

УДК 622.05.05.06

Н.С.Филиппов

## ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ СКОРОСТИ ПОДАЧИ ВЫЕМОЧНОЙ МАШИНЫ, РАССЧИТАННОЙ ПО УСТОЙЧИВОЙ МОЩНОСТИ ПРИВОДА

При выемке угля не учитывается влияние уменьшение начальных усилий резания и разность усилий резания на верхнем и нижнем шнеке на износ резцов на шнеке выемочной машины, а также неизвестна зависимость величины удельных энергозатрат на разрушение угля от его сопротивляемости резанию при определении скорости подачи комбайна

Скорость подачи выемочной машины по устойчивой мощности привода [1]

$$v_n = \frac{P_{уст}}{60 h_w m_b y_B B_3 k_{om}}, \quad (1)$$

где  $P_{уст}$  - устойчивая мощность привода;  $h_w$  - удельные энергозатраты на разрушение угля;  $m_b$  - вынимаемая мощность пласта;  $y_B$  - плотность угля; коэффициент отжима[1]

$$k_{om} = K'_{om} + \frac{\frac{B_3}{m_b} - C}{\frac{B_3}{m_b} + d}, \quad (2)$$

где  $K'_{om}$ ,  $C$ ,  $d$  -коэффициенты, для хрупких углей  $K'_{om} = 0,36$ ,  $C=0,36$ ,  $d = 0,1$ ; для вязких углей соответственно 0,48; 0,1; 1,0; для весьма хрупких углей-0,28; 0,05; 0,3 ;  $B_3$  -ширина захвата исполнительного органа комбайна.

Таблица 1

Параметр	Значение					
$K'_{om}$	0,48	0,36	0,28	0,48	0,36	0,28
$C$	0,1	0,075	0,05	0,1	0,36	0,05
$d$	1	0,8	0,63	1	0,1	0,63
$m_b$	3	3	3	3	3	3
$B_3$	0,8	0,8	0,5	0,5	0,8	0,5
$k_{om}$	0,61	0,54	0,52	0,54	0,11	0,43
$v_n$	4,62	5,22	5,42	8,35		10,57

В табл. 1 приведена зависимость скорости подачи выемочной машины от повышения хрупкости угля и уменьшения ширины захвата исполнительного органа выемочной машины.

Коэффициенты отжима для хрупких углей дают отжим угля 0,9, что весьма значительно отличается от отжима вязких и весьма вязких углей. Коэффициент  $C$  для хрупких углей по величине находится между значениями для весьма хрупких и вязких углей, так же как и коэффициент  $d$ .

Практика эксплуатации позволяет рекомендовать при разрушении углей значения удельной

энергоёмкости процесса разрушения для шнековых исполнительных органов  $h_w = 0,5 \div 0,8$  (кВтч/т) [1].

Значение удельной энергоёмкости процесса разрушения можно определить аналитически. При резании с открытой поверхности в установившемся режиме работы машины энергоёмкость  $H_w$  процесса разрушения горной породы определяется [1] как

$$H_w = 0,272 \cdot 10^{-6} \cdot y_B \frac{\sum Z_{cp}}{\sum S_i}, \quad (3)$$

где  $0,272 \cdot 10^{-6}$ -переводный коэффициент;  $\sum Z_{cp}$  - сумма средних значений усилий резания на резцах;  $\sum S_i$  -площадь поперечного сечения стружки на всех резцах. Скорость подачи выемочной машины [1]

$$v_n = \frac{P_{уст}\eta}{60 H_w k_{om} m_b B_3 y_B^2}, \quad (4)$$

где  $\eta$  - к.п.д двигателя.

