

<https://doi.org/10.26160/2572-4347-2021-13-36-45>

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОТБОЙКИ С СОЗДАНИЕМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО НАПРЯЖЕНИЯ В МАССИВЕ

Орынбаев Б.А., Юсупов Х.А.

Ключевые слова: отбойка руды, предварительное напряжение в массиве, коэффициент использования шпура, линия наименьшего сопротивления.

Аннотация. В статье рассматриваются существующие направления улучшения дробления горных пород энергией взрыва с точки зрения инженерного использования их в практике буровзрывных работ на карьерах. Приводятся исследования по повышению эффективности отбойки руды с созданием предварительного напряжения в массиве, а также результаты проведенных опытно-промышленных испытаний с применением технологии создания предварительного напряжения в массиве.

IMPROVING THE EFFICIENCY OF BREAKING WITH THE CREATION OF PRE-STRESS IN THE ARRAY

Orynbayev B., Yusupov Kh.

Keywords: breaking ore, increase the grid drilling, pre-stress in the array, utilization rate of the hole, line of least resistance.

Abstract. The article discusses the existing directions for improving the crushing of rocks by the energy of explosion from the point of view of their engineering use in the practice of drilling and blasting operations in open pits. Investigations on increasing the efficiency of ore breaking with the creation of prestressing in the massif are presented, as well as the results of pilot tests carried out using the technology for creating prestressing in the massif.

Несмотря на значительные успехи в области совершенствования технологии взрывных работ и частичного обновления ассортимента промышленных взрывчатых веществ (ВВ), технико-экономические показатели последних при разрушении скальных горных пород не в полной мере отвечают возросшим требованиям горного производства. Качество дробления является определяющим фактором большинства технологических и экономических показателей дальнейшей переработки руды [1].

В настоящее время расчет параметров массовых взрывов основан на механизме разрушения ненагруженного массива с известными механическими свойствами и упругими константами. При этом учитываются свойства применяемых ВВ и прогнозируется степень дробления и выход негабаритных кусков. В качестве исходных данных обычно принимается статический предел прочности руд и пород или критическая скорость смещения, рассчитанная по тому же пределу прочности. Это не вполне соответствует физической сущности процесса, так как скорость нагружения оказывает влияние на прочностные, упругие и акустические свойства руд и пород [2].

Массив горных пород в карьере обрабатывается в результате многочисленных взрывов, таким образом, он подвергается систематическим периодическим нагружениям до производства основного взрыва по

отделению и дроблению определенного объема недр. Каждый очередной участок до его взрывания уже предварительно напряжен. Результатом подобной технологии подготовки и выемки крепких пород является постоянно изменяющееся напряженно-деформированное состояние массива, оперативные способы оценки которого до сих пор не разработаны [3].

Качество взрыва характеризуется равномерностью и крупностью дробления скального массива, шириной и высотой развала горной массы, проработкой подошвы уступа. Два последних фактора определяют производительность последующих процессов выемки и транспортировки. Применение современных погрузочно-транспортных машин, мобильных дробильно-сортировочных установок предъявляют жёсткие требования к качеству взрывоподготовки горной массы, так как оно напрямую влияет на их производительность.

Несмотря на большое внимание, уделяемое буровзрывным работам, до сих пор основным препятствием к увеличению производительности труда, снижению себестоимости добычи и увеличению объёмов добываемой продукции, является неравномерное дробление, сопровождающееся значительным выходом крупных (негабаритных) кусков полезного ископаемого, а так же несоответствие параметров уступа проектным решениям. Поэтому, управление качеством и параметрами взрывоподготовки горной массы на карьерах материалов является одной из важных практических задач. Однако, несмотря на обширные исследования в этой области, до сегодняшнего дня, не решен вопрос о возможности регулирования заданной степени дробления горной массы за счет изменения параметров буровзрывных работ [4].

Рассматривая существующие направления улучшения дробления горных пород энергией взрыва с точки зрения инженерного использования их в практике буровзрывных работ на карьерах, можно отметить следующее:

1. Применение различных радиальных зазоров из-за чисто технологических трудностей вряд ли подходит для крупномасштабных взрывов. Такой способ более всего приемлем при проведении специальных взрывных работ, связанных с получением «штучного» камня, добычи драгоценных и полудрагоценных минералов, а также «гладкого» откола в строительных работах.

