

УДК 622.235.271 (575.2) (04)

## **КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ГОРНОЙ МАССЫ К ВЫЕМКЕ**

*Я.М. Додис* – докт. техн. наук

---

On an establishment of effective criteria of an estimation of quality of explosive preparation of mountain weight results of experimental works are resulted in dredging by the loading equipment. It is revealed, that by such criteria by way of decrease {reduction} in reliability of an estimation can be accepted: Specific time co-optation at excavation; Specific power consumption excavation; Productivity of loading technical equipment. It is established also, that all specified criteria are in close correlation dependence on a geomechanical condition of a file which in turn from varies together with parameters explosive works.

Разработка, выемка скальных и полускальных, а также мерзлых горных пород с помощью погрузочной техники в настоящее время производится, как правило, с использованием взрывной подготовки.

Прочность и структурные свойства массивов горных пород изменяются в широком диапазоне, а условия взрывной подготовки отличаются многообразием, связанным с горно-технологическими условиями.

Совокупность факторов и параметров взрывной подготовки горной массы к выемке определяют различную производительность выемочной техники, которая находится в прямой зависимости от качества и надежности подготовки. Очевидно, что качество и надежность подготовки – взаимосвязанные понятия, в которые вкладываются следующие качественные и количественные оценки свойств и состояния взорванного массива:

- средний размер куска в развале,  $d_{ср}$ , а также выход негабаритных отделиностей;
- степень проработки подошвы уступа, в том числе и величина коэффициента разрыхления массива взрывом,  $K_p$ ;
- геомеханическое состояние развала и удельная площадь обрушения взорванной горной массы при черпании.

Разрушение массива горных пород системой скважинных зарядов, как правило, при многорядном их расположении по определенной сети, соответствующей его взрываемости, обуславливает тот факт, что вследствие наличия структурных особенностей, степень дробления и разрыхленности развала по его ширине (по экскаваторным заходкам) и по высоте разные и подчиняются известным закономерностям [1]. Естественно, что геомеханическое состояние взорванного массива, интегрально выражающееся величиной коэффициента разрыхления, должно отражаться на производительности экскаваторов.

В данной работе исследовано изменение технической производительности экскаваторов в зависимости от качества взрывной подготовки горной массы, которая изменяется по заходкам. Техническая производительность может быть установлена по известному соотношению:

$$\Pi_T = \frac{V_k \cdot K_H}{t_u \cdot K_{p-k}} \cdot 3600,$$

где  $V_k$  – емкость ковша экскаватора,  $m^3$ ;  $K_H$  – коэффициент наполнения ковша;  $K_{p-k}$  – коэффициент разрыхления горной массы в ковше экскаватора;  $t_u$  – удельная продолжительность цикла при погрузке, с/т.

Коэффициент разрыхления в ковше экскаватора определяется:

$$K_{p-k} = \frac{n_{cp} \cdot V_k \cdot \gamma_H \cdot K_H}{P},$$

где  $n_{cp}$  – среднее число циклов погрузки в транспортный сосуд (автомашину, думпкар, гондолу);  $\gamma_H$  – объемная масса породы, т/м<sup>3</sup>;  $P$  – масса горной массы в сосуде, т.

На основании этих исходных соотношений выделены показатели, которые необходимо фиксировать в ходе экспериментальных работ на карьерах.

На первом этапе исследования проведены при взрывной подготовке горной массы на 9 экспериментальных блоках общим объемом 500 тыс.м<sup>3</sup> в породах различной крепости и трещиноватости, отнесенных к I–III категории по взрываемости по классификации предприятия. Накопление экспериментальных данных осуществляли путем хронометражных наблюдений, в результате которых зарегистрировано около 14000 циклов погрузки горной массы в транспортные сосуды.

В процессе наблюдений подсчитывали отброшенные негабаритные куски и замеряли их объем мерной рейкой.

Удельную продолжительность цикла погрузки (на один сосуд) вычисляли по простейшему соотношению:

$$t_u = \frac{1}{n} \cdot \frac{St}{P}, c/t$$

где  $n$  – среднее число циклов при погрузке одного сосуда;  $t$  – средняя продолжительность цикла погрузки одного сосуда.

Необходимость приведения времени цикла и в дальнейшем времени черпания (разработка забоя) к весу горной массы в сосуде, а не к объему, обусловлена тем, что транспортные средства, направляющиеся на обогательную фабрику, проходят контроль со стороны ОТК предприятия. В среднем отклонения от номинального веса не превышают  $\pm 5\%$ . Второй причиной являются более высокие отклонения по удельному весу горной массы и, естественно, более высокие погрешности при переходе на транспортируемый объем.

Практика показывает, что средняя удельная продолжительность цикла зависит от большого количества факторов, в том числе:

- угла поворота платформы экскаватора от забоя к транспортному сосуду;

- качества взрывной подготовки горной массы;
- высоты забоя;
- геомеханического состояния развала.