Мощность двигателя  $N_{уст}$  , соответствующая устойчивому моменту [1]

$$N_{уст} = \frac{\pi 10^{-3} \left[ Z_{л.p} Z_{cp}^2 (-\ln 0,003) \right]^{0,5} n_{\partial\theta}}{\left\{ k_{упр}(1+k_0) + v_{AL} \right\} \left( 1 + 3v_{\partial\theta} \right)}, \quad (5)$$

где  $k_{упр}$  - коэффициент, учитывающий качество управления; при ручном управлении  $k_{упр} = 1,1 \div 1,15$  ;  $k_0$  -относительное отклонение; при вероятности безотказной работы  $\rho=0,9$ ;  $k_0 = 2$ ;  $v_{AL}=0,1 \div 0,15$  - коэффициент вариации средней сопротивляемости резанию по длине лавы;  $v_{\partial\theta}$  - коэффициент вариации нагрузки двигателя, определяемый с учётом величин коэффициентов вариации спектра нагрузки на исполнительном органе и коэффициентов трансформации нагрузок в приводе по высоким и низким (1-3 Гц) частотам;  $n_{\partial\theta}$  - частота оборотов двигателя.

Средняя площадь поперечного сечения стружки на всех резцах определяется по формуле

$$\cdot \sum S_i = b_k z_{л.p} h_l, \quad (6)$$

где  $b_k$  -ширина резца;  $z_{л.p}$  - число резцов, одновременно находящихся в работе, при равномерном их распределении в линиях резания и по шагу резания, глубина резания  $h_l$  определяется по зави-

симости

$$h_1 = \frac{\left( k_p Z_0 e^{\frac{Z t_i}{t_p}} - \frac{k_{omc} 18 f 10^7 \sigma_{cж} F_{30} e^{\frac{\psi t_i}{t_p}}}{k k_{omc}} \right)_W}{A_{(om)} - W l \left( k_p Z_0 e^{\frac{Z t_i}{t_p}} - U \right)}, \quad (7)$$

Глубина резания после изменения положения шнеков относительно забоя

$$h_2 = \frac{\left( k_p Z_0 e^{\frac{Z t_i}{t_p}} - \frac{k_{omc} 18 f 10^7 \sigma_{cж} F_{30} e^{\frac{\psi t_i}{t_p}}}{k k_{omc}} \right)_W}{k_{omc} A_{(om)} - W l \left( k_p Z_0 e^{\frac{Z t_i}{t_p}} - U \right)}, \quad (8)$$

где

$$A_{(om)} = A_p (0,35 b_p + 0,003) t k_{(t/h)} \times k_{om} k_\alpha k_\beta \{ 1 + f [k_n - \tan(\theta - \varepsilon)] \};$$

$$U = \frac{k_{omc} 18 f 10^7 \sigma_{cж} F_{30} e^{\frac{\psi t_i}{t_p}}}{k k_{omc}},$$

$k_{omc1}$  -коэффициент, учитывающий отжим угля верхним шнеком и влияющий на износ резцов на нём;  $k_{omc}$  -коэффициент, учитывающий отжим угля верхним шнеком и влияющий на усилие резания на верхнем шнеке;  $Z_0$  -начальное усилие резания на одиночном резце выемочной машины;  $W=b_p \cos \beta$ ;  $W_l=\tan \varphi \cos \beta$ ;  $b_p$  -длина главной режущей кромки резца;  $\varphi$  -угол раз渲а сечения реза;  $k_{(t/h)}$ ,  $k_{om}$ ,  $k_\alpha$ ,  $k_\beta$  - коэффициенты, учитывающие влияние на усилия резания обнаружения забоя, отжима угля, угла резания и ширины резца соответственно;  $\beta$ -угол наклона оси резца к направлению его подачи;  $F_{30}$ -начальная площадь износа резца по задней грани;  $\theta$  -передний угол резца;  $\varepsilon=10\div20$  -угол трения раздробленного угля о переднюю грань резца или застойную часть ядра;  $A_p$  -сопротивляемость пласти резанию;  $t_i$  - время работы выемочной машины после замены резцов;  $\sigma_{cж}$  -предел прочности угля при одноосном сжатии;  $f=0,38\div0,44$ -коэффициент сопротивления резанию;  $k$  - коэффициент уменьшения износа резцов;  $t_i$  -время работы выемочной до изменения уставки тока на задатчике скорости подачи комбайна, которое определяется из зависимости

