© И.П. Бибик, 2005

УДК 622.81

*И.П. Бибик*

# *МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРО-ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОТОКОВ КАРЬЕРА*

**Семинар № 4**

С ростом глубины карьеров происходят изменения в технологии ведения работ и параметрах рабочей зоны. Соответственно изменяются структура технологических потоков и характеристики элементов, формирующих рабочую зону карьеров. Качество взрывного рыхления горного массива влияет на эффективность работы оборудования в технологических потоках горно-перерабатывающего производства через удельное сопротивление разрушенной горной массы копанию (выемочно-погрузочные машины), разрыхление (транспортные средства) и размер кусков разрушенных пород (дробилки и мельницы). Оптимальные параметры БВР в этом случае определяются путем минимизации финансовых, материальных, трудовых и энергетических затрат. Причем энергетические затраты наиболее предпочтительны в качестве критерия оценки. Анализ энергетических методов определения оптимальных параметров БВР, предложенных проф. Ю.И. Анистратовым [1] и И.А. Тангаевым [2], основанных на использовании известных гипотез разрушения и законов физики, экспериментальных зависимостей показывает, что они позволяют получить в сходных условиях практически одинаковые результаты. Учитывая наличие большого объема фактического материала по дроблению пород взрывом и применение различного бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и измельчительного оборудования на карьере Мурунтау, нами рассмотрен метод, базирующийся на экспериментальных данных, которые подвергались дополнительной математической обработке с использованием компьютерных программ, а при необходимости - дополнялись и уточнялись в процессе опытно–промышленных работ.

В основу рассматриваемого метода оптимизации параметров БВР для технологических потоков карьеров положено выделение базовых процессов горного и перерабатывающего производства.

Анализ показывает, что вскрышной и рудный технологические потоки для породной и рудной зон содержат повторяющиеся элементы. Логично предположить, что в этих элементах структуры изменения энергозатрат на выполнение работы в зависимости от размера кусков породы имеет одинаковый характер. А поскольку известно, что положение экстремума при суммировании нескольких функций зависит не от абсолютного значения аргумента, а от угла наклона линии, то повторяющиеся элементы не будут оказывать влияния на конечный результат и при анализе их следует учитывать только один раз. С этой целью из технологического потока исключаются повторяющиеся процессы и процессы, в которых энергозатраты не зависят от размера кусков горной массы. Элементы структуры технологического потока, оставленные для определения экстремума по суммарным энергозатратам, названы нами базовыми элементами технологического потока. Для породного технологического потока в карьере Мурунтау в качестве базовых приняты процессы: бурение, взрывание, экскавация, автотранспорт (при цикличной технологии ведения работ) и бурение, взрывание, экскавация, автотранспорт, дробление (при циклично-поточной технологии ведения работ). Для рудного технологического потока системы «карьер-завод» базовый элемент «дробление» заменяется элементом «измельчение».

Энергозатраты на бурение ($F_{бр}$), отнесенные к единице разрабатываемого массива определяются по формуле [3]:

$$F_{бр} = 0,0181 q e^{0,017\sigma_{сж}}, \text{ кВт·ч/м}^3 \qquad (1)$$

где $q$ – удельный расхода ВВ, кг/м$^3$; $e$ – основание натурального логарифма; $\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа.

Удельный расход ВВ в зависимости от среднего куска разрушенных пород с различным пределом прочности на сжатие определяется [4]:

$$q = K\,(0{,}01 - 0{,}0034\,\sigma_{сж}\ln d_{ср}),\ \text{кг/м}^3 \qquad (2)$$

где $K$ - коэффициент, численно равный отношению энергетических мощностей граммонита 79/21 и применяемого ВВ, для дальнейших расчетов принято $K$=1,0; $d_{ср}$ – средний размер куска породы, м.

После подстановки в (1) значения q из (2) и соответствующих преобразований с учетом перевода кВт×ч в МДж получаем выражение для определения удельных затрат на бурение скважин шарошечными станками:

$$F_{бр} = 0{,}0181(0{,}01 - 0{,}0034\sigma_{сж}\ln d_{ср})\cdot e^{0{,}017\sigma_{сж}},$$

$$\text{МДж/м}^3 \qquad (3)$$

Энергозатраты на взрывные работы ($F_в$) определяются по формуле [3]:

$$F_в = (0{,}01 - 0{,}0034\sigma_{сж}\ln d_{ср})\cdot F_{ВВ},\ \text{МДж/м}^3 \qquad (4)$$

где $F_{ВВ}$ – энергетический эквивалент ВВ.