В процессе разработки забоя эти факторы изменяются вглубь и по высоте взорванного массива, поэтому при большом количестве наблюдений влияние каждого фактора на удельное время погрузки нивелируется.

Для уверенного установления параметров, входящих в приведенные выше соотношения, особую роль играет точность определения общего количества породы, отгруженной из забоя, которое в данном эксперименте определяли маркшейдерской съемкой с погрешностью 3% в сопоставлении с данными ОТК.

Результаты наблюдений и вычисления показателей погрузки по категориям взрываемых пород и по заходкам представлены в табл. 1.

Анализ материала табл. 1 позволил выявить следующее:

- в породах I категории, относящихся к трудно взрываемым, наиболее трудоемкой части взорванного массива является первая заходка, где среднее число циклов погрузки одного транспортного сосуда на 10% больше, чем в последующих, что объясняется структурой развала, имеющего малую высоту, где сосредоточены наиболее крупные фракции и наибольший коэффициент разрыхления этой части, равный 1,41;

➤ наименьшее число циклов на сосуд отмечается в породах I и II категории по взрываемости и приходится на вторую заходку, где наблюдается наиболее равномерное дробление массива, устойчивая высота развала, равная высоте уступа, при экскавации из данной части возможно управляемое обрушение взорванной горной массы. В породах III категории число циклов погрузки одного сосуда практически не зависит от номера заходки, что обусловлено структурой и свойствами развала.

➤ аналогичное распределение получает коэффициент заполнения ковша экскаватора, поскольку между этим показателем и числом циклов существует прямая связь при постоянной емкости транспортного сосуда.

Если судить об эффективности работы экскаватора по времени цикла, то худшие условия наблюдаются при погрузке горной массы из третьей заходки в породах I категории. В породах III категории время цикла по любой

заходке практически одинаково и находится на уровне, близком к технически возможному, т.е. 27 с, при этом отмечаем и самый низкий коэффициент разрыхления взорванного массива.

Вычисленные величины производительности экскаватора ЭКГ-8(6) в час чистого времени погрузки по выделенным категориям взрываемости пород и по соответствующим заходкам развала по приведенным выше соотношениям показаны в табл. 2.

Таблица 1

Показатели экскавации взорванной горной массы

Показатель	Категории пород по взрываемости								
	I			II			III		
	Экскаваторные заходки								
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Среднее число циклов, n	11,67	9,08	10,9	10,02	9,65	10,2	9,0	9,0	9,0
Средний коэффициент разрыхления в ковше $K_{p-k}$	1,48	1,43	1,44	1,38	1,36	1,40	1,24	1,24	1,24
Средний коэффициент наполнения ковша, $K_n$	0,72	0,75	0,75	0,78	0,80	0,77	0,92	0,92	0,92
Удельная продолжительность цикла погрузки, $t_{ц}$	34,2	29,7	34,4	34,6	29,7	32,7	26,8	26,8	26,8
Средний коэффициент разрыхления при взрыве, $K_p$	1,35			1,20			1,15		

Таблица 2

Техническая производительность экскаватора при погрузке на экспериментальных блоках

Номер блока	Категории пород по взрываемости								
	I			II			III		
	экскаваторные заходки								
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
1	$\frac{283}{1,20}$	$\frac{360}{1,20}$	$\frac{360}{1,15}$	$\frac{330}{1,18}$	$\frac{370}{1,18}$	$\frac{310}{1,08}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		
	$\frac{302}{1,22}$	$\frac{363}{1,15}$	$\frac{322}{1,08}$	$\frac{310}{1,15}$	$\frac{380}{1,15}$	$\frac{348}{1,10}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		
3	$\frac{271}{1,15}$	$\frac{375}{1,18}$	$\frac{318}{1,12}$	$\frac{312}{1,20}$	$\frac{363}{1,10}$	$\frac{292}{1,03}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		
	$\frac{300}{1,25}$	$\frac{370}{1,10}$	$\frac{310}{1,12}$	$\frac{350}{1,24}$	$\frac{370}{1,07}$	$\frac{318}{1,06}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		
5	$\frac{296}{1,25}$	$\frac{360}{1,06}$	$\frac{262}{1,02}$	$\frac{320}{1,08}$	$\frac{396}{1,18}$	$\frac{324}{1,12}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		
	$\frac{292}{1,20}$	$\frac{403}{1,22}$	$\frac{270}{1,05}$	$\frac{330}{1,12}$	$\frac{362}{1,08}$	$\frac{318}{1,05}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		
7	$\frac{286}{1,28}$	$\frac{410}{1,25}$	$\frac{354}{1,18}$	$\frac{354}{1,22}$	$\frac{373}{1,10}$	$\frac{334}{1,05}$	$\frac{594}{1,05 \div 1,15}$		

В числителе – производительность экскаватора, м<sup>3</sup>/час; в знаменателе – коэффициент разрыхления взорванного массива.

Данные табл. 2 позволяют отметить особенность экскавации в породах III категории.

При взрывании таких массивов скважинными зарядами, расположенными по сети 8x8 и 9x9

м с удельным расходом до  $0,2 \text{ кг/м}^3$ , экскаватор развивает наивысшую производительность, и она практически постоянна в любых условиях работы при коэффициенте разрыхления  $1,05-1,15$ .

В породах I и II категории по взрываемости минимальная производительность зафиксирована при работе в первой заходке. Здесь высший предел производительности для пород I категории  $300 \text{ м}^3/\text{час}$  и для пород II категории –  $350 \text{ м}^3/\text{час}$ . Снижение часовой производительности, как и ранее, объясняется совокупным влиянием факторов, характеризующих взорванный массив в первой заходке: большой коэффициент разрыхления, худшее качество дробления и малая высота развала.

В породах I и II категории экскаватор развивает высокую производительность – до  $400 \text{ м}^3/\text{час}$  при работе во второй заходке, при этом коэффициент разрыхления массива в этой части развала находится в пределах  $1,15-1,20$ .

Дальнейшее увеличение коэффициента разрыхления до  $1,18-1,24$  соответственно для I и II категории пород приводит к большим обрушениям горной массы из верхней части развала в процессе разработки забоя, в результате чего экскаватор вынужден маневрировать и его производительность падает. Для этих же пород производительность экскаватора при работе в третьей заходке ниже, чем во второй в среднем на  $15-20\%$ . При этом не наблюдается заметного ухудшения условий экскавации, снижение же производительности объясняется тем, что ввиду низкого коэффициента разрыхления уменьшается вероятность массовых обрушений и возрастает объем погрузки за счет непосредственного черпания из забоя.

Поскольку в общем времени цикла присутствуют доли (поворот платформы экскаватора к транспортному сосуду, разгрузка и возврат рукояти с ковшом в забой), в совокупности составляющие  $2/3$  от времени цикла, то, естественно, они слабо связаны с качеством взрывной подготовки. Нами установлено [2], что удельное время черпания в наибольшей степени отражает сущность качества подготовки, хотя и в этом случае следует различать процесс черпания, совмещенный с разработкой забоя, т.е. с преодолением сил сцепления

между кусками породы и черпанием обрушившейся горной массы.

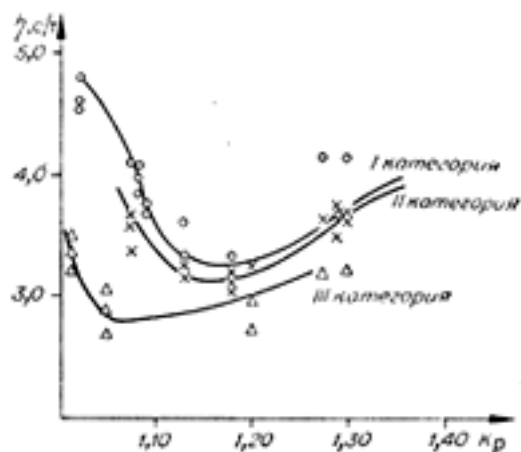


Рис. 1. Изменение удельного времени черпания в зависимости от коэффициента разрыхления.

С целью установления более точной оценки качества подготовки горной массы взрывными работами во время наблюдений за общими затратами времени на цикл погрузки отдельно выделяли собственно время черпания только при разработке экскаватором забоя. Удалось выявить, что среднее удельное время черпания изменяется в зависимости от коэффициента разрыхления массива (рис. 1). Из рис. 1 следует, что минимальное удельное время черпания при разработке забоя в породах I и II категории, требующих для дробления удельный расход ВВ  $1,68-1,05 \text{ МДЖ/м}^3$ , лежит в области взорванного массива с коэффициентом разрыхления  $1,10-1,15$ .

Другим критерием, оценивающим качество взрывной подготовки горной массы к выемке, могут служить удельные затраты энергии при погрузке и разработке взорванного забоя. При этом используется приборный метод регистрации искомого показателя с необходимой точностью и объективностью полученных данных.

В качестве приборов использовали самопишущие ваттметры Н-348 с записью на диаграммной ленте. Прибор включали через трансформаторы тока ТПОФ-200/5 и напряжения в цепь сетевого двигателя экскаватора

(рис. 2), благодаря чему реализована возможность фиксировать полные затраты энергии на цикл (разработка забоя, поворот платформы к транспортному сосуду, разгрузка и возвращение ковша в забой). В других случаях использовали ампервольтметры Н-390 и Н-354, включенные в цепь управления двигателями напора и подъема (рис. 3). Тогда на диаграммной ленте четко фиксировали затраты энергии собственно на разработку забоя.