$$t_i = t_p (l + k_m) \sum_{i=0}^l \frac{L_i}{L + L_c};$$

$L$  -длина пути резания с постоянной интенсивностью изнашивания при износе от начала стабилизации интенсивности изнашивания до износа с  $mm$ ;  $L_c$  -путь стабилизации износа;  $L_i$  -длина пути реализации;  $Z$ ,  $\psi$  -экспериментальные коэффициенты;  $k_n$  - отношение силы подачи к силе резания на островом резце;  $t_p$  -время непрерывной работы выемочной машины до замены изношенных резцов;  $t$  -шаг резания.  $k_p$  -коэффициент схемы резания, для шнековых исполнительных органов  $k_p=1,55$ .

Максимальная глубина

$$h_{max} = \frac{\left( k_p Z_{cp} - \frac{k_{omc} 18 f 10^7 \sigma_{cж} F_{30} e^{\frac{\psi t_i}{t_p}}}{k_{omc}} \right)_W}{A_{(om)} - W l \left( k_p Z_{cp} - U_1 \right)}, \quad (9)$$

или

$$h_{max1} = \frac{\left( k_p Z_{cp} - \frac{k_{omc} 18 f 10^7 \sigma_{cж} F_{30} e^{\frac{\psi t_i}{t_p}}}{k_{omc}} \right)_W}{k^n_{omc} A_{(omo)} - W l \left( k_p Z_{cp} - U_1 \right)}, \quad (10)$$

где

$$U_1 = \frac{8 f 10^7 \sigma_{cж} k_{omc} F_{30} e^{\frac{\psi t_i}{t_p}}}{k_{omc}},$$

$n$  - число смен шнеков относительно забоя.

Скорость подачи выемочной машины[1]

$$v_{max} = h_{max} n_{i,o} Z_{l,p}, \quad (11)$$

где  $n_{i,o}$  -число оборотов шнека.

В вышеприведенных формулах неизвестными являются следующие величины: сила резания и число резцов, одновременно находящихся в работе, при равномерном их распределении в линиях резания и по шагу резания; число оборотов шнека.

Усилие резания определяется решением системы уравнений

$$v_{max} = k_p n_{i,o} y_y \cdot 0,272 \cdot 10^{-6} \frac{\sum Z_{cp}}{H_w b},$$

$$v_{max} = \frac{P_{ycm} \eta}{60 H_w k_{om} m_\beta B_3 y_y^2}.$$

Решив систему уравнений, получим

$$\sum Z_{cp} = \frac{P_{уст} b_x \eta}{3600 \cdot 0,272 \cdot 10^{-6} k_p m_6 B_3 y_y^2 n_{io}} \quad (12)$$

Для определения числа оборотов шнека решаем систему уравнений

$$n_{io} = \frac{160 N_{устр}}{M k_p}, \quad M k_p = Z_{cp} z_{л.p} R_{cp},$$

$$\sum Z_{cp} = \frac{P_{уст} b_x \eta}{3600 \cdot 0,272 \cdot 10^{-6} k_p m_6 B_3 y_y^2 n_{io}}.$$

После преобразования получим

$$\left(r + \frac{h}{2}\right) b_x \eta = \frac{1}{3600 \cdot 0,272 \cdot 10^{-6} k_p m_6 B_3 y_y^2 160}.$$

Глубина блокированного резания

$$h = \frac{0,3133 k_p m_6 B_3 y_y^2}{3600 b_x \eta} - r b_x \eta. \quad (13)$$

Устойчивая мощность привода резания

$$P_{уст} = N_p - 0,23 N_p, \quad (14)$$

где  $N_p$  - мощность двигателя резания.

Максимально возможное число резцов, одновременно находящихся в работе при равномерном их распределении в линиях резания и по шагу резания, не считая торцевых резцов [1]

$$z_{л.p} = \frac{i \varphi_0}{\pi} \left( \frac{B_3}{b + h k_t} + 1 \right), \quad (15)$$

где  $i$  -число заходов шнека;  $\varphi_0$  -угол обхвата шнека;  $k_t$  -коэффициент, зависящий от физико-механических свойств угля или породы. Для хрупких углей и породы  $k_t = 1,2 \div 1,4$ , для вязких  $k_t = 1,0 \div 1,2$ ;  $b$ -ширина резца.

При угле  $\pi$  обхвата шнека число радиальных резцов, одновременно находящихся в работе, можно определить по формуле

$$z_{л.p} = \frac{B_3 i + b i + k_t h i}{k_t h + b}. \quad (16)$$

Удельная энергоёмкость процесса разрушения угля в зависимости от глубины блокированного резания определяется по формуле[1]

$$H_w = y_y 0,272 \cdot 10^{-6} \frac{\sum Z_{cp}}{h b z_{л.p}}. \quad (17)$$

Предел прочности угля на сжатие [1]

$$\sigma_{сж} = \frac{10 A_p}{150}. \quad (18)$$

Зависимость глубины резания выемочной машины от удельной энергоёмкости процесса разрушения угля и зависимость сопротивляемости угля резанию от удельной энергоёмкости процесса разрушения угля без учёта отжима угля приведена в табл. 2.

До сих пор определялись оптимальные параметры для выемочной машины, имеющей мощность привода для одного шнека равную 450 кВт на вязких пластах угля с пределом прочности на сжатие 5,5 Мпа, когда глубина блокированного резания показывает, при каком максимальном пределе прочности угля при одноосном сжатии, работает исполнительный орган выемочной машины, чтобы глубина резания на острых резцах была равна блокированной.

Оптимальная работа выемочной машины будет достигаться при средней скорости подачи.

Коэффициент, учитывающий отжим угля верхним шнеком и влияющий на износ резцов, определяется по формуле

$$k_{omc1} = 1 - (k_{omn} - k_{omv}). \quad (19)$$

Коэффициент, учитывающий отжим угля верхним шнеком и влияющий на усилие резания на шнеке,

$$k_{omc} = 1 + (k_{omn} - k_{omv}), \quad (20)$$

где  $k_{omn}$ ,  $k_{omv}$  -соответственно отжим угля нижним и верхним шнеками.

Время работы выемочной машины до замены положения шнеков относительно забоя

$$t_I = t_p \left( I + k_m \right) \sum_{i=0}^n \frac{L_i}{L + L_c}. \quad (21)$$

После окончания цикла выемки угля, необходимо поменять местами расположение шнеков или делать это после замены уставки тока на датчиках скорости, чтобы компенсировать износ резцов на нижнем шнеке.

Продолжительность цикла работы выемочной машины до замены резцов

$$t_{p1} = \frac{t_I}{k_{omc1}}. \quad (22)$$

Зависимость изменения скорости подачи выемочной машины и мощности двигателей резания от величины износа резцов исполнительном органе при пределе прочности угля при одноосном сжатии 5,5 Мпа, на вязких углях приведена в табл. 3.