Энергозатраты на бурение и взрывание ($F_{бвр}$), отнесенные к единице объема горной массы, согласно формулам (3, 4) зависят только от свойств массива и требуемой степени его дробления взрывом, что позволяет их объединить и представить в виде:

$$F_{бвр} = (0{,}01 - 0{,}0034\sigma_{сж}\ln d_{ср})(0{,}0181e^{0{,}017\sigma_{сж}} + F_{ВВ}),$$

$$\text{МДж/м}^3 \qquad (5)$$

С достаточной для практического использования точностью принимаем $F_{ВВ}$=3,5 МДж в качестве среднего значения и после преобразований формулы (5) получаем:

$$F_{бвр} = 0{,}035(0{,}29 - 0{,}097\sigma_{сж}\ln d_{ср})(0{,}52e^{0{,}017\sigma_{сж}} + 100),$$

$$\text{МДж/м}^3 \qquad (6)$$

Энергоемкость выемочно-погрузочных работ экскаваторами типа мехлопата ($F_{tn}$) определяется по формуле [5]:

$$F_{tn} = \frac{\dfrac{8800E_n}{t_n}\left(0{,}0295E_n - 0{,}0004E_n^2\right)}{\dfrac{2450E_n}{t_n} - 1900d_{ср}^2 + 36d_{ср}}R\cdot K_{КЗ},$$

$$\text{МДж/м}^3 \qquad (7)$$

где $E_n$ – вместимость ковша экскаватора, м$^3$; $t_n$- продолжительность цикла экскаватора, с; $R$, $K_{из}$ – поправочные коэффициенты на режим работы и вспомогательные операции, зависящие от качества рыхления породного массива: $R$ = $6d_{ср}$; $K_{кз}$ = 1,0+0,6$d_{ср}$.

При определении влияния размера среднего куска взорванной горной массы на энергозатраты при транспортировке и механическом дроблении исходим из того, что использование грузоподъемности транспортных средств зависит от степени разрыхления горной массы (чем выше степень разрыхления, тем меньше используется грузоподъемность транспортного средства), а при конвейерном транспорте в комплексах ЦПТ энергозатраты практически не зависят от размера куска горной массы в забое, поскольку перед погрузкой она дробится до определенного размера.

Известно [2], что степень разрыхления пород ($K_p$) связана с размером среднего куска зависимостью, пригодной для практического применения:

$$K_p = 1 + d_{ср} \qquad (8)$$

Энергозатраты на перемещение горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом и их взаимосвязь с параметром среднего куска горной массы определены исходя из того, что масса полезного груза находиться в обратной зависимости к коэффициенту разрыхления и, следовательно, к размеру среднего куска породы. Поскольку энергозатраты на перевозку единицы полезного груза остаются неизменными, то пропорционально коэффициенту разрыхления изменяется только доля энергозатрат, приходящаяся на единицу полезного груза за счет массы транспортного средства. В общем виде изменение энергозатрат на перемещение груза в зависимости от коэффициента разрыхления материала в транспортной емкости ($F_{тр}$) определяется выражением:

$$F_{тр} = F_{тр.уд}(1+K_pK_m),\ \text{МДж/м}^3 \qquad (9)$$

где $F_{тр.уд}$ - удельные энергозатраты на транспортировку, МДж/м$^3$; $K_m$ – коэффициент тары транспортного средства.

Для удобства расчетов принимаем $F_{тр.уд}$ = 1,0 МДж/м$^3$. Тогда с учетом (8) формула (9) примет вид:

$$F_{тр} = 1+(1+d_{ср})K_m,\ \text{МДж/м}^3 \qquad (10)$$

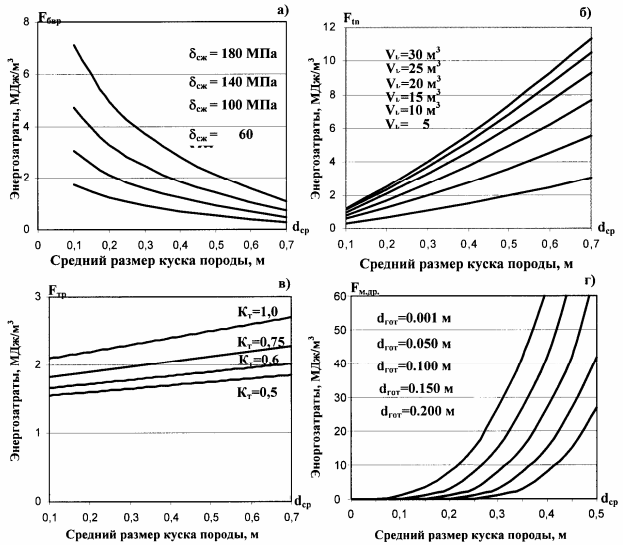


***Рис. 1. Зависимость энергозатрат на буровзрывные (а), выемочно-погрузочные (б), транспортные (в) работы и измельчение горной массы (г) от среднего размера кусков породы***

