

ми показателями камер ромбовидной и сводчатой формами потолочин.

### Выводы

При выемке природно-бедных руд, расположенных в непосредственной близости от дневной поверхности, целесообразно отрабатывать первый этаж системой с открытым очистным пространством со сводчатой формой и последующей закладкой, что позволит уменьшить потери руды и снизить затраты на добычу.

### Библиографический список

1. Ступник Н. И., Письменный С. В. Физическое моделирование формы компенсационных камер при отработке блоков на больших глубинах / Н. И. Ступник, С. В. Письменный // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг. – 2012. – Вип. 31. – С. 3-7.
2. Комплексная разработка рудных месторождений. Под ред. А. Д. Черных. – К.: Техника, 2005. – 376 с.
3. Егорочкин А. А., Еженов А. Е. Совершенствование технологии очистной выемки руды с закладкой при отработке крутопадающих рудных тел в сложных горно-геологических условиях / А. А. Его-

рочкин, А. Е. Еженов // Повышение технического уровня горного производства: Труды ВНИИцветмета. Усть-Каменогорск. – 1988. – С. 109-122.

4. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд / Е. Бабець, В. Сакович, С. Сиротюк, В. Цариковський, В. Цариковський, Е. Яценко // Кривий Ріг: ГП НДГРІ, 2010. – 122 с.

5. Определение параметров компенсационной камеры сводчатой формы / С. В. Письменный, В. О. Хивренко, В. А. Сбитнев, Н. В. Полухина // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ. – 2002. – Вып. 79. – С. 48-52.

6. Ступник Н. И., Андреев Б. Н., Письменный С. В. Исследование формы поперечного сечения подземных выработок при комбинированной отработке месторождений / Н. И. Ступник, Б. Н. Андреев, С. В. Письменный // Весник Криворожского национального университета. – Кривой Рог. – 2012. – Вып. 32. – С. 3-6.

7. <http://www.atlascopco.com>.

8. <http://www.tamrock.sandvik.com>.

Поступила 15.04.2014

Уважаемый читатель! Вашему вниманию представляется статья известного специалиста в области циклично-поточной технологии, применяемой на глубоких карьерах, Станиславского Леонида Яковлевича, **которому исполнилось 90 лет**. Циклично-поточная технология горных работ впервые была запущена в эксплуатацию в 1971 г. на карьере НКГОКа в соответствии с проектом, разработанным Станиславским Л. Я.

*И что сказать, тебе мой друг?  
Ни премий, ни наград за дело не имеешь...  
Такой порочный в мире круг...  
Но дело ведь по жизни широко шагает!  
И, может быть, и в этом счастье ...  
И может Бог об этом знает.*

Четверик М. С. /д. т. н./

УДК 622.73: 622.272

Производство

Станиславский Л. Я. /к. т. н./

## Эффективность работы дробильной фабрики при циклично-поточной технологии горных работ на глубоких карьерах

*Исследовано влияние гранулометрического состава взорванной горной массы на производительность дробилок крупного дробления в карьере на основе анализа 46 взрывов на карьерах Кривбасса. Построены кривые характеристики крупности. Определены средние размеры кусков руды до и после дробления и работа, затрачиваемая в первой стадии дробления в зависимости от среднего размера кусков при различных типах дробилок. Ил. 2. Табл. 5. Библиогр.: 9 назв.*

**Ключевые слова:** эффективность, работа, дробление, циклично-поточная технология

*The influence of grain fineness of blasted mined rock on the capacity of preliminary crusher in the open-pit mine on the base of analysis of 46 blasts in open-pit mines of Krivbass is analyzed. Performance curves of coarseness are built. average dimensions of prill before and after crushing are determined. Work, expended on the first stage of crushing, depending on the average dimensions of prill at different types of crushers is estimated.*

**Keywords:** effectiveness, work, crushing, cyclical-and-continuous method

На карьерах Кривбасса применяют циклично-поточную технологию как при добыче руды на глубоких горизонтах, так и для выемки вскрышных пород. На внутрикарьерных перегрузочных пунктах для дробления руды или скальных пород перед ее поступлением на конвейер устанавливают конусные дробилки крупного дробления ККД-1500/180. Производительность конусной дробилки составляет

4 тыс. т в час, а производительность конвейера, используемого в совместном комплексе – 6 тыс. т в час. Поэтому для повышения производительности комплекса при добыче руды по циклично-поточной технологии в корпусе крупного дробления, установленном на концентрационном горизонте, руда крупностью кусков менее 300-400 мм может отделяться на грохотах [1, 2]. Соответственно из-

меняется средний размер кусков дробленой руды, поступающей на среднее дробление в дробилки КСД – 2200. Это может привести к изменению производительности дробильной фабрики. Ранее этот вопрос не исследовался, а является актуальным.

Годовую производительность корпуса крупного дробления при циклично-поточной технологии можно определить исходя из уравнения баланса продуктов дробления

$$Q_{год} = \frac{K_o \times K_1 \times Q_{др.} \times n \times \gamma}{1 - L_i \times E} \times T_{час}, \text{ т/год}, \quad (1)$$

где  $Q_{др.}$  – производительность дробилки, м<sup>3</sup>/час;  $n$  – количество дробилок;  $\gamma$  – насыпной вес горной массы, м<sup>3</sup>/т;  $L_i$  – выход руды класса  $i$ -ой крупности, отсеиваемого на грохоте, доли единицы;  $E$  – эффективность грохочения;  $T_{час}$  – количество часов работы в году, час;  $K_o$  – коэффициент неравномерности загрузки дробилки,  $K_o = 0,8 + 0,85$ ;  $K_1$  – коэффициент понижения производительности дробилки, учитывающий крупность, поступающей горной массы,  $K_1 < 1$ .

При циклической технологии знаменатель в формуле (1)  $K_1 = 1$ . Как следует из формулы (1), производительность дробилок крупного дробления существенно зависит от гранулометрического состава руды, поступающей на дробление. Это определяется качеством дробления пород взрывом. Применение водоземulsionных взрывчатых веществ (ВЭВ) позволяет уменьшить крупность руды [2], поступающей на механическое дробление при минимальном удельном расходе ВЭВ. Вопросам дробления скальной горной массы взрывом посвящены работы [3, 4, 5], которые использованы для изучения влияния гранулометрического состава взорванной горной массы на работу, затрачиваемую на дробление. Выполнен анализ 46 взрывов на ЮГОКе, НКГОКе, ЦГОКе, ИнГОКе.

Несмотря на различные условия взрывания и физико-механические свойства горных пород, соотношения различных фракций, как следует из исследований и данных других авторов [6, 7], подчиняются определенным закономерностям, имеющим статистический характер. Так, например, распределение выхода классов 0-300 мм и 0-400 мм подчиняется нормальному закону. При этом критерий академика А. Н. Колмогорова равен соответственно 0,98 и 0,8, что говорит о достоверности распределения указанных классов по нормальному закону. По данным гранулометрического состава горной массы по 46 взрывам были построены суммарные характеристики крупности горной массы – зависимости суммарного выхода класса от его крупности (рис. 1). На графиках нанесены кривые, ограничивающие гранулометрический состав взорванной руды. Построена эмпирическая линия регрессии, показывающая корреляционную зависимость среднего выхода взорванной руды от крупности.

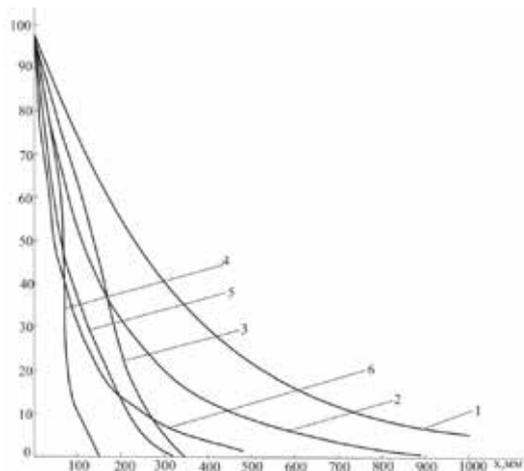


Рис. 1. Гранулометрический состав руды после взрывного и механического дробления: средний размер кусков после взрывного разрушения: 1, 2, 3 – соответственно  $D_{cp} = 30,4; 19,7; 14,8$  см; после механического дробления (после дробилки КРД-900): 4, 5, 6 – соответственно  $D_{cp} = 7,5; 10,1; 10,4$  см

Для определения функции  $y = f(x)$ , ограничивающие кривые суммарных характеристик и линия регрессии были построены по минусу в логарифмической системе координат (рис. 2).

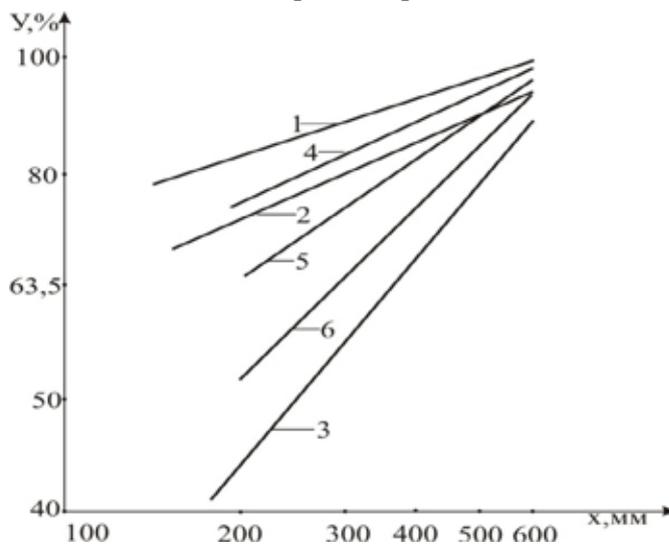


Рис. 2. Гранулометрический состав горной массы: 1, 2, 3 – соответственно минимальный, средний и максимальный по карьере № 1 ЦГОКа; 4, 5, 6 – то же по карьере ИнГОКа

Как следует из рис. 2, суммарная характеристика  $K$  может быть выражена уравнением:

$$Y = K \lg X + \lg m,$$

где  $Y$  – суммарный выход класса, %;  $X$  – крупность класса, мм;  $K, m$  – эмпирические коэффициенты.

Потенцируя эту зависимость, получим уравнение:

$$Y = mX^K \quad (2)$$

При представлении крупности руды в логарифмической системе координат определяем выход

двух классов, по которым строим прямую линию. Выход любых других промежуточных классов с достаточной степенью точности можно определить по этой прямой. Поскольку определение гранулометрического состава скальных пород и руд после взрыва методами рассева, фотопланометрии и др. трудоемко и сложно, построение крупности в логарифмической системе координат дает значительные преимущества. Значения коэффициентов  $K$  и  $m$  определены методом наименьших квадратов и приведены в табл. 1.

**Таблица 1. Значения коэффициентов  $K$  и  $m$  для карьеров Кривбасса**

Карьер	Выход					
	Максимальный		Минимальный		Средний	
	$m$	$K$	$m$	$K$	$m$	$K$
ЮГОК	9,46	0,3475	39,45	0,1475	15,78	0,2875
НКГОК	6,7	0,40	34,2	0,17	13,0	0,315
ЦГОК	2,05	0,59	37,0	0,157	24,9	0,21
ИНГОК	3,2	0,53	22,4	0,235	8,97	0,375

При построении характеристик крупности «по плюсу», уравнение (2) будет иметь вид:  $Y=100-mX^K$ . Коэффициенты  $m$  и  $K$  для линии регрессии определены методом наименьших квадратов и равны соответственно 10,1136 и 0,338. Коэффициент корреляции равен 0,82. На рис. 1 приведены кривые дробления в дробилках: щековой 1500x2100x180, ККД-1200/150, КРД-900/100 и суммарная кривая. Она представляет гранулометрический состав смешанной руды – подгрозотной и дробленной при циклично-поточной технологии. Данные характерны для условий карьеров НКГОКа и ЦГОКа. Средние размеры кусков руды для всех указанных случаев приведены в таблицах 2 и 3.

Средний размер кусков взорванной руды ГОКов Кривбасса равен 19,7 см; после дробилок ККД-1500/180 и КРД-900/100 соответственно 13,7 см и 8,5÷7,5 см. Эти данные характеризуют гранулометрический состав руды, поступающей на крупное и среднее дробление при циклической технологии. В результате анализа данных гранулометрического состава можно прогнозировать выход классов 0-300 мм и 0-400 мм для карьеров ГОКов Кривбасса. Результаты приведены в табл. 4.

**Таблица 2. Средний размер кусков руды**

Наименование показателей	$d_{cp}^{en}$ , см			$d_{cp}^{B,K}$ , см		
	max	min	cp.	max	min	cp.
ЮГОК	28,0	13,6	18,6	16,2	11,4	13,4
НКГОК	27,8	13,8	19,7	16,6	11,4	13,7
ЦГОК	28,2	13,4	18,0	17,6	11,4	13,0
ИНГОК	26,0	15,7	20,0	17,0	12,3	14,3
Кривая, описывающая область 46-и взрывов	30,4	13,3	19,7	$\frac{18,0}{21,0}$	11,3	$\frac{13,8}{15,2}$
Суммарная кривая /дробление в дробилке ККД 1500/180/	12,2	8,5	10,7	8,6	6,4	7,6
Суммарная кривая /дробление в ККД-1200/150/	11,3	8,1	10,1	8,2	6,3	7,3
Суммарная кривая /дробление в щековой дробилке 1500x2100/	12,2	8,7	11,0	9,0	6,5	7,8

**Примечание.** В знаменателе – средние размеры кусков для расчета работы дробления по теории Кирпичева-Кика, в числителе – по теории Бонда.

**Таблица 3. Средний размер кусков руды после дробления**

Наименование дробилок	см	$d_{cp}^{B,K}$ , см
Щековая 1500x2100 /типсовая/	14,8	$\frac{9,9}{11,7}$
ККД-1500/180 /типсовая/	13,7	$\frac{8,5}{10,3}$
ККД-1200/150 /типсовая/	10,4	$\frac{8,0}{6,44}$
КРД-900/100 /ЮГОК/	8,5	6,0
КРД-900/100 /НКГОК/	7,5	5,5
КРД-2200 /типсовая/	4,0	2,7

**Примечание.** В знаменателе – средние размеры для расчета работы по теории Кирпичева-Кика, в числителе – по теории Бонда.

**Таблица 4. Характеристика крупности руды после взрыва**

Наименование карьера	Выход классов, %					
	0-300 мм			0-400 мм		
	min	max	средний	min	max	средний
ЮГОК	69	98	83,5	76,5	97	89
НКГОК	67	90	80,5	75	95	86,5
ПГОК	63	92	83,5	72,5	96	88,5
ИНГОК	67,5	88	78,5	78,5	98,5	87,5
Средн. арифм.	66,63	90,8	81,5	75,63	95,38	87,88
Линия регрессии	63	93	79	73	96,5	87

Как следует из таблицы, при средних показателях, при высокой эффективности грохочения, равной 0,9, на каждые 10 млн тонн горной массы в год придется дроблить от 2,3 до 2,7 млн тонн руды. А при эффективности грохочения, равной 0,7, принимаемой обычно в проектах, при среднем выходе надгрозотного класса порядка 20 %, необходимо дроблить 4,4 млн тонн руды в год.

При циклично-поточной технологии при предварительном отделении, например, класса 0-300 мм и дроблении класса +300 мм в конусной дробилке ККД-1200/150 или щековой – 1500x2100, средний размер кусков составит соответственно – 10,1 см и 11 см. После крупного дробления средний размер кусков будет примерно в 1,5 раза больше,

чем при существующей технологии после дробилок КРД-900/100. Аналогично, средний диаметр кусков, поступающих на первую стадию дробления при предварительном отсеве руды, будет в два раза больше, чем при существующей в настоящее время технологии.

Поскольку работа  $A$ , затрачиваемая на дробление является функцией среднего размера кусков  $D$ , т. е.  $A = f(D)$ , то значение  $D$  следует определять применительно к условиям дробления в различных дробилках.

$$D = \frac{\sum \omega_i d_i}{\sum \omega_i},$$

где  $d_i$  – средний размер  $i$ -го класса, см;  $\omega_i$  – выход этого класса, %.

Гранулометрический состав взорванной горной массы принято определять как средний размер кусков. Его определяют как среднее арифметическое, взвешенное по весовым выходам. При определении работы дробления важен не только математический смысл среднего диаметра смеси, но и сохранение в усредненной смеси количественно неизменным интересующего нас свойства, например, поверхности или объема кусков горной массы.

Работу, затраченную на дробление крупнокусковой горной массы с небольшой степенью дробления, что имеет место в дробилках крупного дробления, можно определять по формуле Кирпичева-Кика [9].

$$A = K_{\kappa} Q \ell g \frac{D_{cp}^{\kappa}}{d_{cp}^{\kappa}}$$

где  $K_{\kappa}$  – коэффициент пропорциональности;  $Q$  – количество горной массы, поступающей на дробление;  $D_{cp}^{\kappa}$  и  $d_{cp}^{\kappa}$  – средние размеры кусков исходного и дробленого продукта.

Средний размер кусков следует определять по формуле:

$$\ell g d_{cp}^{\kappa} = \frac{\sum \omega \ell g d}{\sum \omega}$$

где  $\omega$  – весовой выход (или в %) узкого класса крупности;  $d$  – средний размер узкого класса.

Работа, затраченная на дробление пород в средней стадии, определена по [9].

Результаты приведены в табл. 5.

**Выводы**

Работа, затрачиваемая на крупное дробление при циклично-поточной технологии при применении грохочения, возрастает в среднем в 1,86÷3,8 раза, а на среднее дробление – в 1,1÷1,4 раза. Эти показатели следует учитывать при проектировании циклично-поточной технологии горных работ при условии отделения крупных классов на грохотах.

**Таблица 5. Относительная работа при додробливании руды в карьере**

Тип дробилки	Ограничивающая кривая грансостава	Циклично-поточная технология	Существующая технология	Относительная работа
		$A_n = K_{\kappa} Q \ell g \frac{D_{cp}^{\kappa}}{d_{cp}^{\kappa}}$	$A_c = K_{\kappa} Q \ell g \frac{D_{cp}^{\kappa}}{d_{cp}^{\kappa}}$	
<i>Работа в 1-ой /крупной/ стадии дробления</i>				
Щековая-1500×2100	max	0,5782 $K_{\kappa} Q$	0,2541 $K_{\kappa} Q$	2,28
	cp.	0,4356 $K_{\kappa} Q$	0,1136 $K_{\kappa} Q$	3,83
ККД-1500/180	max	0,6336 $K_{\kappa} Q$	0,3094 $K_{\kappa} Q$	2,05
	cp.	0,4910 $K_{\kappa} Q$	0,1691 $K_{\kappa} Q$	2,9
ККД-1200/150	max	0,8376 $K_{\kappa} Q$	0,5133 $K_{\kappa} Q$	1,63
	cp.	0,6950 $K_{\kappa} Q$	0,3729 $K_{\kappa} Q$	1,86
<i>Работа среднего дробления</i>				
$A_n = K_{\kappa} Q \left( \frac{1}{\sqrt{d_{cp}^{\kappa}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{cp}^{\kappa}}} \right)$ $A_c = K_{\kappa} Q \left( \frac{1}{\sqrt{d_{cp}^{\kappa}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{cp}^{\kappa}}} \right)$ $A_o = \frac{A_n}{A_c}$				
1500×2100×180	max	0,277 $K_{\kappa} Q$		1,37
	cp.	0,252 $K_{\kappa} Q$	0,202 $K_{\kappa} Q$	1,248
ККД-1500/180	max	0,269 $K_{\kappa} Q$		1,33
	cp.	0,248 $K_{\kappa} Q$	0,202 $K_{\kappa} Q$	1,406
ККД-1200/150	max	0,260 $K_{\kappa} Q$		1,287
	cp.	0,24 $K_{\kappa} Q$	0,202 $K_{\kappa} Q$	1,118
КРД 900/100		–	0,202 $K_{\kappa} Q$	–

**Библиографический список**

1. Перспективные технологии открытой добычи и переработки руд с учетом качества их взрывного разрушения / М. С. Четверик, Л. Я. Станиславский // *Металлург. и горноруд. пром-сть.* – 2008. – № 3.
2. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития. Дионис (ФЛ-П Чернявский Д. А.) / М. С. Четверик, В. В. Перегудов, А. В. Романенко, А. П. Левицкий, Е. Г. Удод, К. А. Федин. – Кривой Рог, 2012. – 356 с.
3. Друкованный М. Ф. Особенности ведения буровзрывных работ на глубоких горизонтах железорудных карьеров Кривбасса. Сб. Глубокие карьеры. – К.: Наукова думка, 1970.
4. Механика взрывного разрушения пород различной структуры / Э. И. Ефремов, В. Д. Петренко, Н. П. Рева, И. Л. Кратковский. – К.: Наукова думка, 1984.
5. Взрывная отбойка в зажатой среде на карьере НКГОКа / Д. И. Малюта, М. Ф. Друкованный, Э. И. Ефремов, В. И. Валентиев, А. В. Шапурич. – М.: Черметинформация. – Сер. 2, инф. 14, 1966.
6. Передовой опыт совершенствования буровзрывных работ на железорудных и флюсовых карьерах / по материалам межзаводской школы / М. Ф. Друкованный, Ю. Г. Апханов, И. Н. Усик. М.: Черметинформация, 1967.
7. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки / М. Ф. Друкованный, Б. Н. Тартаковский, В. С. Вишняков, Э. И. Ефремов. – К.: Наукова думка, 1974.
8. Бастан П. П. Поточная технология на карьерах и возможность подготовки пород и руд для конвейерного транспорта с помощью буровзрывных работ. Труды ИГД, Вып. 17, Свердловск, 1967 г.
9. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / С. Е. Андреев, В. В. Зверевич, В. А. Перов. – М.: Недра, 1966.

**Поступила 14.04.2014**