То же самое можно отнести и к методу улучшения дробления горных пород при помощи оконтуривающего вруба [5].

2. Целесообразность применения осевых воздушных промежутков доказана теоретически и экспериментально многими исследователями, однако широкое применение их на практике необходимо решать в тесной связи с вопросами механизации взрывных работ при зарядании скважин как для открытых, так и для подземных работ [6].

3. Применение наклонных скважин является важным способом решения вопроса улучшения дробления горных пород, более того, это позволяет решить еще одну важную. Технологическую проблему, а именно проработку

подошвы уступа. Однако, следует заметить, что бурение существующими станками вертикальных скважин производительнее и эффективнее наклонных.

4. Повсеместное применение короткозамедленного взрывания говорит об этом способе улучшения дробления горных пород, как о наиболее важном. Однако, как показали вышеизложенные исследования этого вопроса, оптимальный интервал замедления определяется исходя из конкретных условий, наиболее существенным из которых, по мнению Лангефорса и Бергмана является расстояние между взрываемыми зарядами [7].

5. Выбор схемы коммутации зарядов, в основном, определяется ориентацией систем трещиноватости или технологической необходимостью изменения направления отбойки.

6. Несмотря на существенно разный подход к оценке влияния свойств промышленных взрывчатых веществ на дробящее действие взрыва, авторы первого и второго из рассмотренных направлений единодушны в том, что наиболее важным фактором, позволяющим решить задачу управления дроблением горных пород, является применение взрывчатых веществ с высокой объемной концентрацией энергии. Это объясняется тем, что увеличение удельных затрат энергии ВВ на отбойку закономерно приводит к улучшению дробления горных пород. Однако, интенсивность дробления с ростом удельных энергозатрат падает, что говорит об уменьшении доли затрат энергии взрыва на разрушение, т.е. о перераспределении энергии на другие формы работы взрыва [8].

Поскольку на карьерах взрывная подготовка горной массы производится при многорядном расположении скважин, то действие такого взрыва даже при короткозамедленном взрывании (КЗВ) можно рассматривать как взрыв в полупространстве с одной обнаженной поверхностью, особенно для последнего ряда зарядов. Тогда можно выделить зону сжатия вблизи заряда и за ней зону пластических деформаций, обе они находятся в пределах 3-5 радиусов заряда R_0 .

Зона от 3 до 20 R_0 – является зоной первичного трещинообразования, где порода разрушается под воздействием тангенциальной составляющей растягивающих напряжений с величиной больше предела прочности на растяжение.

Зона в пределах 15-20 R_0 не вызывает трещинообразования пока волна напряжений не достигнет обнаженной поверхности, а поскольку ее нет, то растягивающие напряжения меньше предела прочности и после воздействия волны естественные трещины смыкаются, и массив можно рассматривать как сплошную среду, но с дефектами. Если же обнаженная поверхность находится на расстоянии до 100 R_0 , то волна может вызвать разрушения в момент отражения от обнаженной поверхности, так как она в точке отражения является волной растяжения и у поверхности предел прочности растяжению меньше предела прочности на растяжение в безграничной среде, т.е.

образуется откольная воронка при большом расстоянии до обнаженной поверхности, а при расстояниях (40-60 Ro) – образуется взрывная воронка.

За линией взрывных скважин образуются трещины и заколы. Разрушение в тыл массива за линией последнего ряда на поверхности достигает 200 Ro, на уровне подошвы уступа, до 40 Ro – при высоких уступах и до 60 Ro – при низких, а в сторону перебура – на 10-15 Ro ниже его. Это объясняется большими смещениями, и они тем больше, чем больше масса и число одновременно взрывааемых зарядов [9].

