

ISSN 1999-4125 (Print)

Научная статья

УДК 622.271

DOI: 10.26730/1999-4125-2023-2-92-100

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЕРНЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ ПРИ ОТБОЙКЕ БЛОКОВ

**Филиппов Владимир Николаевич¹, Христолюбов Евгений Александрович²,
Волков Андрей Викторович³**

¹ Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН

² ЕвразЗСМК

³ ООО «Глобал БВР»

*для корреспонденции: filippov144@yandex.ru

Аннотация.



Определена технологическая схема отработки Шерегешевского месторождения, позволяющая обеспечить проектную производительность, эффективность и безопасность горных работ. Установлено влияние кусковатости взорванной горной массы на экономические показатели технологических процессов. Произведено определение параметров веерных скважинных зарядов взрывчатых веществ при взрывной отбойке для различных размеров кондиционного куска при подэтажном обрушении руды. Установлено, что при увеличении среднего расстояния между трещинами значение коэффициента трещиноватости увеличивается, а при увеличении размера кондиционного куска - уменьшается. Определено влияние крепости пород и размера кондиционного куска на удельный расход взрывчатых веществ. Произведен расчет коэффициента, учитывающего трещиноватость массива и требуемого размера кондиционного куска, а так же удельного расхода взрывчатых веществ при различных значениях данного коэффициента. Дано значение линии наименьшего сопротивления для различной крепости пород и размеров кондиционного куска. При увеличении крепости пород линия наименьшего сопротивления уменьшается, а при увеличении размера кондиционного куска - увеличивается. Разработаны схемы распределения зарядов в веерных скважинах. Выполнен анализ при веерной взрывной отбойке, определен оптимальный способ взрывания вееров для условий шахты Шерегешская и интервал земедления между веерами.

Информация о статье

Поступила:

01 марта 2023 г.

Одобрена после
рецензирования:
10 мая 2023 г.

Принята к публикации:
25 мая 2023 г.

Опубликована:
15 июня 2023 г.

Ключевые слова:

Кондиционный кусок, удельный расход, линия наименьшего сопротивления, схема распределения зарядов ВВ в веерных скважинах, трещиноватость, крепость

Для цитирования: Филиппов В.Н., Христолюбов Е.А., Волков А.В. Определение оптимальных параметров распределения веерных скважинных зарядов ВВ при отбойке // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2023. № 2 (156). С. 92-100. DOI: 10.26730/1999-4125-2023-2-92-100, EDN: XJUIAK

В настоящее время основной объем очистных работ на Шерегешевском месторождении производится на участках Главный, Подрудсовый, Новый Шерегеш и Болотный (Рис.1) Разработка рудных тел производилась двумя системами разработки – этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на компенсационные камеры и зажимающую среду и подэтажного обрушения.