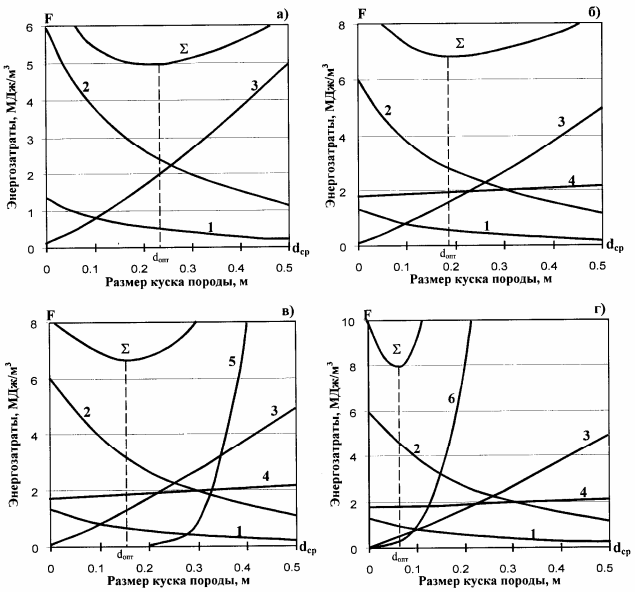


***Рис. 2. Зависимость энергозатрат на выемочно-погрузочные работы с учетом бурения, взрывания и экскавации (а) с последующим добавлением энергозатрат на транспорт (б), крупное дробление (в) и измельчение (г) от размера среднего куска взорванной породы ($\delta_{сж}$=140 МПа):*** *1, 2, 3, 4, 5, 6* – энергозатраты соответственно на бурение, взрывание, экскавацию, транспорт, дробление и измельчение; Σ - суммарные энергозатраты

При механическом дроблении пород энергозатраты ($F_{м.др}$) могут быть определены по формуле [6]:

$$F_{м.др.} = к\,(d_{ср} - d_{гот}),\ \text{МДж/м}^3 \qquad (11)$$

где $к$ – коэффициент пропорциональности, зависящий от конкретных условий; $d_{ср}$, $d_{гот}$ – соответственно размер кусков породы в исходном и готовом продукте, м.

Полученные зависимости являются основой для установления взаимосвязей между энергоемкостью процессов разработки горного массива от среднего размера кусков породы для различных технологических потоков карьеров (рис. 1).

Зависимости энергозатрат на процессы бурения, взрывания, экскавацию, транспорт, дробление и измельчение от среднего куска взорванной породы положены в основу определения оптимального среднего размера взорванного куска для всех типов пород карьера. В качестве примера на рис. 2. приведены графики зависимостей энергозатрат по базовым элементам различных технологических потоков (экскаватор ЭКГ - 8И, породы с пределом прочности на сжатие 140 МПа). Решение этой задачи позволило получить оптимальный размер куска породы после взрыва для различных технологических потоков карьера и средств их механизации, а также установить коэффициент перехода от размера куска в одном потоке к размеру куска в другом потоке.

С достаточной для практического применения точностью эти коэффициенты равны 1,2; 1,6 и 3,5 соответственно для цикличной и циклично-поточной технологий и в систе-

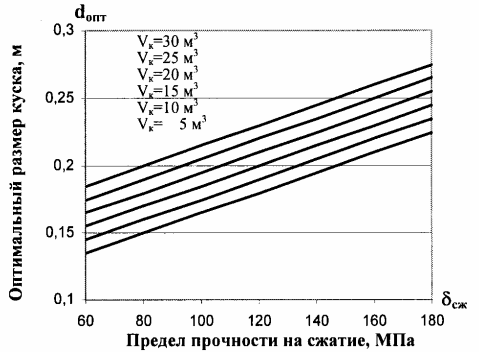


***Рис. 3. Зависимость оптимального размера куска взорванной горной массы от предела прочности пород на сжатие для экскаваторов с различной вместимостью ковша***

ме «карьер-завод». При этом отправной точкой является размер куска на выемочно-погрузочные работы, который для экскаваторов разных типоразмеров определяется по эмпирической формуле, полученной на основе обработки экспериментальных данных:

$$d_{ср.опт} = 0{,}08 + 0{,}75\cdot10^{-3}\,\delta_{сж} + 2\cdot10^{-3}\,E_п,\ \text{м} \qquad (12)$$

Например, для экскаватора с вместимостью ковша $E_п$ = 15 м$^3$ при разработке пород с $\delta_{сж}$=140 МПа оптимальный размер среднего куска составляет $d_{опт.}$= 0,23 м (рис. 3). Это значение делится на соответствующий коэффициент, что позволяет получить для цикличной технологии $d_{цт}$ = 0,20 м, циклично-поточной технологии $d_{цпт}$= 0,14 м и для системы «карьер-завод» $d_{кз}$= 0,07 м.

Таким образом, в результате проведенных исследований уточнен метод определения оптимальных параметров БВР по энергетическим затратам для технологических потоков карьера; получен комплекс аналитических выражений, позволяющий оценить эффективность всех процессов горного производства в зависимости от единого показателя – качества взрывного рыхления горного массива, оцениваемого оптимальным размером среднего куска взорванной горной массы.

## *СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ*


1. *Анистратов Ю.И.* Технологические процессы открытых горных работ. – М.: Недра, 1995 г., 351 с.
2. *Тангаев И.А.* Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986., 231 с.
3. *Бибик И.П.* Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. 2003.
4. *Сытенков Д.В.* Метод выбора и обоснование комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. 1998.
5. *Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А.* Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. Учебное пособие. – Ташкент: ФАН, 1999. - 276 с.
6. *Ржевский В.В., Новик Г.Я.* Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1978. - 390 с.


### *Коротко об авторах*


*Бибик И.П.* – кандидат технических наук, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК.