

5. Перспективно существенное повышение практически всех показателей эффективности буровых работ за счет создания и применения нового бурового оборудования.

Представленная технология крупномасштабной взрывной подготовки блоков к выемке, включающая новые способы взрывного разрушения и буровую технику, может быть с успехом применена при разработке крупных месторождений полезных ископаемых.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Будько А.В.* К теории действия взрыва пучков сближенных скважин / А.В.Будько, В.М.Закалинский // ФТПРПИ. 1965. № 6.

2. Высокоуступная технология открытых горных работ на основе применения кранлайнов / К.Н.Трубецкой, А.Н.Домбровский, И.А.Сидоренко и др. // Горный журнал. 2005. № 4.

3. *Галченко Ю.П.* Отбойка сближенными зарядами – новые идеи и перспективы / Ю.П.Галченко, В.М.Закалинский // Горный вестник. 1996. № 4.

4. *Друкованый М.Ф.* Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород / М.Ф.Друкованый, Э.И.Ефремов // Горный журнал. 1970. № 11.

5. *Казаков Н.Н.* Объем зон нерегулируемого дробления // Взрывное дело. 1998. № 91/48.

6. *Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом. МГИ. М., 1992.

7. *Оксанич И.Ф.* Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава / И.Ф.Оксанич, П.С.Миронов. М.: Недра, 1982.

8. Открытые горные работы: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий и др. М.: Горное бюро, 1994.

9. *Потапов А.И.* Опыт дробления горных пород при взрывании спаренных уступов на руднике ЮГОКа / А.И.Потапов, И.Н.Усик // Взрывное дело. 1963. № 53/10.

10. Разрушение горных пород сближенными зарядами / С.Д.Викторов, Ю.П.Галченко, В.М.Закалинский, С.К.Рубцов / Под ред. К.Н.Трубецкого. М.: Научтехлитиздат, 2006.

11. Совершенствование скважинной отбойки / А.В.Будько, В.М.Закалинский, С.К.Рубцов, А.А.Блинов. М.: Недра, 1981.

12. Теория и практика открытых разработок / Н.В.Мельников, А.И.Арсентьев, М.С.Газизов и др. М.: Недра, 1973.

13. *Трубецкой К.Н.* О новом направлении в развитии буровзрывного комплекса на открытых горных работах / К.Н.Трубецкой, Ю.П.Галченко, В.М.Закалинский // Сб. «Перспективы освоения недр – комплексное решение актуальных проблем» (Научн. чтения им. акад. Н.В.Мельникова) ИПКОН РАН. М., 2002.

14. *Трубецкой К.Н.* Новая концепция совершенствования буровзрывных работ на подземных рудниках / К.Н.Трубецкой, С.Д.Викторов, В.М.Закалинский // Горный журнал. 2002. № 9.

15. *Цирель С.В.* О распространении волн сжатия при взрыве заряда ВВ в трещиноватых горных породах // Сб. тр. 4-й Межд. научной конференциии «Физические проблемы разрушения горных пород», 18-22 октября 2004. ИПКОН РАН. М., 2004.