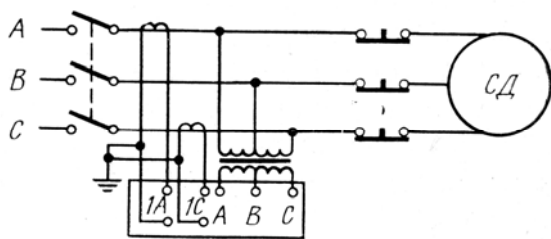


Рис. 2. Схема подключения самописцев в сеть управления сетевым двигателем.

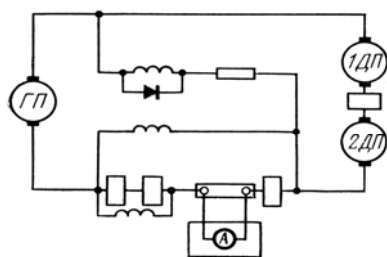


Рис. 3. Схема подключения приборов в систему управления подъемным и напорным двигателями.

Скорость протяжки ленты постоянна, что позволяет выполнить анализ записей и выявить доли времени, приходящиеся на собственно черпание в режиме разработки забоя и в режиме подбора обрушившейся горной массы, а также на поворот, разгрузку и прочие вспомогательные операции в сочетании с соответствующими расходами энергии.

Предварительная оценка технических параметров разработки забоя и погрузки в целом позволила предположить, что энергоемкость погрузки будет зависеть от тех же основных факторов, которые влияют на уровень произ-

водительности экскаватора, т.е. от размера куска и степени разрыхления.

В современных условиях при преимущественно многорядном расположении скважинных зарядов средняя величина коэффициента разрыхления является интегральным показателем не только степени дробления, но и геомеханического состояния забоя. Для ориентировочной оценки величины коэффициента разрыхления можно воспользоваться эмпирической зависимостью вида:

$$K_{рых} = 1 + d_{ср}$$

где  $d_{ср}$  – средний размер куска, м

С позиций структуры и морфологии развала следует четко разделять характер работы экскаватора, определяющий его производительность. Работа экскаватора в первой заходке, приуроченной к низкой части развала, образованной взрывом 1-го и частично 2-го рядов скважинных зарядов, не требует разработки забоя, а квалифицируется как подбор горной массы. В этом случае производительность и, следовательно, удельная энергоемкость в большей степени определяются средним размером куска.

Работа экскаватора во второй и третьей заходках характеризуется необходимостью разработки забоя, включая отработку подошвы уступа (соблюдая правила технической эксплуатации и поддержания отметки горизонта в допустимых пределах). Эти, изменившиеся условия и требования обуславливают иную производительность машины, но предопределяют и иные уровни удельной энергоемкости разработки, на которые оказывают влияние коэффициент разрыхления, размер среднего куска. Этот участок погрузки с энергетической точки зрения в большей степени характеризует качество взрывной подготовки горной массы.

В экспериментальных работах участвовали экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-8(6) и ЭКГ-8И при совместной работе с автосамосвалами и железнодорожными думпками и гондолами грузоподъемностью соответственно 40 и 100 т.

Регистрацию энергоемкости погрузки проводили в породах I и II категории по взрываемости. Визуально породы отнесены к наиболее тяжелым для экскаваторных работ. При работе экскаватора ЭКГ-8(6) зафиксировано 2210 циклов, при этом учитывали также

Таблица 3

Изменение коэффициента наполнения ковша в зависимости от коэффициента разрыхления породы в ковше

Коэффициент наполнения ковша, $K_n$	0,72	0,73	0,74	0,75	0,72	0,72	0,72	0,66	0,80
Коэффициент разрыхления в ковше, $K_{рк}$	1,35	1,35	1,35	1,35	1,37	1,40	1,43	1,30	1,59

Таблица 4

Удельная энергоёмкость погрузки горной массы, квтч/м<sup>3</sup>

Показатель	Категория пород					
	I			II		
	заходки					
	1	2	3	1	2	3
Удельная энергоёмкость погрузки,	0,860	0,710		0,685	0,545	–

дополнительную энергию, расходуемую на перемещение негабарита и повторное черпание, а также на управляемое обрушение горной массы из верхних частей развала.

Расход энергии на цикл определяли графическим интегрированием кривой, зафиксированной на диаграммной ленте прибора. Ввиду изменения коэффициента наполнения ковша ( $K_n$ ) удельную энергоёмкость погрузки устанавливали путем суммирования числа циклов и общей энергии, приходящейся на один транспортный сосуд (40 т – 14,3 м<sup>3</sup> и 100 т – 36 м<sup>3</sup>). В зависимости от коэффициента разрыхления породы в ковше экскаватора изменяется и коэффициент наполнения ковша (табл. 3).

Результаты измерения удельной энергоёмкости погрузки 39 составов, общей массой 39000 т представлены в табл. 4.

Анализ данных табл. 1, 2 и 4 показал, что при разработке взорванного массива в породах I категории средняя удельная энергоёмкость погрузки в первой заходке равна 0,860 квтч/м<sup>3</sup>, а во 2-й – 0,710 квтч/м<sup>3</sup>, что собственно и подтверждает ранее отмеченный факт улучшения условий погрузки из нее и, следовательно, увеличение числа взрывааемых рядов скважин на предприятиях будет способствовать снижению затрат энергии на экскавацию.

Наблюдения за расходом энергии по третьей заходке выполнены не были, однако на основании закономерностей изменения производительности экскаватора по заходкам (табл. 2) можно предположить, что энергоёмкость погрузки здесь будет выше, чем во вто-

рой заходке на 15–20% и составит в среднем около 0,800–0,850 квтч/м<sup>3</sup>.

Условия работы экскаватора даже в пределах одной заходки различны и зависят от качества дробления, особенно в условиях перемежающейся крепости пород. Так, например, нижний зафиксированный предел энергоёмкости по первой заходке составил 0,375 квтч/м<sup>3</sup>, в то время как верхний был равен 1,240 квтч/м<sup>3</sup>, по второй заходке – соответственно 0,611 и 0,970 квтч/м<sup>3</sup>.

В породах II категории по второй заходке энергоёмкость оказалась равной 0,545 квтч/м<sup>3</sup> при колебаниях от 0,457 до 0,685 квтч/м<sup>3</sup>. Если сопоставить средний удельный расход энергии по заходкам в породах I и II категорий, то оказывается, что во втором случае он на 23% ниже.

Сложности при подключении приборов в цепь управления экскаваторов и ряд организационных причин не позволили провести определение расхода энергии в породах III категории. Между тем, представляет значительный интерес оценка средней величины энергоёмкости погрузки 1 м<sup>3</sup> горной массы по всему карьере. Для установления средних удельных затрат энергии на погрузку построены гистограммы распределения удельных затрат энергии. Графическое интегрирование функции распределения позволило определить средний расход энергии за цикл и на 1 м<sup>3</sup> горной массы по карьере, которые составили соответственно 2,450 и 0,720 квтч. Распределения по породам I и II категорий показали соответственно 2,550 и 0,760 квтч/м<sup>3</sup> и 2,0 и 0,610 квтч/м<sup>3</sup>.

На основании хронометражных наблюдений нами установлено, что средняя продолжительность цикла в породах III категории близка к 27 с. Если предположить, что при работе экскаватора в забое с хорошим качеством подготовки горной массы энергоёмкость погрузки изменяется в основном в зависимости от угла поворота стрелы экскаватора, то можно рассчитать величину среднего удельного расхода энергии для времени цикла в 27 с (табл. 1).

Выборка данных, соответствующих времени цикла в 27 с из диаграммных лент, полученных при работе экскаватора в породах II категории, показала, что для этой продолжительности цикла средний уровень удельных энергозатрат составит 0,450 квтч/м<sup>3</sup>. Учитывая, что чаще всего экскаватор работает в породах III категории в развале, имеющем коэффициент разрыхления 1,05–1,10, очевидно, расход энергии несколько будет выше и составит около 0,5 квтч/м<sup>3</sup>.

Выше было отмечено, что по диаграммным лентам (рис.4) можно также установить и дополнительные затраты энергии. Статистическая обработка 50 тыс. циклов позволила выявить, что эти затраты энергии на 1 м<sup>3</sup> по породам I, II и III категорий составят соответственно 10, 7 и 5% от среднего значения.

Комплексные исследования, включающие определение, кроме энергоёмкости экскавации, скорости продольной волны на обуренных блоках, энергоёмкости бурения, а также удельного расхода ВВ при взрывании этих массивов, позволили установить соответствующие эмпирические связи между этими показателями.

В частности, выявлено соотношение пород различной крепости на карьере по двум независимым распределениям удельного расхода ВВ и скорости продольной волны в мас-

сиве (рис. 5). Согласно им на карьере объёмы пород по категориям взрываемости и буримости распределены: I – 18%, II – 64% и III – 18%. Тогда представляется возможность установить средний удельный расход энергии при экскавации 1 м<sup>3</sup> по карьере, как средне взвешенное на соответствующие объёмы пород. Он составил 0,66 квтч. Учитывая вероятность случайных ошибок, точность измерений, можно принять в качестве достаточно объективной величины среднего удельного расхода энергии на разработку и погрузку 1 м<sup>3</sup> горной массы из забоя, равную 0,7 квтч, что соответствует результатам измерений при погрузке 39 составов общей массой около 39000 т (табл. 5).