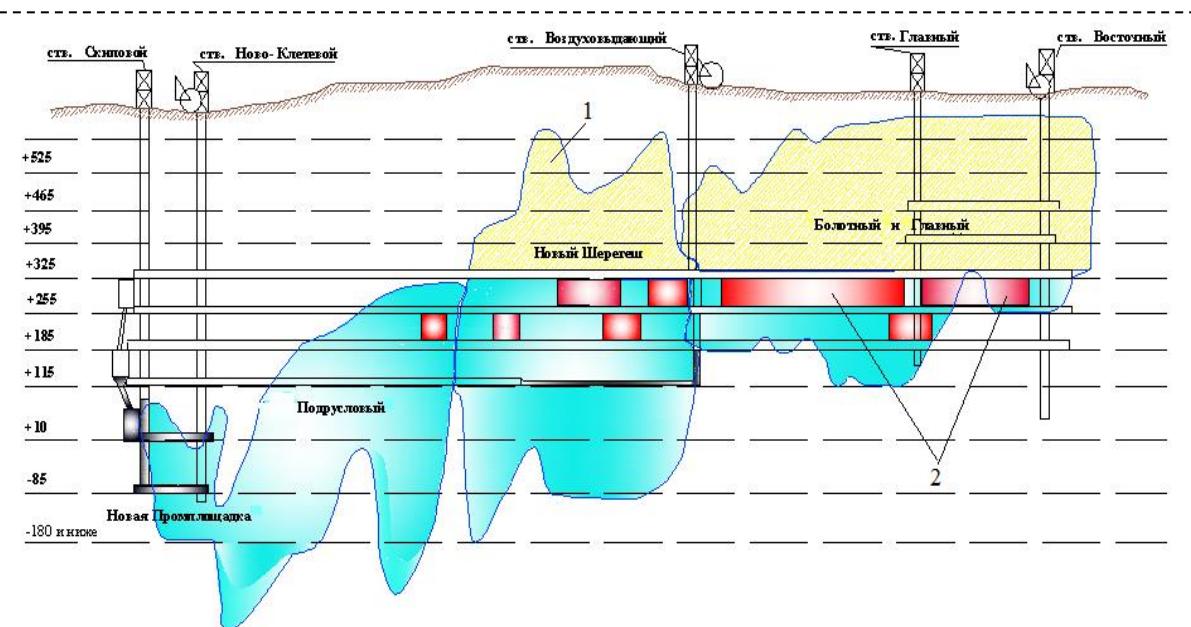


Рис. 1 Расположение рудных участков на Шерегешевском месторождении: 1 – отработано; 2 – блоки в работе

Fig. 1. Location of ore blocks at the Sheregeshovsky deposit: 1 – mined; 2 - blocks in operation

Наличие значительных запасов магнетитовых руд на вскрытых горизонтах + 185м – 85м требует применения новых технологических схем отработки с выходом предприятия на проектную производительность более 5 млн. т сырой руды в год. Повысить эффективность и безопасность ведения горных работ стало возможно при применении системы разработки с подэтажным обрушением руды с использованием самоходного оборудования. Для обеспечения процессов добычи руды при данной системе разработки требуется цикличная веерная отбойка руды [1-3].

При применении системы разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды выемку запасов руды ведут подэтажами. Каждый подэтаж разбивается на блоки, состоящие из 3÷4 заходок, располагающихся вкрест или по простиранию рудной залежи. В каждой заходке руду отбивают в зажиме послойно вертикальными или наклонными веерами скважин. Выпуск руды под обрушенными налегающими породами осуществляют непосредственно в подэтажные буро-доставочные орты (штреки) через их торцы. Взрывная отбойка ведется с помощью зарядов ВВ, размещаемых в скважинах глубиной до 35 м и диаметром 89 мм.

Известно, что качество дробления горных пород оказывает влияние на экономические показатели всех основных технологических процессов рудников, причем это влияние для различных технологических процессов различно. При уменьшении размера кондиционного куска возрастают стоимостные показатели бурения и взрывания, в то время как затраты на погрузку и транспортировку горной массы снижаются. Такая неоднозначность влияния кусковатости взорванной горной массы на экономические показатели технологических процессов ставит задачу получения оптимального дробления, которое обеспечит минимальную себестоимость добычи полезного ископаемого.[4-6] Расчет параметров БВР основан на определении массы зарядов, которая пропорциональна объему разрушаемой среды [7]

$$Q = qV \quad (1)$$

где Q – вес заряда, кг

V – объем взрываемой горной породы, м³

q – коэффициент пропорциональности

Для определения параметров расположения зарядов необходимо учитывать физико-механические свойства горных пород (Табл. 1).

Таблица 1. Физико-механические свойства пород и руд
Table 1. Physical and mechanical properties of rocks and ores

Породы и руды	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Среднее расстояние между трещинами в массиве, м	Коэффициент Пуассона	Коэффициент крепости по Протодьяконову
Магнетитовая руда	3-10	0,1-0,5	0,18	12-14
Известняки			0,27	8-10
Скарны			0,20	16-18

Таблица 2. Эталонный расход ВВ в зависимости от коэффициента крепости пород
Table 2. Reference consumption of explosives depending on the strength coefficient breeds

Коэффициент крепости пород, f	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Эталонный расход ВВ, кг/м ³	0,9	0,95	1,0	1,05	1,1	1,15	1,2	1,25	1,3	1,35	1,4

