

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ НА КАРЬЕРАХ КАЛЬМАКЫР И ЁШЛИК-1

Д.Р. МАХМУДОВ, заведующий кафедры “Геотехнология угольных и пластовых месторождений”

Ш.А. ОЧИЛОВ, доцент кафедры «Горное дело»

М.А. ИСРАИЛОВ, доцент кафедры “Геотехнология угольных и пластовых месторождений”

В.Р. КАДИРОВ, доцент кафедры «Горное дело»

И.А. КУДРАТОВ, докторант кафедры “Геотехнология угольных и пластовых месторождений”

Ташкентский государственный технический университет, Ташкент,
Узбекистан

Аннотация

Исследование показывает, что повышение эффективности использования взрывных технологий позволяет обеспечить необходимое качество взорванной массы и возможность управления формой и параметрами развала. Разработана технология взрывания сдвоенных уступов на карьерах Кальмакыр и Ёшлик-1 за счет предлагаемых схем инициирования зарядов внутри скважины, забойки и взрыванию в зажатой среде на подпорную стенку из пород предыдущего взрыва по новой технологии обеспечит равномерное дробление массива с заданными параметрами. Установлено, что для обеспечения эффективной работы выемочно-погрузочного оборудования на полиметаллических месторождениях средний размер куска взорванной горной массы должен составлять $d_{ср}=0,14\div 0,25$ м при удельном сопротивлении разрушенного массива копанью $KF=0,1\div 0,37$ МПа. Проведено анализ диапазона изменения физико-механических свойств пород и технологические параметры разрыхления взрывом массива горных пород, которое позволяет раскрывать взаимосвязь между вместимостью ковша экскаватора и нормативным размером среднего куса породы. В статье приведены экспериментальные исследования технологии взрывания сдвоенных уступов на карьерах полиметаллических руд за счет использование активной забойки и взрыванию на подпорную стенку из пород предыдущего взрыва.

Ключевые слова: массив горных пород, карьер, взрывчатые вещества, скважинные заряды, средний размер кусков взорванной горной массы, удельный расход ВВ, буровзрывные работы, подпорная стенка, зажатая среда, объём развала горных пород, товарная руда.

Введение

Буровзрывные работы являются основой организации работ в карьере и оказывают существенное влияние на производительность карьерного оборудования и дробильно-сортировочных установок. Поэтому для улучшения технико-экономических показателей работы предприятия необходимо в первую очередь совершенствовать буровзрывные работы, роль которых в ближайшие годы еще более возрастет в связи с переходом на поточную горную технологию.

При разработке месторождений Кальмакыр и Ёшлик-1 выделяют рудную, рудно-породную и породную зоны, отличающиеся друг от друга по размерам, строению и степени насыщенности массива рудными телами.

Так, в рудной зоне более 65 % горной массы составляет товарная руда, сосредоточенная в массивных мощных рудных телах и участках простого строения. Остальная горная масса представлена главным образом забалансовой рудой (более 20%) и лишь незначительная часть (менее 15%) - породой.

Требования к параметрам отдельных процессов технологического потока формируются на основе анализа горно-геологических характеристик месторождения, технических условий на поставляемое минеральное сырье, экономически целесообразного уровня потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также ограничений на уровень воздействия горного производства на окружающую среду. Например, при подготовке рудной массы к выемке параметры буровзрывных работ определяются с учетом требований потребителей к кусковатости и качеству поставляемой руды, что накладывает определенные ограничения на удельный расход ВВ и степень нарушения геологической структуры массива при взрыве с целью уменьшения смешивания руды и вмещающих пород. При ведении выемочно-погрузочных работ должны быть выдержаны такие параметры уступов и выемочно-погрузочного оборудования, которые обеспечивают максимальный выход товарной руды требуемого качества [1,2,3].

Методы исследования

Исследование взаимосвязей показателей работы выемочно-погрузочного оборудования с горнотехническими параметрами горного массива является основой для определения соответствующих характеристик и показателей процессов горного производства. В связи с этим на карьере Кальмакыр, являющемся наиболее характерным среди карьеров со сложными горно-геологическими условиями, был проведен комплекс таких исследований, цель которых заключалась в установлении зависимостей:

- производительности экскаватора от качества рыхления горного массива;
- производительности выемочно-погрузочной техники от качества дробления горного массива.

При разработке полиметаллических месторождений в качестве выемочно-погрузочного оборудования возможно применение техники цикличного а также непрерывного действия.