Основой упомянутых выше комплексных исследований являлся наиболее объективный показатель прочностных свойств и структурных особенностей массива – скорость продольной волны. В процессе исследования определены корреляционные зависимости между энергоёмкостью шарошечного бурения  $e_6$  и скоростью звука в массиве  $C_p$  в виде:

$$e_6 = 0,54C_p^{1,04}, \text{ квтч/м или}$$

$$e_6 = 31,6C_H + 12,5, \text{ МДж/м}^3$$

а также между энергоёмкостью разрушения при бурении и энергоёмкостью разрушения при взрывании:

$$e_{вз} = 0,013e_6 + 0,615 \exp^{5 \cdot 10^{-5} \cdot e_6}, \text{ МДж/м}^3.$$

Последнее слагаемое соотношения выражает суммарные затраты энергии ВВ, связанные не с разрушением пород и с образованием новых поверхностей, а с перемещением взорванного объёма, тепловые и другие потери. При этом это слагаемое растёт с повышением прочностных свойств пород массива.

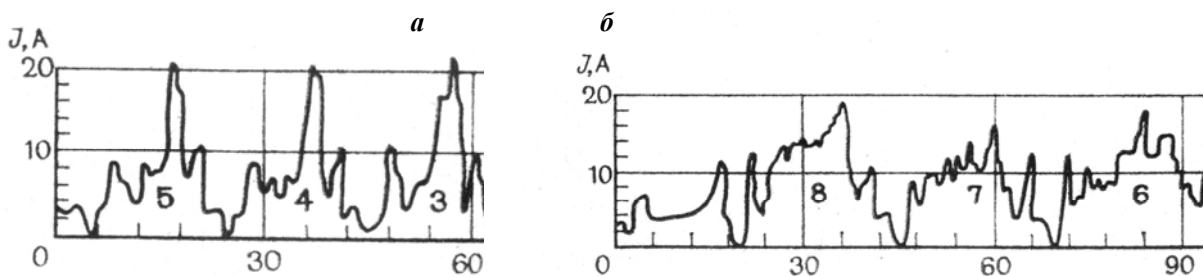


Рис. 4. Пример записи энергоёмкости экскавации в породах III (а) и I категории взрываемости (б).

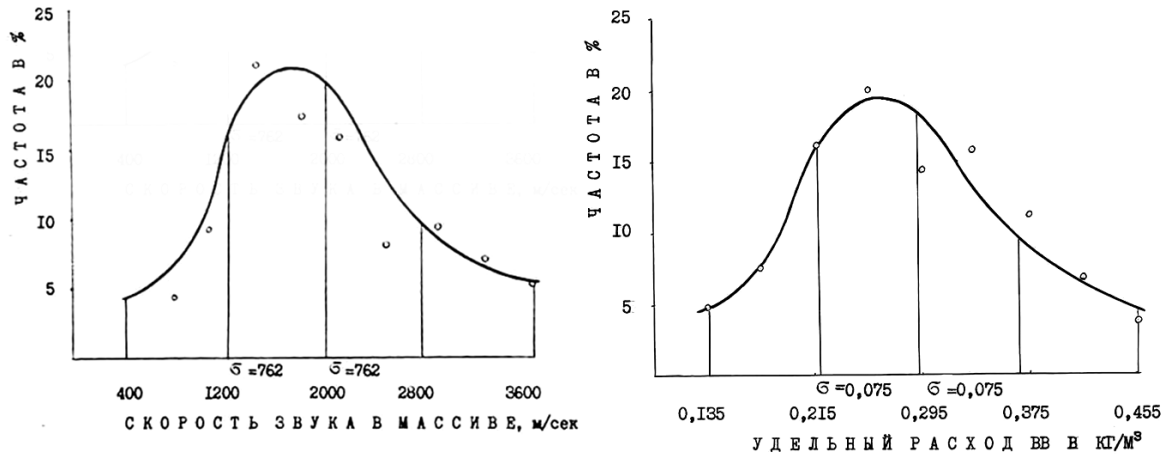


Рис. 5. Распределение пород карьера по физико-механическим свойствам и по удельному расходу ВВ.

Таблица 5

Результаты определения энергоёмкости экскавации

Показатель	Категории пород по взрываемости с удельным расходом ВВ, кг/м <sup>3</sup>								
	I 0,45–0,55			II 0,25–0,35			III 0,17–0,22		
	заходки								
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Средняя удельная продолжительность цикла, t <sub>ц</sub>	34,2	29,7	34,4	34,6	29,7	32,7	26,8		
Средняя удельная энергоёмкость экскавации, квтч/м <sup>3</sup>	0,890	0,605	0,838	0,778	0,641	0,750	0,540		

Таблица 6

Показатель	Категории пород по взрываемости		
	I	II	III
Скорость продольной волны, Ср, км/с	2,8–3,5	2,0–2,8	1,2–2,0
Удельная энергоёмкость шарошечного бурения, e <sub>б</sub> МДж/м <sup>3</sup>	101,0–114,0	75,7–101,0	51,0–75,5
Удельная энергоёмкость взрывного разрушения, e <sub>вз</sub> , МДж/м <sup>3</sup>	1,68–2,30	1,05–1,47	0,71–0,92
Средняя удельная энергоёмкость экскавации, e <sub>экс</sub> , МДж/м <sup>3</sup>	2,80	2,59	1,95

Разработка забоя экскаватором является результирующим процессом горного производства, которому предшествовал комплекс буровзрывных работ. Естественно, что удельные затраты энергии на этот процесс являются отражением предыдущих энергетических за-

трат. Поэтому существует корреляционная связь между исходными прочностными свойствами пород массива, выраженные через скорость продольной волны и удельным расходом энергии на экскавацию:

$$e_{\text{экс}} = 0,11C_p + 0,122, \text{ квтч/м}^3,$$



где  $C_p$  – скорость звука, км/с.

Теснота связи оценена коэффициентом корреляции, равном в данном случае 0,80.

Установленные эмпирические связи между основными параметрами, характеризующие свойства исходного массива, с одной стороны, и необходимыми удельными энергозатратами на его взрывную подготовку и результирующими удельными затратами энергии при экскаваторной разработке взорванного массива, с другой, позволяют их свести воедино.

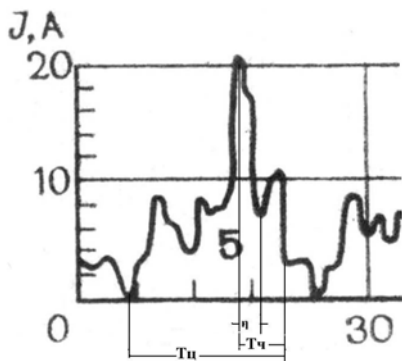


Рис. 6. Элементы цикла погрузки породы экскаватором.

Анализ временных параметров экскавации горной массы по элементам цикла (рис. 6) показал, что в большинстве случаев непосредственно на разработку забоя в сочетании с черпанием расходуется около 30% всего времени цикла. В случае же черпания без разработки (из обрушившейся массы или ранее разработанной) затраты времени на черпание составляют только 16–18% от времени на весь цикл.

Статистический материал, извлеченный при анализе диаграммных записей, позволяет установить следующее:

- уровень использования установленной мощности сетевого двигателя экскаватора,  $N_{дв}$ ;
- удельное время при выполнении цикла,  $t_{ц.у.}$ ;
- средний объем горной массы за один цикл,  $P_{ц.}$ ;
- время черпания,  $t_{ч.}$ ;
- удельное время при разработке забоя,  $\eta$ ;
- удельные затраты энергии при разработке забоя и черпании,  $e_{ч.}$ .

Указанные показатели сведены в табл.7.

Известно, что при разрушении горных пород скажинными зарядами отдельности, на-

ходящиеся в массиве, покрываясь трещинами, не распадаются до отделения друг от друга, т.е. трещины не выходят на поверхность отдельностей. В таком случае сохраняется достаточное сцепление по краям трещин и при разработке экскаватором это оказывает достаточное сопротивление. Возможность преодоления этого сопротивления во время копания или черпания без возникновения перегрузки двигателей или поломки оборудования обуславливается надежностью его работы.

Предельные нагрузки, выраженные удельными затратами энергии при разработке забоя, могут возникать не только вследствие некачественного взрыва, но и при неудовлетворительном состоянии зубьев ковша экскаватора.

Надежность подготовки горной массы, как характеристика качества подготовки, должна быть количественно связана с энергетическими затратами при экскаваторной разработке взорванного массива и зависеть от множества факторов. Аналогично тому, как надежность взрывных работ может быть спрогнозирована по распределению прочностных свойств и неоднородности массива, оцененных, например, по энергоемкости бурения, также можно произвести оценку качества взрывной подготовки по величине удельной энергоемкости черпания (разработки забоя) при экскавации. Подобная оценка возможна при наличии прочных корреляционных связей между энергоемкостями бурения, взрывания и экскавации, которые все в свою очередь связаны с физико-механическими свойствами исходного массива:

$$e_6 = 11,25C_p^{1,04}, \text{ квтч/м}^3$$

$$e_{вз} = 0,013e_6 + 0,616 \exp^{5 \cdot 10^{-5} e_6}, \text{ МДЖ/м}^3$$

$$e_{экс} = 0,009e_6 + 0,13, \text{ ктвч/м}^3.$$

Все три эмпирические зависимости имеют коэффициент корреляции не ниже 0,89, что свидетельствует о довольно высокой тесноте связей.

В последнем соотношении второе слагаемое является удельными энергозатратами двигателей подъема, поворота и напора на холостой ход.

При достоверной оценке структурных особенностей и прочностных свойств взрываемого массива и правильном определении

Таблица 7

Показатель	Категории пород по взрываемости						
	I			II		III	
	экскаваторные заходки						
	1	2	3	1	2	3	1–3
Средняя удельная энергоёмкость экскавации, $e_э$ , квтч/м <sup>3</sup>	0,890	0,605	0,838	0,774	0,641	0,750	0,540
Среднее число циклов на транспортный сосуд, $n_ц$	11,67	9,08	10,9	10,02	9,65	10,25	9,0
Среднее время одного цикла, $t_ц$ , с	34,2	29,7	34,4	34,6	29,7	32,7	26,8
Средняя удельная энергоёмкость экскавации, $e_{экс}$ , квтч/т	0,339	0,230	0,319	0,295	0,244	0,285	0,206
Среднее удельное время цикла, $t_{цт}$ , с/т	3,98	2,70	3,70	3,53	2,87	3,35	2,41
Использованная мощность двигателя, $N$ , квт	307	326	298	300	305	308	308
Коэффициент использования мощности, $K_N$	0,59	0,63	0,56	0,57	0,59	0,59	0,59
Коэффициент использования ковша, $K_к$	0,72	0,75	0,75	0,78	0,80	0,77	0,92
Коэффициент разрыхления в ковше, $K_{рк}$	1,48	1,43	1,44	1,38	1,36	1,40	1,24
Среднее время черпания на один сосуд, $t_ч$ , с	11,4	9,9	11,5	11,5	9,9	10,9	9,0
Удельное время черпания, $t_{чт}$ , с/т	1,49	1,20	1,40	1,29	1,07	1,26	0,77
Удельное время черпания 1м <sup>3</sup> , $t_{чм}$ , с/м <sup>3</sup>	3,91	3,16	3,68	3,38	2,81	3,31	2,01
Удельная энергоёмкость черпания, $e_{чм}$ , квтч/м <sup>3</sup>	0,333	0,286	0,305	0,281	0,238	0,283	0,172

параметров буровзрывных работ надежность взрывной подготовки должна быть близка к 1. На практике совокупность погрешностей технического, технологического и организационного характера обуславливает снижение надежности. Как установлено исследованиями [4], надежность взрывной подготовки в основном определяется правильным выбором расстояния между скважинами и через этот параметр, правильность установления удельного расхода ВВ. В случае равномерной сети скважин на блоке при фактической неоднородности его прочностных свойств и структуры риск некачественного взрывного дробления или проработки подошвы уступа будет прямо пропорционален вероятности встречи включения высокой прочности при параметрах буровзрывных работ, рассчитанных, например, на средний уровень прочности. Очевидно, что надежность подготовки горной массы составит:

$$P_V = 1 - P(E_{MAX}),$$

где  $P(E_{MAX})$  – вероятность встречи объекта взрывных работ (объема горной массы, попадающего на скважину), где зафиксирована максимальная энергоёмкость бурения.

В случае работы оборудования надежность взрывной подготовки следует оценивать по наработке на отказ, или по вероятности положительного исхода выполнения данного процесса или операции. Это означает, что необходимо иметь сведения о выходе из строя погрузочной техники вследствие плохого качества подготовки горной массы, а также о количестве часов простоя (ремонта) по этой причине (поломке напорного механизма, обрыв подъемного каната, короткого замыкания обмоток подъемного или напорного двигателей, поломки зубьев ковша и т.п.). Таких сведений за время эксперимента не получено, за исключением фиксации максимального уровня

удельных затрат энергии за все время наблюдений, равного  $2,4 \text{ квтч/м}^3$ , а число измерений в интервале  $1,240\text{--}1,6 \text{ квтч/м}^3$  не превышал 2% от всего объема наблюдений.

В табл. 8 приведена оценка надежности подготовки горной массы взрывом в сочетании со сведениями по измерению удельных энергозатрат при экскавации.

Сопоставление имеющихся данных свидетельствует о том, что наиболее эффективным критерием качества взрывной подготовки горной массы к выемке является удельное время черпания (разработки) вслед за которым следует производительность погрузочного оборудования.

#### Литература

1. Додис Я.М. Управление информационным обеспечением добычи в условиях взрывной подготовки горной массы на карьерах. – Бишкек: КРСУ, 2000. – 333 с.
2. Баранов Е.Г., Тангаев И.А., Додис Я.М. Некоторые параметры физического состояния взорванного массива и их связь с коэффициентом разрыхления // ФТПРПИ. – 1972. – №2. – С. 45–49.
3. Нифадьев В.И., Додис Я.М. Проявление структурных уровней прочности массива горных пород в задаче управления надежностью его разрушения // Горный журнал: Изв. вузов. – 2005. – №1.