Для определения удельного расхода ВВ на отработку массива скважинными зарядами используется формула [8]

$$q = q_3 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6, \text{ кг}/\text{м}^3 \quad (2)$$

где q_3 – эталонный расход ВВ на дробление, кг/м³ принимается по Табл. 2

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, для Граммонита М21 принят равным 1;

k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска:

$$k_2 = \left(\frac{L_{tp}}{d_k} \right)^{n_{tp}} \quad (3)$$

где L_{tp} – среднее расстояние между трещинами в массиве, $L_{tp} = 0,1-0,5$ м;

d_k – размер кондиционного куска руды, м;

n_{tp} – показатель степени, зависящий от трещиноватости массива, для трещиноватых пород $n_{tp} = 0,5$;

k_3 – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин в массиве, при веерном расположении скважин равен 1,2, при параллельном расположении скважин равен 1;

k_4 – коэффициент, учитывающий расположение скважин относительно свободной поверхности при отбойке на разрушенную породу (зажатую среду) 1,3, при отбойке на одну обнаженную поверхность равен 1;

k_5 – коэффициент, учитывающий способ заряжания, при пневматическом заряжании гранулированным ВВ $k_5 = 0,95$;

k_6 – коэффициент, учитывающий диаметр скважины и степень массивности пород;

Для скважин диаметром 89 мм:

$$k_6 = \left(\frac{d}{0,105} \right)^{n_d} = \left(\frac{0,089}{0,105} \right)^{0,5} = 0,85 \quad (4)$$

где: d – диаметр скважин, м;

n_d – показатель степени для трещиноватых пород, равен 0,5.

Руды и породы Шерегешевского месторождения относятся к трещиноватым. При дроблении породы взрывом от трещиноватости зависит количество энергии, которую необходимо сообщить породе для ее разделения на куски нужной величины, а следовательно, количество потребного ВВ, поэтому коэффициент, учитывающий трещиноватость, является одним из решающих показателей при расчете удельного расхода ВВ.[9-11]

Рассчитанные значения k_2 для кондиционного куска 300 – 400 – 500 мм сведены в Табл. 3.

Установлено, что при увеличении среднего расстояния между трещинами значение коэффициента k_2 увеличивается, а при увеличении размера кондиционного куска коэффициент k_2 уменьшается.

Определен удельный расход ВВ при различных значениях коэффициента k_2 (в зависимости от среднего расстояния между трещинами и различных значениях кондиционного куска), который представлен в Табл. 4.

Таблица 3. Значение коэффициента k_2 при различных размерах кондиционного куска
Table 3. The value of the coefficient k_2 for different sizes of a standard piece

L tr, м	k_2		
	300 мм	400 мм	500 мм
0,1	0,58	0,5	0,45
0,2	0,82	0,71	0,63
0,3	1	0,87	0,77
0,4	1,15	1	0,89
0,5	1,29	1,12	1

Таблица 4. Значения удельного расхода ВВ при разной крепости пород и размерах кондиционного куска

Table 4. Values of the specific consumption of explosives for different rock hardness and standard piece sizes

k_2	q кг/м ³ для различной крепости пород				
	12	13	14	15	16
Кондиционный кусок 300 мм					
0,58	0,8	0,84	0,87	0,91	0,95
0,82	1,14	1,19	1,24	1,29	1,34
1	1,39	1,45	1,51	1,57	1,64
1,15	1,6	1,67	1,74	1,81	1,88
1,29	1,79	1,87	1,95	2,03	2,11
Кондиционный кусок 400 мм					
0,5	0,69	0,72	0,76	0,79	0,82
0,71	0,98	1,02	1,07	1,12	1,16
0,87	1,20	1,26	1,32	1,37	1,43
1	1,37	1,45	1,51	1,58	1,64
1,12	1,55	1,62	1,69	1,76	1,83
Кондиционный кусок 500 мм					
0,45	0,62	0,65	0,68	0,71	0,74
0,63	0,87	0,91	0,95	0,99	1,03
0,77	1,07	1,12	1,16	1,21	1,26
0,89	1,23	1,29	1,35	1,40	1,46
1	1,39	1,45	1,51	1,58	1,64