Комплект оборудования «буровой станок - экскаватор - автосамосвал» является универсальным и может применяться в любых горнотехнических условиях, а область его применения ограничивается качеством подготовки горного массива к разработке, определяемого удельным расходом ВВ, энергия которого затрачивается при взрыве в зажатой среде на дробление и разрыхление массива до требуемой по технологии степени. В этой связи нижняя граница диапазона определяется минимумом расхода ВВ на разрушение пород.

Верхний уровень удельного расхода ВВ устанавливается степенью дробления и разрыхления массива, дальнейшее увеличение которого не влечет за собой роста производительности экскаватора, т.е. когда в рассматриваемых условиях экскаватор фактически достигнет технической производительности. Анализ показывает, что такая ситуация возникает при $d_{ср} < 0,1$ м. Результаты расчетов удельного расхода ВВ на рыхление породы представлены в таблице 1.

Анализ данных, приведенных в таблице 1, свидетельствует о том, что удельный расход ВВ колеблется от $0,20 \div 0,23$ кг/м³ и не более $0,6 \div 1,06$ кг/м³. Указанные значения ограничивают область удельных расходов ВВ, при которых разработка горного массива мехлопатами либо невозможна (нижняя граница), либо не ведет к росту производительности оборудования (верхняя граница). При этом номинальный удельный расход ВВ составляет 60-90% от его максимальных значений. При увеличении степени

дробления и уменьшении среднего размера куска до 0,2 м эти параметры соответственно изменятся.

С точки зрения эффективного использования выемочно-погрузочного и транспортного оборудования средний размер куска взорванной горной массы связан с шириной ковша экскаватора зависимостью $d_{cp}=0,15E_k$ [3] и в диапазоне изменения вместимости ковшей экскаваторов на месторождениях со сложными природными условиями ($E_k=4,6 \div 32 \text{ м}^3$) составляет от 0,29 до 0,46 м.

Таблица 1

Результаты определения диапазона удельного расхода ВВ на рыхление массива горных пород

	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Плотность пород т/м ³	Модуль упругости 10-3 МПа	Размер куска в массиве, м	Размер куска после взрыва, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	
						min	max
	80	2,48	2,87	0,21	0,14	0,20	0,60
	100	2,55	3,12	0,26	0,18	0,23	0,76
	120	2,60	3,31	0,41	0,28	0,23	0,91
	140	2,70	4,54	0,56	0,38	0,23	1,06

Исследованиями авторов [2,4,5,6,] установлено, что на полиметаллических месторождениях, для получения хорошей проработки массива взрывом, при необходимой по технологии ведения работ, степени его разрыхления удельный расход ВВ в зависимости от предела прочности пород на сжатие изменяется от 0,37 до 0,80 кг/м³, при этом средний размер куска взорванной горной массы достигает 0,63 м, а наиболее вероятное его значение, находится в диапазоне 0,15÷0,35 м. Дальнейшее увеличение удельного расхода ВВ, до 1,6÷2,2 кг/м³ при существующих подступных методах взрывания приводит к разбросу горной массы и не сказывается на уменьшении среднего размера куска.

Результаты исследования

Для эффективного функционирования циклично-поточной технологии, считаем необходимым главным условием обеспечить средний размер куска после взрыва в диапазоне 0,1÷0,25м. В целях снижения энергозатрат и стоимости эксплуатации оборудования при механических процессах дробления рудных тел необходимо повысить степень взрывного воздействия на горный массив при производстве буровзрывных работ путём внедрения высокоэффективных технологий взрывного способа достижения максимальной степени дробления скальных пород взрывом.

Разработанная технология взрывания сдвоенных уступов на карьерах полиметаллических руд за счет предлагаемых схем инициирования зарядов внутри скважины, забойки и взрыванию в зажатой среде на подпорную стенку из пород предыдущего взрыва по новой технологии обеспечит равномерное дробление массива с заданными параметрами и не приведет к разлету горной массы даже при повышенном, до 1,8 кг/м³, удельном расходе ВВ, поскольку взрывание будет проходить в зажатой среде в глубине массива рис.1.

Средний размер куска взорванной горной массы оказывает существенное влияние на такой технологический показатель, как удельное сопротивление пород копанью. Согласно справочным данным, этот показатель при разработке с предварительным взрывным рыхлением пород мехлопатами, изменяется от 0,17 до 0,42 МПа, а на полиметаллических месторождениях со сложными природными условиями - в среднем от 0,10 до 0,20 МПа, достигая в некоторых случаях на легковзрываемых породах 0,28 МПа, средневзрываемых - 0,30 МПа, а на трудновзрываемых - 0,37 МПа.

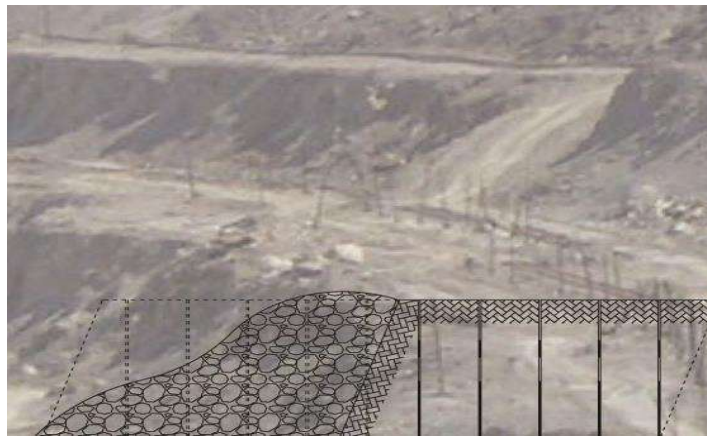


Рис.1. Способ взрывание в зажатой среде.

Широкий диапазон изменения гранулометрический состав взорванной горной массы predetermined необходимость выполнения специальных исследований в условиях карьера «Кальмакыр» по выявлению корреляционных связей между средним размером отдельности массива, массой пород карьера и коэффициентом крепости пород.

Исследованиями также установлена зависимость объемной массы γ и среднего размера отдельности d пород карьера от коэффициента крепости пород a , характеризующая уравнением:

$$\gamma = 2,19 + 0,036F, d_0 = 0,075f - 0,49 \quad (1)$$

В таблице 2 и рисунке 2 приведены удельный расход ВВ зависящий от прочностной и структурной характеристики массива горных пород карьера Кальмакыр.

Таблица 2.

Расчётное значение удельного расхода ВВ при взрывании пород карьера «Кальмакыр»

Показатель	При среднем размере куска 0,1 ÷ 0,30 м.				
Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова	6-8	8-10	10-12	12-14	>14
Удельный расход ВВ, кг/м ³ с теплотой взрыва >4300 кДж/кг	0,75-0,85	0,80-0,95	1,05-1,30	1,45-1,55	1,60-1,8

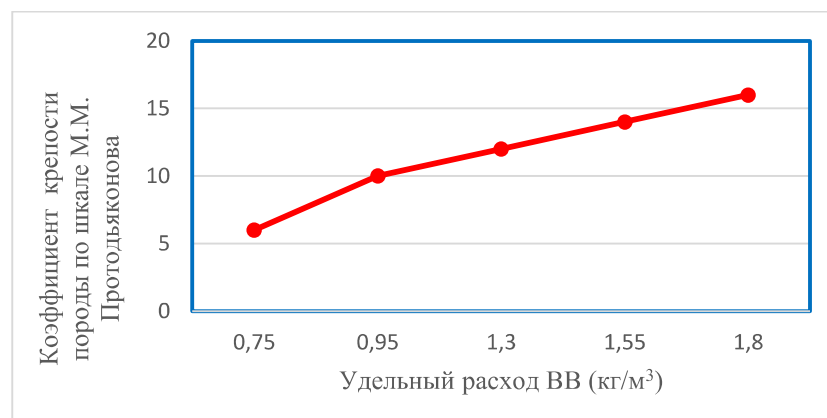


Рис.2. Зависимость удельного расхода ВВ от крепости горных пород в условиях карьера Кальмакыр и Ёшлик-1.

Заключение

Из анализа показателей гранулометрического состава взорванных пород показывает, что гранулометрический состав изменяется в сторону уменьшения крупности после каждого технологического процесса.

При экскавации происходит частичное разрушение крупных фракций и увеличение, благодаря этому, содержания мелких и средних фракций. Гранулометрический состав взорванной горной массы после ее погрузки в автосамосвалы измерялся на основании фотоснимков. После транспортирования и грохочения происходит окончательное доразрушение взорванной горной массы, что приводит к увеличению выхода мелких фракций в пределах 10÷15 % и в 1,5 и более раза снижает выход крупных фракций.