Таблица 2

Параметр	Значение					
	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,15
$Z_{cp}, H$	1189,2	1189,2	1189,2	1189,2	1189,2	1189,2
$h_{max}, м$	0,051	0,059	0,071	0,09	0,12	0,23
$A_p, H$	135756154	116362418	96968681	77323415	58181209	29090604
$\sigma_{сж}, Mn$	9	7,76	6,46	5,15	3,87	1,94

Начальное усилие резания выемочной машины определяется формулой

$$Z_p \theta = \frac{h A(\text{om})}{k_p (W + h W_1)} . \quad (23)$$

Таблица 3

Параметр	Значение					
	$F_3, \text{м}^2$	$0$	$1,66 \cdot 10^{-5}$	$2 \cdot 10^{-5}$	$4 \cdot 10^{-5}$	$6 \cdot 10^{-5}$
$k$	1,99	1,73	1,68	1,46	1,3	1,19
$v_n, \text{м/мин}$	2,1	2,12	2,04	2,14	1,97	1,53

Усилие резания выемочной машины перед заменой резцов на шнеке определяется по формуле

$$Z_{pi} = \frac{k_{omc1} h A(\text{om}) + h U_2 + W U_2}{k_p (W + h W_1)}, \quad (24)$$

где

$$U_2 = \frac{k_{omc1} 8 f 10^7 \sigma_{cжк} F_3}{kk_{omc}}.$$

Усилие передвижения комбайна выражается в виде краевой задачи для уравнения

$$\frac{dZ_p}{dt} = D \frac{d^2 Z_p}{dy^2} + v_n \frac{dZ_p}{dy} \quad (25)$$

при краевых и начальных условиях

$$Z_p(y_i, t_i) = Z_o; \quad Z_p(y, t) = Z_{max};$$

$$\frac{dZ_p}{dy}, \quad y \rightarrow n_u L_l,$$

где  $n_u$  -число циклов работы выемочной машины до замены резцов;  $L_l$  -длина лавы.

Решив уравнение, получим

$$Z_p = Z_o \exp \left[ a \left( \frac{-v_n \pm \sqrt{v_n^2 + 4D \frac{dZ_p}{dt p}}}{2D} \right) t_i \right], \quad (26)$$

где  $D$  -коэффициент, учитывающий изменение условий работы резцов комбайна.

Изменение усилий резания

$$Z_p = Z_o e^{\chi t_i}, \quad (27)$$

где  $\chi$  - экспериментальный коэффициент.

Усилие резания выемочной машины подчиняется нормальному закону распределения вероятностей

$$F[Z_o(y_i, t_i) \leq x \leq Z_p(y, t)] = \Phi[Z_p(y, t)] - \Phi[Z_o(y_i, t_i)] \quad (28)$$

**Выводы.** Скорость подачи выемочной, рассчитываемая по устойчивой мощности привода, показывает при каком пределе прочности угля

при одноосном сжатии происходит начальная скорость подачи с глубиной резания равной блокированной.

Отношение метановыделений с поверхности очистного забоя при разных скоростях подачи выемочной машины равно

$$I_{обн.} = \frac{g_{01} m_e T_1 v_n \left( 1 - e^{-\frac{L_l}{T_1 v_n}} \right)}{g_{01} m_e T_1 v_n 1 \left( 1 - e^{-\frac{L_l}{T_1 v_n 1}} \right)}, \quad (29)$$

где  $g_{01}$  -начальная удельная интенсивность выделения метана с обнажённой поверхности забоя;  $T_1$  -постоянная времени.

Отношение метановыделений из отбитого угля при разных скоростях подачи выемочной машины равно

$$G_{M2} = \frac{g_{02} S_2 T_2 v_n}{a L_l} \left( 1 - e^{-\frac{-L_l a}{T_2 v_n}} \right) \quad (30)$$

где  $g_{02}$  -начальная удельная интенсивность выделения метана из отбитого угля;  $T_2$  - постоянная времени;  $S_2$  -площадь поверхности отбитого угля.

Зависимость отношений метановыделений с поверхности очистного забоя и отбитого угля при разных скоростях подачи от длины лавы приведена в табл.4.

При уменьшении скорости подачи уменьшается площадь фильтрации отбитого угля на конвейерах выемочного участка.

При среднем значении скорости подачи выемочной машины, уменьшается необходимая производительность средств доставки и затраты на электроэнергию.