Установлено, что

- при росте среднего расстояния между трещинами в массиве увеличивается коэффициент трещиноватости и удельный расход ВВ;
 - при увеличении размера кондиционного куска снижается удельный расход ВВ на отбойку.
- Полученное значение удельного расхода ВВ необходимо для расчета основного параметра отбойки, которым является линия наименьшего сопротивления (Л.Н.С.) и расстояние между скважинами в веере.

Для расчета Л.Н.С. воспользуемся формулами: [12-13]

$$W = d_{\text{с kv}} \cdot \sqrt{\frac{0.785 \cdot \delta \cdot K_3}{m \cdot q}}, \text{ м} \quad (5)$$

где: $d_{\text{с kv}}$ – диаметр скважин, м;

δ – плотность заряжания, кг/м³

K_3 – коэффициент заполнения скважин, (для веерного $K_3=0,6-0,7$)

m – коэффициент сближения скважин, $m=1,1$; (зависит от ориентировки трещин в направлении заряда)

q – удельный расход ВВ, кг/м³.

Для расчета Л.Н.С.(W) примем значения, соответствующие условиям Шерегешевского месторождения (кондиционный кусок 500 мм и расстояние между трещинами 0,5м.) при $q = 1,51$ кг/м³.

Тогда по Протодьяконову:

для крепости пород $f = 14$ - $W = 1,82$ м.

для крепости пород $f = 15$ - $W = 1,78$ м.

для крепости пород $f = 16$ - $W = 1,75$ м.

Определено, что при увеличении крепости пород удельный расход ВВ увеличивается, при этом Л.Н.С. уменьшается.

Определяем Л.Н.С. по формуле для кондиционных кусков с 300 мм до 500 мм.

$$W = 8,7 \cdot 10^{-3} d \frac{G}{\alpha} \sqrt{\frac{\delta K C}{f m(4+C)}} \quad (6)$$

где d – диаметр скважинного заряда, м;

G – теплота взрыва, кДж/кг;

α – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива горных пород, 0,5;

δ – плотность заряжания, 1,15 т/м³;

K – выход негабарита, % (принимается равным 10%);

C – размер кондиционного куска, 0,5 м;

f – коэффициент крепости руд по Протодьяконову, 14;

m – коэффициент сближения скважинных зарядов ВВ, 1,3.

Л.Н.С.:

- для кондиционного куска 300 мм, 1,33 м.

- для кондиционного куска 400 мм, 1,66 м.

- для кондиционного куска 500 мм, 1,76 м.

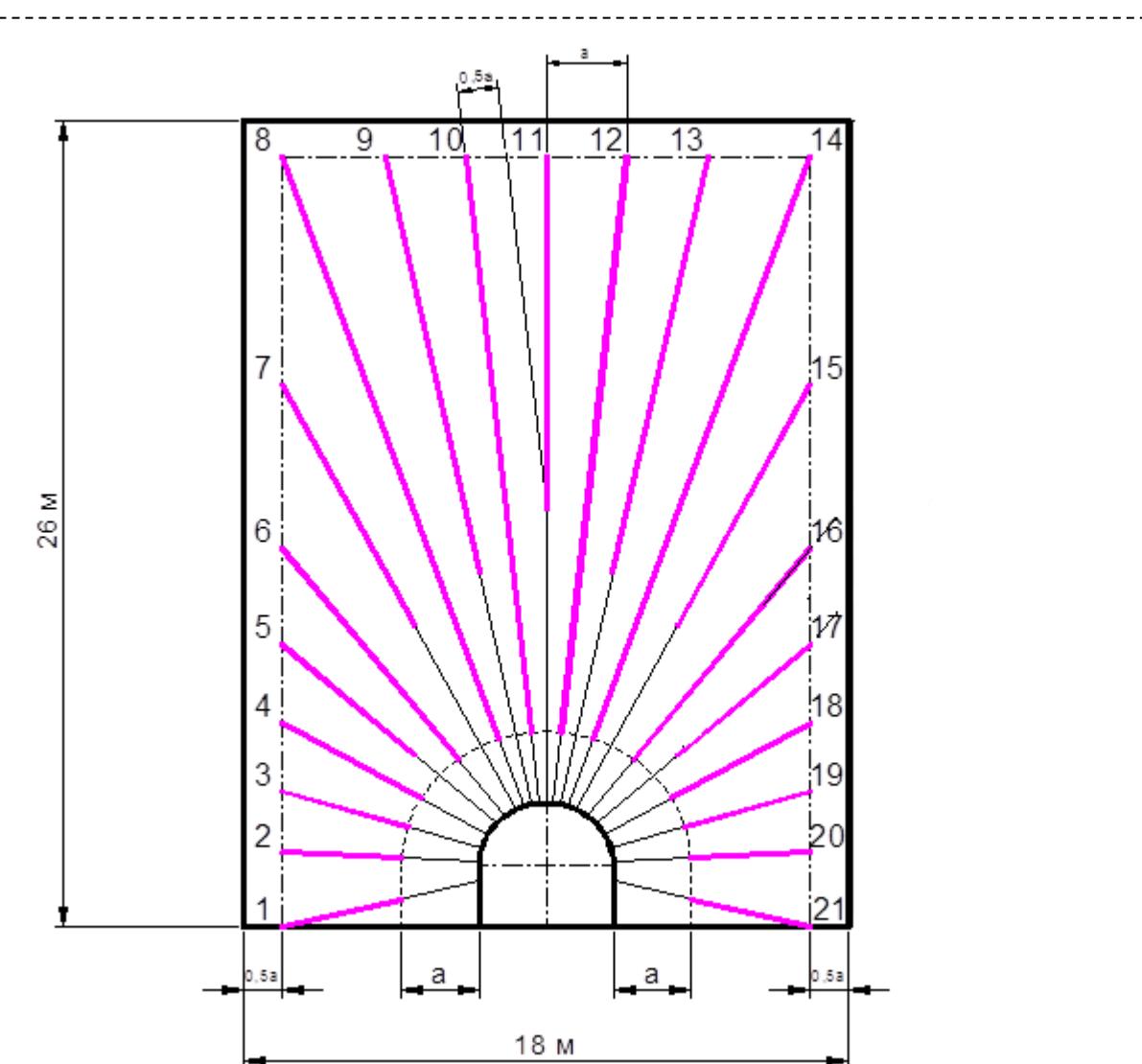


Рис. 2. Схемы расположения веера: а – недозаряд; 1-21 – количество скважин в веере
Fig. 2. Schemes of the location of the fan: a - undercharging; 1-21 - the number of wells in the fan

Расстояние между концами скважин (а) в веере рассчитывается по формуле :

$$a = m \cdot W = (1,1 \div 1,3)W, \text{ м} \quad (7)$$

где: a – расстояние между концами скважин в веере, м;

W – ЛНС, м;

m – коэффициент сближения скважинных зарядов ВВ, ($m=1,1 \div 1,3$).

Для наиболее качественных показателей отбойки и дробления руды важным является рациональное распределение зарядов ВВ в скважинах веера [14-16].

Длина зарядов в веерных скважинах определяется графическим способом.

На Рис. 2 показаны параметры веера

Выполнен анализ при взрывной веерной отбойке на шахте Шерегешская, который показал, что при взрывании используется мгновенный способ при этом, не применяются внутривеерные замедления и между веерами. Основное действие такого взрыва – разрушительное. В этих случаях ударные волны, двигаясь навстречу друг другу и взаимодействуя, производят суммарное действие, поэтому прилегающая часть массива подвергается действию ударной волны сжатия, что приводит к повреждению, деформированию последующей группы вееров. Способ коротко-замедленного взрывания (КВЗ) позволяет взрывать заряды последовательно, через малые промежутки времени (миллисекунды), благодаря чему внутри массива создаются дополнительные плоскости разрушения, обуславливающие высокую степень дробления пород и качественные показатели взрыва. Для создания направленного взрыва применяются внутривеерные замедления ($0 \div 20 \div 40$) мс. Первая «врубная» часть (0 мс) состоит из 4-5 центральных скважин. Вторая часть (20 мс) состоит из наиболее глубоких, прилегающих к «врубовой» части скважин. Оставшиеся скважины относятся к третьей части (40 мс). При снижении количества скважин в веере до 15 и менее можно применять два замедления ($0 \div 20$) мс или ($20 \div 40$) мс.