Для проведения исследований по созданию предварительного напряженного состояния массива, объектом исследования было принято месторождение месторождение Аяк-Коджан расположенное в Экибастузском районе Павлодарской области. Месторождение сложено отложениями третьей вулканогенно-осадочной пачки жарсорской свиты девона, прорванной малыми телами долеритов (диабазовых порфиритов) и субгласными силлами порфиритов андезитобазальтового состава. В пределах месторождения залегание пород жарсорской свиты практически моноклиальное с весьма пологим падением на юго-восток. Углы падения составляют порядка 4-5°, локально достигают 10-15°. Порфириты андезитобазальтового состава прослеживаются на поверхности в северной и западной частях месторождения, погружаясь полого на глубину в юго-восточном направлении. В общем разрезе третьей пачки жарсорской свиты это верхний силл. Помимо поверхности, его наличие и условия залегания установлены бурением в центральной и юго-восточной частях месторождения, начиная от уровня разведочного профиля VI. Мощность силла варьирует от 20-25м до 45м, составляя в среднем 30-40м.

Отработка карьера «Аяк-Коджан» ведётся уступами – 4,0-15 м.

Бурение вертикальных и наклонных взрывных скважин производится станками пневмоударного типа бурения Roc L8, JK-580, технические характеристики буровых станков Roc L8, JK-580. На карьере применяются гранулированные взрывчатые вещества собственного производства ТОО НПП «ИНТЕРРИН»: для сухих скважин применяется ВВ Интерит 20П, Игдарин ЭГА; для обводненных скважин применяется ВВ Интерит 40.

Доставка взрывчатых материалов на рабочие места производится автомашинами специально оборудованные для этих целей. Зарядание скважин производится вручную аттестованным в установленном порядке взрывперсоналом. Взрывные работы выполняются подрядной организацией ТОО НПП «Интеррин», в строгом соответствии с требованиями настоящего типового проекта производства буровзрывных работ и действующих нормативных документов и инструкций по производству взрывных работ.

Зарядка скважин производится в ручную. Забойка скважин производится в ручную.

При производстве взрывных работ в карьере применяется метод скважинных зарядов, при этом диаметр скважин 90-165мм, ЛНС – 4м., коэффициент зарядания скважин – 0,8.

Взрывание скважинных зарядов осуществляется неэлектрическими системами взрывания (НСВ). Взрывная сеть монтируется НСВ, ДШ или их комбинацией. Инициирование взрывной сети предусматривается от стартовых устройств DS2 или аналогичных допущенных к постоянному промышленному применению на территории РК [10].

Зная физико-механические свойства руд и пород месторождения, определим радиусы зон действия взрывной волны по классической схеме. В работе рассматривает три зоны действия взрывной волны:

- зону пластического течения и интенсивного сжатия в $3-7 R_0$, что вполне соответствует первой зоне;

- зону упруго-пластических деформаций до $120-150 R_0$;

- зону упругих деформаций более $150 R_0$.

В нашем случае $R_0 = 0,0825$ м и соответственно:

- радиус зоны пластического течения и интенсивного сжатия $R_1 = 0,5775$ м;

- радиус зоны упругопластических деформаций $R_2 = 9,9$ м;

- радиус зоны упругих деформаций $R_3 = 12,375$ м;

Зная радиусы соответствующих зон, подсчитаем, сколько энергии расходуется в каждой из зон воздействия взрывной ударной волны, для чего необходимо определить площадь воздействия фронта волны для каждой из зон. В нашем случае, исследуется полупространство площади уступа, причем фронт волны будет равен боковой поверхности полуцилиндра в начальный момент взрыва, затем фронт детонационной волны, имея форму боковой поверхности полуцилиндра со временем увеличиваясь по площади пропорционально скорости ударной волны и достигая свободной поверхности уступа она отражается от свободной поверхности уступа создавая волну растяжения под действием которой, отбрасывается полоса грунта.

На основании вышеизложенного площади фронтов для каждой зоны будут равны:

$$\text{при } R=0,5775\text{м, } h=9,6\text{м, } S_1= 2\pi rh/2=17,41\text{м}^2;$$

$$\text{при } R=9,9\text{м, } h=9,6\text{м, } S_2= 2\pi rh/2=298,43\text{м}^2;$$

$$\text{при } R=12,375\text{м, } h=9,6\text{м, } S_3= 2\pi rh/2=373,03\text{м}^2.$$

Для проверки технологии создания предварительного напряженного состояния на показатели взрыва были проведены опытно-промышленные взрывы на месторождении Аяк-Коджан, на блоках: № 03-08 горизонт +407-395м; № 03-10 горизонт +445-435м; № 03-05 горизонт +450-445м.

Для сравнения результатов опытно-промышленных взрывов, сперва были проведены взрывные работы при применяемой технологии, всего было проведены 6 взрывов, в т.ч. три взрыва при применяемой технологии и 3 взрыва с созданием предварительного напряженного состояния массива. В ходе проведения испытаний были проведены буровзрывные работы с изменением параметров буровзрывных работ с целью определения оптимальных значений для повышения эффективности отбойки с созданием напряженного состояния массива. Гранулометрический состав взорванной

горной массы был определен с использованием программного комплекса K-Mine Granules (производства компании K-Mine, Кривой Рог, Украина) для определения гранулометрического состава взорванных горных пород и оценки качества буровзрывных работ во время экскавации горной массы.

Первый базовый взрыв при применяемой технологии был произведен в породном блоке со штатно применяемой сеткой 4*4м без бурения дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве. Объем блока – 6420м³. Диаметр скважин – 165мм. Количество скважин – 49шт.; средняя глубина скважин – 9,27м. Объем бурения составил – 454,3п.м. Скважины заряжались по штатной технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90мм, навеска – 1,5кг, величина забойки – 20% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 7632,24кг, удельный расход – 1,19кг/м³. Выход с 1п.м. скважины – 14,13м³/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 0,8%. Завышения по подошве не обнаружены. Заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы увеличилась на 10% по причине хорошего дробления горной массы.

Первый экспериментальный взрыв с созданием предварительного напряженного состояния в массиве был произведен в породном блоке со штатно применяемой сеткой 4*4м с бурением дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве, в количестве – 14 шт. Объем блока – 3372м³. Диаметр скважин – 165мм. Количество скважин – 60; средняя глубина скважин – 5,1м. Объем бурения составил – 305,8п.м. Скважины заряжались по следующей технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90мм, навеска – 1,5кг. Величина забойки в штатных скважинах – 20% глубины скважины, в экспериментальных скажинах – 50% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 4588,11кг, удельный расход – 1,36кг/м³. Выход с 1п.м. скважины – 11,03м³/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 0,6%. Завышения по подошве не обнаружены, заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы увеличилась на 10-15% по причине хорошего дробления горной массы.

Второй базовый взрыв при применяемой технологии был произведен в породном блоке с сеткой 4,5*4,5м без бурения дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве. Объем блока – 21100м³. Диаметр скважин – 165мм. Количество скважин – 80; средняя глубина скважин – 17,1м. Объем бурения составил – 1352,7п.м. Скважины заряжались по штатной технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска – 1,5 кг, величина забойки – 20% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 22725,36кг, удельный расход – 1,08кг/м³. Выход с 1п.м. скважины – 15,60м³/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 1,1%. Завышения по подошве не обнаружены. Заколов на откосе не обнаружено.

Производительность экскаватора при работе на данном блоке – среднеэксплуатационная.

Второй экспериментальный взрыв с созданием предварительного напряженного состояния в массиве был произведен в породном блоке сеткой 4,5*4,5м с бурением дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве, в количестве – 16 шт. Объем блока – 10701м³. Диаметр скважин – 165мм. Количество скважин – 70; средняя глубина скважин – 10,67м. Объем бурения составил – 1352,7п.м. Скважины заряжались по следующей технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90мм, навеска – 1,5кг. Величина забойки в штатных скважинах – 20% глубины скважины, в экспериментальных скажинах – 50% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 11205,24кг, удельный расход – 1,05кг/м³. Выход с 1п.м. скважины – 14,32м³/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 0,8%. Завышения по подошве не обнаружены. Заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы увеличилась на 10 % по причине хорошего дробления горной массы.

Третий базовый взрыв при применяемой технологии был произведен в породном блоке с сеткой 5*5м без бурения дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве. Объем блока – 8730м³. Диаметр скважин – 165мм. Количество скважин – 47шт.; средняя глубина скважин – 10,84м. Объем бурения составил – 509,4п.м. Скважины заряжались по штатной технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона –

90мм, навеска – 1,5кг, величина забойки – 20% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 7886,97кг, удельный расход – 0,9кг/ м³. Выход с 1п.м. скважины – 17,14м³/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – неудовлетворительное, линия отрыва прослеживается нечетко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 2,4%. Завышения по подошве обнаружены: $V=8\text{м}^3$, $L = 1,5\text{-}2\text{м}$. Заколов на откосе не обнаружено.

Производительность экскаватора при работе на данном блоке – ниже среднеэксплуатационной на 12% по причине некачественного дробления горной массы, наличия завывшений по подошве.

Третий экспериментальный взрыв с созданием предварительного напряженного состояния в массиве был произведен в породном блоке сеткой 5*5м с бурением дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве, в количестве – 13шт. Объем блока – 7134м³. Диаметр скважин – 165мм. Количество скважин – 48 шт; средняя глубина скважин – 8,65м. Объем бурения составил – 415,2п.м. Скважины заряжались по следующей технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90мм, навеска – 1,5кг. Величина забойки в штатных скважинах – 20% глубины скважины, в экспериментальных скажинах – 50% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 6397,9кг, удельный расход – 0,9кг/м³. Выход с 1п.м. скважины – 17,18м³/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – неудовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 1,9%. Завышения по подошве обнаружены: $V=4\text{м}^3$, $L = 1\text{-}1,2\text{м}$. Заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы снизилась на 9% по причине некачественного дробления горной массы, наличия завывшений по подошве.

По результатам проведенных опытных взрывов, можно сделать вывод, что наилучшее качество дробления было достигнуто при первом экспериментальном взрыве при сетке бурения 4*4м и использовании дополнительных скважин для создания дополнительного напряжения массива. Выход негабаритных кусков горной массы составил 0,6%. Однако при данном взрыве было зафиксировано наибольшее значение удельного расхода ВВ – 1,36кг/м³. Наиболее оптимальные параметры с экономической точки зрения были достигнуты при втором экспериментальном взрыве. При выходе негабаритов, равным 0,8%, удельный расход ВВ составил – 1,05кг/ м³. Также стоит учесть повышение скорости экскавации на 10%.

Обработкой данных опытно-промышленных взрывов были получены изменения выхода негабаритных кусков и удельного расхода ВВ от ЛНС при взрыве применяемой и предлагаемой технологиях (рис. 1).

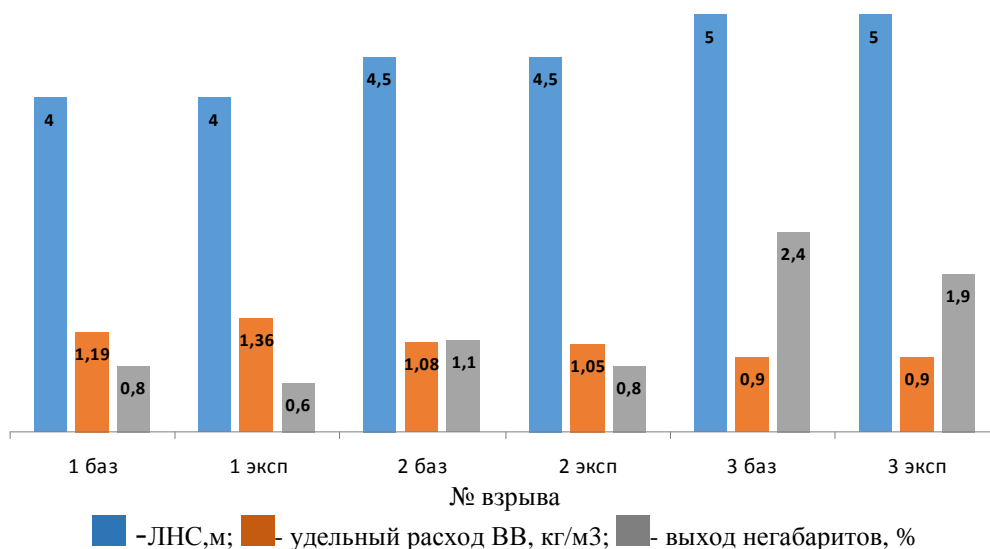


Рис. 1. Изменения удельного расхода ВВ и выхода негабаритных кусков от ЛНС

Выводы. Создание предварительного напряжения в массиве при взрывных работах обеспечивает равномерное дробление горной массы. Наиболее оптимальные параметры отбойки для данного месторождения были достигнуты при ЛНС 4,5м, что обеспечил минимальный выход негабаритных кусков равным 0,8% и удельный расход ВВ $1,05\text{кг/м}^3$ с соответствующим повышением скорости экскавации на 10%.

Список литературы

1. Лапшов А.А., Ермолаев А.И., Монахов Е.Д. Обоснование оптимальных для дробления горных пород интервалов замедления при многорядном короткозамедленном взрывании // Материалы Уральской горнопромышленной декады: Научное издание. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – С. 201-203.
2. Молдован Д.В. Управление качеством взрывоподготовки горной массы на карьерах строительных материалов на основе оптимизации параметров БВР: дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.20. – Санкт-Петербург, 2006. – 134с.
3. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М., Недра, 1976. – 271с.
4. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 247 с.
5. Тюпин В.Н. Параметры расположения скважинных зарядов в массивах с различной структурой // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 1982. – №6. – С. 58-61.
6. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Учебник для вузов, 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 344с.
7. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде // Взрывное дело. – 1974. – №73/30. – С.66.

8. Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геомеханики. – М.: Недра, 1986. – 301 с.
9. Ханукаев А.Н. О физической сущности процессов разрушения горных пород действием взрыва. – М.: Из-во АН СССР, 1958. – С. 7-13.
10. Типовой проект ведения буровзрывных работ Месторождения «Аяк-Коджан», ТОО «Fonet Er-Tai AK Mining», ТОО Научно - Производственное Предприятие «Интеррин», 2018.

References

1. Lapshov A.A., Ermolaev A.I., Monakhov E.D. Substantiation of deceleration intervals optimal for crushing rocks at multi-row short-time blasting // Materials of the Ural mining decade: Scientific publication. – Ekaterinburg: Publ. house of USMU, 2010. – P. 201-203.
2. Moldovan D.V. Quality control of rock mass explosion preparation at quarries of building materials on the basis of optimization of blasthole parameters: diss. ... cand. of tech. sc.: 25.00.20. – St. Petersburg, 2006. – 134p.
3. Mosinets V.N. Crushing and seismic action of an explosion in rocks. – М., Nedra, 1976. – 271p.
4. Mosinets V.N., Abramov A.V. Destruction of fractured and disturbed rocks. – М.: Nedra, 1982. – 247p.
5. Tyupin V.N. Parameters of the location of borehole charges in arrays with different structures // News of universities. Mining journal. – 1982. – №6. – P.58-61.
6. Sukhanov A.F., Kutuzov B.N. Destruction of rocks by explosion. Textbook for universities, 2nd ed., rev. and add. – М.: Nedra. 1983. – P.344.
7. Rodionov V.N. On some qualitative ratios of the parameters of the action of an explosion in a solid medium // Blasting. – 1974. – №73/30. – P. 66.
8. Rodionov V.N., Sizov I.A., Tsvetkov V.M. Fundamentals of Geomechanics. – М.: Nedra, 1986. – P. 301.
9. Hanukaev A.N. On the physical essence of the destruction of rock explosion processes. – М.: Publ. house of the Academy of Sciences of the USSR, 1958. – P.7-13.
10. Typical design of drilling and blasting operations of the "Ayak-Kodzhan" field "Fonet Er-Tai AK Mining" LLP Research and Production Enterprise "Interrin" LLP, 2018.

Орынбаев Бауржан Ахмедиевич – магистрант, baurgud@mail.ru	Orynbaev Baurzhan Akhmedievich – undergraduate student, baurgud@mail.ru
Юсупов Халидилла Абеневич – доктор технических наук, профессор кафедры «Горное дело»	Yusupov Khalidilla Abenovich – doctor of technical sciences, professor of the Department of Mining
Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, г.Алматы, Казахстан	Kazakh National Research Technical University n.a. K.I. Satpayev, Almaty, Kazakhstan

Received 26.04.2021