Библиографический список

1. Рубцов С.К., Шеметов П.А. Управление взрывным воздействием на горный массив. Ташкент: Фан, 2011. С.-400.
2. Повышение эффективности буровзрывных работ на карьере Кальмакыр: Отчет о научно-исследовательской работе / ТашГТУ; [исполн.: Ю.Э. Петросов и др.]. - Ташкент, 2018. -104 л.
3. Снитка Н.П. и др. Ресурсосберегающие технологии ведения буровзрывных работ на карьерах. Ташкент: Фан, 2017. С.-256.
4. Курчин, Г. С. Эффективность применения забойки в скважинах / Г. С. Курчин, М. А. Лобацевич, Т. А. Петушкова, П. Ю. Ефремов. // Науки о Земле: вчера, сегодня, завтра: материалы IV Междунар. науч. конф. - Казань: Молодой ученый, 2018. - С. 17-19.
5. Комащенко, В. И., Голик, В. И., Белин, В. А., Гапоненко, А. Л. Повышение эффективности взрывной отбойки на основе новых способов инициирования скважинных зарядов на карьерах //Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – №. 9. – С. 293-304.
6. Норов, Ю. Д., Бибик, И. П., Уринов, Ш. Р., Заиров, Ш. Ш. Повышение эффективности дробления разнопрочных горных пород в сложных горногеологических условиях. – 2012.

IMPROVING THE EFFICIENCY OF CRUSHING ROCK MASS BY EXPLOSION AT THE KALMAKYR AND YOSHLIK-1 QUARRIES

D.R. MAKHMUDOV, Head of the Department “Geotechnology of coal and bedded deposits”

Sh.A. OCHILOV, Associate Professor of the “Mining” Department

M.A. ISRAILOV, Associate Professor of the Department “Geotechnology of coal and bedded deposits”

V.R. KADIROV, Associate Professor of the “Mining” Department

I.A. KUDRATOV, doctoral student of the Department “Geotechnology of coal and bedded deposits”

Tashkent state technical university, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The study shows that increasing the efficiency of the use of explosive technologies makes it possible to ensure the necessary quality of the exploded mass and the ability to control the shape and parameters of the collapse. The technology of blasting of double ledges at the Kalmakyr and Yoshlik-1 quarries has been developed due to the proposed schemes for initiating charges inside the well, stemming and blasting in a clamped medium on a retaining wall from the rocks of the previous explosion using a new technology will ensure uniform crushing of the array with the specified parameters. It is established that in order to ensure the efficient operation of the excavation and loading equipment at polymetallic deposits, the average size

of a piece of exploded rock mass should be $d_{cp}=0,14\div 0,25$ m with the specific resistance of the destroyed massif to digging $KF=0,1\div 0,37$ MPa. The analysis of the range of changes in the physical and mechanical properties of rocks and technological parameters of the explosion loosening of the rock mass, which allows us to reveal the relationship between the bucket capacity of the excavator and the standard size of the average piece of rock. The article presents experimental studies of the technology of blasting double ledges in polymetallic ore quarries due to the use of active stemming and blasting on a retaining wall from the rocks of the previous explosion.

Keywords: rock mass, quarry, explosives, borehole charges, average size of pieces of exploded rock mass, specific explosive consumption, drilling and blasting operations, retaining wall, clamped medium, volume of rock collapse, commercial ore.

References

1. Rubtsov S.K., Shemetov P.A. Explosive impact control on the massif. Tashkent: Fan, 2011. p.-400.
2. Improving the efficiency of drilling and blasting operations at the Kalmakyr quarry: Report on research work / TASHSTU; [executive: Yu.E. Petrosov et al.]. - Tashkent, 2018. -104 p.
3. Snitka N.P. et al. Resource-saving technologies of drilling and blasting operations at quarries. Tashkent: Fan, 2017. p.-256.
4. Kurchin, G. S. The effectiveness of the application of the stemming in wells / G. S. Kurchin, M. A. Lobatsevich, T. A. Petushkova, P. Yu. Efremov. // Earth Sciences: Yesterday, Today, tomorrow: materials of the IV International Scientific Conference - Kazan: Young Scientist, 2018. - pp. 17-19.
5. Komashchenko, V. I., Golik, V. I., Belin, V. A., Gaponenko, A. L. Improving the efficiency of rock blasting based on new methods initiation of borehole charges at quarries //Mining information and Analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2014. – No. 9. – pp. 293-304.
6. Norov, Yu. D., Bibik, I. P., Urinov, Sh. R., Zairov, Sh. Sh. Increasing the efficiency of crushing of multi-strength rocks in difficult geological conditions. – 2012.