Определен интервал замедления между веерами (τ), (при Л.Н.С. равной 1.8м) который составляет не менее:

$$\tau = (9,2W - 4,3)K_{po} = (9,2 \cdot 1,8 - 4,3) \cdot 1,51 \geq 15 \text{ мс} \quad (8)$$

где: K_{po} – коэффициент разрыхления «зажимающей» среды.

Интервал замедления между взрыванием вееров должен составлять не менее 15 мс.

Выводы

Для условий шахты Шерегешская при веерной скважинной отбойке определены оптимальные параметры рассредоточения веерных зарядов ВВ диаметром 89 мм при отбойке блоков с удельным расходом ВВ от $0,8 \div 0,91$ до $1,39 \div 1,58 \text{ кг}/\text{м}^3$ при крепости пород и руд - $12 \div 16$; Л.Н.С. – от 1,75 до 1,82 м и от 1,33 до 1,76 м при кондиционном куске $300 \div 500$ мм и интервалом замедления между веерами, равному 15 мс.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Еременко А. А., Еременко В. А., Гайдын А. П. Горно-геологические и геомеханические условия разработки железорудных месторождений Алтай-Саянской складчатой области. Новосибирск : Наука, 2009.
2. Лукичев С. В., Оноприенко В. С., Семенова И. Е., Белогородцев О. В. Повышение производительности подземного рудника при разработке запасов глубоких горизонтов // Горный журнал. 2019. № 10. С. 85–89.
3. Хормазабал Э., Вильегас Ф., Ровира Э., Карранса-Торрес С. Оценка геомеханических характеристик макроблока обрушения в подземном проекте Чукикамата в Чили с использованием трехмерного моделирования // Документы по обрушению 2010. Второй международный симпозиум по блочным и подуровневым обрушениям. 2010.
4. Еременко А. А., Шапошник Ю. Н., Филиппов В. Н., Конурин А. И. Разработка научных основ безопасной и эффективной геотехнологии при разработке ударопрочных месторождений Западной Сибири и Крайнего Севера // Горный журнал. 2019. № 10. С. 33–39.
5. Манро Д. Д. Наклонное обрушение как метод массовой добычи полезных ископаемых // Южно-Африканский институт горного дела и металлургии. Алмазы. Источник 10 Использование. 2010. С. 117–134.
6. Друкованный М. Ф., Дубнов Л. В., Миндели Е. О. и др. справочники по буровзрывным работам. М. : Недра, 1976. С. 56–61.
7. Иволгин А. И. Минно-подрывные средства, их разработка и применение. М. : Военное издательство, 1949. С. 188.
8. Покровский Г. И., Федоров И. С. Воздействие удара и взрыва в деформируемых средах. М. : Промстройиздат, 1957. С.276.

9. Мело Ф., Виванко Ф., Фуэнтес С., Апаблаза В. Кинематическая модель для квазистатических перемещений гранул при обрушении блоков: влияние дилатансии на форму тягового тела // Препринт, представленный в IJRMMS. 2006. 22 с.
10. Нгиди С., Бошофф П. Управление пещерами и методы вторичного разрушения в горнодобывающей компании Паллабора // Южно-Африканский институт горного дела и металлургии. 6-я Южноафриканская конференция по неблагородным металлам. 2011. С. 209–220.
11. Кутузов Б. Н. [и др.] Справочник по взрывчатым веществам. М. : Недра, 1988 - С.41-60.
12. Менжулин М.Г., Молдован Д.В., Борисенко Ю.Н., Легкова О.Е. Модель влияния естественных трещиноватости и блочности на взрывное разрушение горных пород // Записки Горного института. 2007. № URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/model-vliyanija-estestvennyh-treschinovatosti-i-blochnosti-na-vzryvnoe-razrushenie-gornyh-porod> (дата обращения: 01.03.2023).
13. Козырев С. А., Соколов А. В. [и др.] Повышение эффективности скважинной отбойки руды в системе подуровневого принудительного обрушения. Горнодобывающая промышленность. 2008. № 3. С. 10.
14. Еременко А. А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на железорудных месторождениях Западной Сибири. Новосибирск : Наука, 2013.
15. Пирс М. Э. Модель гравитационного потока фрагментированной породы в блочно-обрушающихся шахтах // Институт устойчивых полезных ископаемых (SMI). WH Bryan Mining & Geology Research. Университет Квинсленда. 2010.

© 2023 Авторы. Эта статья доступна по лицензии CreativeCommons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Об авторах:

Владимир Николаевич Филиппов, кандидат технических наук, старший научный сотрудник, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, (Красный пр. 54, 630091, г. Новосибирск, Россия), тел. +7 (383) 2053030, 316, e-mail: filippov144@yandex.ru

Евгений Александрович Христолюбов, начальник технического отдела Горно-Шорского филиала, ЕвразЗСМК, (652971, п. Шерегеш Кемеровской области), e-mail: Evgeny.Khristolyubov@evraz.com, Андрей Викторович Волков, генеральный директор ООО «Глобал БВР», (141009, Московская область, г. Мытищи, ул Новослободская, влад. 1, стр. 1), e-mail: kazandre3@mail.ru.

Заявленный вклад авторов:

Владимир Николаевич Филиппов – постановка исследовательской задачи, научный менеджмент, концептуализация исследования, выводы, написание текста.

Евгений Александрович Христолюбов – обзор соответствующей литературы, сбор и анализ данных, написание текста.

Андрей Викторович Волков – обзор соответствующей литературы, сбор и анализ данных.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Original article

DETERMINATION OF THE OPTIMUM PARAMETERS OF THE DISTRIBUTION OF FAN BOREHOLE CHARGES OF EXPLOSIVES WHEN BREAKING BLOCKS

Vladimir N. Filippov¹, Evgeny A. Khristolyubov²,
Andrey V. Volkov³

¹ Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences

² Gornaya Shoria Division EvrazZSMK

³ LLC Global BVR

*for correspondence: filippov144@yandex.ru



Abstract.

Article info

Received:
01 March 2023

Accepted for publication:
10 May 2023

Accepted:
25 May 2023

Published:
15 June 2023

Keywords: Standard piece, specific consumption, line of least resistance, explosive charge distribution scheme in fan wells, fracturing, hardness

A technological scheme for mining the Sheregeshevsky deposit has been determined, which makes it possible to ensure the design productivity, efficiency and safety of mining operations. The influence of the lumpiness of the exploded rock mass on the economic indicators of technological processes has been established. The parameters of fan borehole charges of explosives were determined during explosive breaking for various sizes of a standard piece during sublevel ore caving. It has been established that with an increase in the average distance between fractures, the value of the fracturing coefficient increases, and with an increase in the size of a conditioned piece, it decreases. The influence of rock strength and the size of a standard piece on the specific consumption of explosives is determined. The calculation of the coefficient taking into account the fracturing of the massif and the required size of the conditioned piece, as well as the specific consumption of explosives at various values of this coefficient was made. The value of the line of least resistance for different rock hardness and size of a standard piece is given. With an increase in the hardness of rocks, the line of least resistance decreases, and with an increase in the size of a conditioned piece, it increases. Schemes of charge distribution in fan wells have been developed. An analysis was carried out during fan explosive breaking, the optimal method of blasting fans for the conditions of the Sheregeshskaya mine and the delay interval between fans were determined

For citation: Filippov V.N., Khristolyubov E.A., Volkov A.V. Determination of the optimum parameters of the distribution of fan borehole charges of explosives when breaking blocks. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*=Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2023; 2(156):92-100. (In Russ., abstract in Eng.). DOI: 10.26730/1999-4125-2023-2-92-100, EDN: XJUIAK

REFERENCES

1. Eremenko A.A., Eremenko V.A., Gaydin A.P. Mining-geological and geomechanical conditions for the development of iron ore deposits in the Altai-Sayan folded region. Novosibirsk: Nauka; 2009.
2. Lukichev S.V., Onuprienko V.S., Semenova I.E., Belgorodtsev O.V. Increasing the production capacity of an underground mine during the development of reserves of deep horizons. *Mining Journal*. 2019; 10:85–89.
3. Horvazabal E., Villegas F., Rovira E., Carranza-Torres C. Geomechanical 139 evaluation of caving macro-block at Chuquicamata Underground Project in Chile using three-dimensional modeling. *Caving 2010 papers. Second internationale Symposium Block and Sublevel Caving*. 2010.
4. Eremenko A.A., Shaposhnik Yu.N., Filippov V.N., Konurin A.I. Development of the scientific foundations of safe and effective geotechnology in the development of shock-prone deposits in Western Siberia and the Far North. *Mining Journal*. 2019; 10:33–39.
5. Munro D.D. Inclined caving as a massive mining method. *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Diamonds Source 10 Use*. 2010. Pp. 117–134.
6. Drukavannyy M.F., Dubnov L.V., Mindeli E.O. and other reference book on drilling and blasting. M.: Nedra; 1976.
7. Ivolgin A.I. Mine-disruptive means, their development and application. M.: Military Publishing House; 1949.
8. Pokrovsky G.I., Federov I.S. Impact and explosion action in deformable media. M.: Promstroyizdat; 1957.
9. Melo F., Vivanco F., Fuentes C., Apablaza V. Kinematic model for quasi static granular displacements in block caving: dilatancy effects on drawbody shapes. *Preprint submitted to IJRMMS*. 2006.
10. Ngidi S., Boshoff P. Cave management and secondary breaking practices at palabora mining company. *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy.- 6 th Southern African Base Metals Conference*. 2011.
11. Kutuzov B.N. etc. Handbook of explosives. M.: Nedra; 1988.
12. Menzhulin M.G., Moldovan D.V., Borisenco Yu.N., Legkova O.E. Model of the influence of natural fracturing and blockiness on the explosive destruction of rocks. ISSN No. 0135 - 3500. *Notes of the Mining Institute T.172*. St. Petersburg, 2007.
13. Kozyrev S.A., Sokolov A.V. and others. Improving the efficiency of borehole ore breaking in the system of sublevel forced caving. *Mining Industry* 2008; 3:10.
14. Eremenko A. A. Improving the technology of drilling and blasting at iron ore deposits in Western Siberia. Novosibirsk: Nauka; 2013.
15. Pierce M.E. A model for gravity flow of fragmented rock in block caving mines // Sustainable Minerals Institute (SMI). *WH Bryan Mining & Geology Research. The University of Queensland in September*. 2010.

(<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

The authors declare no conflict of interest.

About the authors:

Vladimir N. Filippov, C. Sc. in Engineering, Senior Researcher, Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk, (630091, Russia. Phone/fax: +7 (383) 2053030, 316), E-mail: filippov144@yandex.ru

Evgeny A. Khristolyubov, Deputy Head of Technical Department, Gornaya Shoria Division EvrazZSMK, (652971, Kemerovo Region, Sheregesh, Russia), e-mail: Evgeny.Khristolyubov@evraz.com,

Andrey V. Volkov, General Director of LLC Global BVR, (141009, Moscow region, Mytishchi, Novoslobodskaya str., vld. 1, p. 1), e-mail: kazandrei3@mail.ru.

Contribution of the authors:

Vladimir N. Filippov – formulation of a research task, scientific management, conceptualization of research, conclusions, writing a text.

Evgeny A. Khristolyubov – review of relevant literature, data collection and analysis, writing text.

Andrey V. Volkov – review of relevant literature, data collection and analysis.

All authors have read and approved the final manuscript.