Коэффициент эффективности равен

$$k_3 = \frac{W}{k_0 W}, \quad (31)$$

где  $k_0$  –начальный коэффициент уменьшения сил

Таблица 4

Параметры	Показатели			
	$v_n, \text{м/мин}$	2,1	2,1	2,1
$L_l$	150	200	250	300
$G_{M1}$	0,658	0,60395	0,493333	0,4733333
$v_n 1$	4,3	4,3	4,3	4,3
$G_{M2}$	0,4267	0,42666667	0,43	0,43

резания;  $W$ -суммарная мощность двигателей средств доставки.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы. -М., Недра, 1981, 503с.
2. Гихман И.И., Скороходов А.В., Ядренко М.И. Теория вероятностей и математическая статистика. - Киев, Вища школа, 1979.
3. Докукин А.В., Красников Ю.Д., Хургин З.Я. Аналитические основы динамики выемочных машин. -М., Наука, 1966.
4. Докукин А.В., Фролов А.Г., Позин Е.З. Выбор параметров выемочных машин. М., Наука, 1976.
5. Резание угля/ А.И. Берон, А.С. Казанский, Б.М. Лейбов, Е.З Позин. Под ред. А.И. Берона. -М., Госгортехиздат, 1962.
6. Свойства горных пород и методы их определения/ Е.И. Ильницкая, З.И. Тедер, Е.С. Ватолин, М.Ф. Кунтыш. Под. ред. .М.Протодьякона. -М., Недра, 1969.

Автор статьи:

Филиппов  
Николай Сергеевич  
-горный инженер (шахта "Алардинская",  
г. Осинники, Кемеровская обл.)

**УДК 622.271.332:624.131.537**

**А.С. Ташкинов, А.А Таюрский, А.Т.Мироненко**

## ОРГАНИЗАЦИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ В УСЛОВИЯХ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

В последнее время, в связи с интенсивным освоением запасов полезных ископаемых открытым способом, резко возросли требования к контролю за состоянием бортов карьера, откосов уступов, что определяет необходимость своевременной корректировки углов откосов бортов и отдельных их элементов в процессе их формирования. Выбор целесообразных методов проведения геомеханического контроля за устойчивым состоянием откосов зависит от конкретно поставленных задач и заключается в решении следующих вопросов:

- анализ устойчивости фактически сложившихся бортов и прибортовых массивов, районирование зоны влияния горных работ по видам возможных деформаций;
- выбор основных объектов наблюдений и оптимальных методов их проведения;
- определение объемов и сроков проведения наблюдений;
- разработка рекомендаций по организации проведения наблюдений.

В связи с этим, для обеспечения безопасного состояния бортов и прибортовых массивов требуются следующие виды наблюдений:

- систематические визуальные обследования прибортовых массивов для выявления зон и участков возможного проявления разрушающих деформаций откосов бортов и уступов;
- упрощенные инструментальные наблюдения при интенсивном развитии деформаций откосов

на отдельных участках бортов или уступах разреза;

- точные инструментальные наблюдения по профильным линиям за развитием деформаций длительного действия, протекающих в прибортовом массиве разреза;
- съемки выполнаживания откосов при их осипании;
- съемки с целью паспортизации проявившихся оползней и обрушений уступов;
- систематический маркшейдерский контроль за соблюдением проектных параметров откосов уступов.

Эти работы выполняются посредством организации маркшейдерских визуальных и инструментальных наблюдений, которые являются основой при оценке и прогнозе устойчивого состояния бортов карьера, откосов уступов и отвалов в процессе эксплуатации. Они позволяют получить необходимую информацию об устойчивом состоянии массивов горных пород в откосах бортах и отвалов. Также по результатам наблюдений и инженерно-геологической оценки условий устойчивости прибортовых массивов составляется прогноз развития деформаций во времени с целью определения критических величин смещений пород горного массива.

Задачи маркшейдерской службы при контроле за устойчивым состоянием откосов и прибортовых массивов состоят в следующем: