

УДК 622.05.05.06

Н.С.Филиппов

## ОБОСНОВАНИЕ НЕПРЕРЫВНОСТИ РАБОТЫ ВЫЕМОЧНОГО КОМПЛЕКСА

Во время работы выемочной машины происходит её остановка, связанная с техническими и эксплуатационными операциями; нужно определить зависимость коэффициента машинного времени комбайна  $k_m$  от начальной скорости его подачи.

Коэффициент машинного времени обратно пропорционален скорости подачи выемочной машины, зависит от коэффициента готовности оборудования очистного забоя и согласованности скорости конвейера со скоростью подачи

$$k_m = \left( 1 - \frac{T_{n.z.o} + T_{k.o} + T_{y.n}}{T_{cm}} \right) \frac{T_{cm}}{n_u v_n t_p}, \quad (1)$$

при  $v_n k_m = \text{const}$ , где  $T_{n.z.o}$  - затраты времени на подготовительно-заключительные операции;  $T_{y.n}$  - затраты времени на устранение неполадок в работе комплекса;  $T_{k.o}$  - затраты времени на концевые операции;  $T_{cm}$  - продолжительность смены;  $t_p$  - продолжительность работы выемочной машины без перерывов до замены изношенных резцов на шнеке;  $v_n$  - скорость подачи выемочной машины;  $n_u$  - число циклов замены резцов.

Число циклов замены резцов

$$n_u = \frac{T_{cm}}{L_{\lambda} + t_p}. \quad (2)$$

Учитывая затраты времени на замену резцов, концевые операции, устранение неисправностей оборудования, подготовительно-заключительные операции, коэффициент машинного времени определяется как

$$k_m = \frac{t_p}{\frac{B_3}{t_p} + \frac{T_{3.u} L_{\lambda}}{k_k} + \frac{1}{v_n} \left( \frac{1}{k_{m0}} - 1 \right)}, \quad (3)$$

где

$$k_m \leq \left[ \frac{1}{\mu_I} + \left( \frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left( 1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{K \mu_{II}} \right) \right]^{-1};$$

$$k_{m0} = \left[ \frac{1}{\mu_I} + \left( \frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left( 1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{K \mu_{II}} \right) \right]^{-1};$$

$$K = \frac{\frac{1}{\mu_{II}} - 1}{\frac{1}{\mu_I} - 1};$$

$v_I$  - скорость перемещения комбайна на забой;  $L_{\lambda}$  - длина пути выемочной машины без перерывов до замены резцов;  $T_{3.u}$  - время на замену одного резца;  $k_k$  - коэффициент готовности исполнителей, обслуживающих очистной комплекс;  $k_{m0}$  - коэффициент эксплуатационной готовности оборудования технологической цепи выемочного участка;  $\mu_I$  - коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов, (возникающих только при работе комбайна);  $\mu_{II}$  - коэффициент готовности забоя по группе параллельных перерывов (возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке);  $L_{\lambda}$  - длина лавы.

Коэффициент  $\mu_I$  готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов определяется зависимостью [2]

$$\mu_I =$$

$$= \left[ 1 + \sum_{i=1}^n \left( \frac{1}{\mu_i} - 1 \right) + \dots + \left( \frac{1}{\mu_{ni}} - 1 \right) + \frac{q T_{mehn}}{m_e B_3 y_y v_n} \right]^{-1} \quad (4)$$

где  $T_{mehn}$  - суммарные нормативные затраты времени (в мин) на технологические перерывы, приходящиеся на 1 м длины лавы;  $\mu_i$ ,  $\mu_{ni}$  - коэффициенты готовности оборудования выемочного комплекса;  $m_e$  - вынимаемая мощность пласта;  $B_3$  - ширина захвата шнека;  $y_y$  - плотность угля.

Суммарные нормативные затраты времени на неперекрываемые технологические перерывы, приходящиеся на 1 м длины лавы, равны

$$T_{mehn} = t_{bcn} + t_{k.o}, \quad (5)$$

где нормативные затраты времени на вспомогательные операции [3]

$$t_{bcn} = -0,06 + 0,067 m_e - 0,011 m_e^2 + \\ + 0,034 x_1 + 0,063 x_2 + 0,033 x_3 + 0,03 x_4,$$

где  $x_1, x_2, x_3, x_4$  - соответственно коэффициенты количественной оценки обводнённости лавы, устойчивости кровли, гипсометрии пласта, отжима угля;

затраты времени на концевые операции [3]

$$t_{k.o} = 0,09 + 7,5 / L_{\lambda}, \quad (6)$$

Скорость движения цепи конвейера определяется решением системы уравнений.

$$Q_K = 60 Q_\sigma k_{k1} k_h k_y k_z,$$

$$v_0 = v_u \pm v_n,$$

$$k_{k1} = \frac{v_0}{v_u}.$$

где  $v_u$  -скорость движения тягового органа конвейера, м/мин; знак (+) принимается при встречном движении выемочной машины и тягового органа комбайна, знак (-)-при попутном.

Производительность забойного конвейера

$$Q_K = S_y y_h v_u, \quad (7)$$

где  $S_y$  -площадь поперечного сечения угля на конвейере;  $y_h$  -насыпная плотность угля.

Скорость тяговой цепи конвейера равна

$$v_u = \left( \frac{Q_\sigma k_h k_y k_z \pm \sqrt{(Q_\sigma k_h k_y k_z)^2 + 4 Q_\sigma v_n k_h k_y k_z y_h}}{\sqrt{(L_K a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho'')^2 + 4 y_h (L_K a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho'')} \times \left( L_K a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho'' \right)} \right)$$

Для прохождения комбайна по лавному конвейеру скорость цепи конвейера должна быть равна

$$v_u = \left( Q_\sigma k_z \pm \sqrt{\frac{(Q_\sigma k_z)^2 + 4 Q_\sigma v_n k_z y_h}{(L_K a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho'')^2 + 4 y_h (L_K a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho'')}} \times \left( L_K a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho'' \right)} \right) \quad (9)$$

где  $Q_\sigma$  -производительность комбайна;  $a_K$  -высота жёлоба конвейера;  $L_K$  -ширина конвейера;  $y_h$  -насыпная плотность угля;  $\rho'' = 24$  -угол естественного откоса насыпного груза при движении;  $k_{k1}$  -поправочный коэффициент для учёта относительной скорости;  $k_h = 1,6 \div 1,8$ -коэффициент неравномерности загрузки жёлоба;  $k_y$  -коэффициент, учитывающий угол падения пласта и направления доставки;  $k_z$  -коэффициент, учитывающий снижение номинальной производительности конвейера вследствие отказов;  $y_y$  -плотность угля.

Площадь поперечного сечения угля при движении на конвейере равна

$$S_y = a_K + 0,25 L_K^2 \operatorname{tg} \rho''. \quad (10)$$

Затраты времени на устранение неисправностей в работе комплекса могут быть выражены в общем виде формулой [1]

$$\sum T_{y.hi} = t_{hi} + t_{yi} + t_{oi}, \quad (11)$$

где  $t_{hi}$  -время на обнаружение неисправности;  $t_{yi}$  -время на устранение неисправности;  $t_{oi}$  -время на

опробование машины.

Затраты времени на устранение неполадок и неисправностей в работе комбайна зависят от его надёжности, которая характеризуется коэффициентом готовности [1]

$$k_z = \frac{T}{T + \sum T_{y.hi}}. \quad (12)$$

При известном значении  $k_z$

$$\sum T_{y.hi} = \frac{L_L}{v_n} \left( \frac{1}{k_z} - 1 \right). \quad (13)$$

Затраты времени на несовмещённые концевые операции и затраты времени на замену инструмента можно определить по формуле[1]

$$T_{k.o} = \frac{B_3}{v} + z t_{3.u}, \quad (14)$$

где  $v$  -скорость перемещения комбайна на забой;  $z$ -число резцов, подлежащих замене перед новым циклом;  $t_{3.u}$ -время на замену одного резца.

Число резцов, подлежащих замене перед новым циклом, равно

$$z = \frac{L_L}{L_n}. \quad (15)$$

Время на замену резцов равно

$$t_{3.u} = 2 t_{3.u} z_{l.p} = t_{3.u.y} y y L_n, \quad (16)$$

где  $t_{3.u.y}$ -удельное время на замену резцов, которое при известном удельном расходе рабочего инструмента можно оценить по формуле[1], мин,

$$t_{3.u.y} = 2 D_z y y B_3 Z t_{3.u}, \quad (17)$$

где  $Z$  -удельный расход рабочего инструмента, шт/т;  $D_z$ -диаметр шнека по резцам;  $t_{3.u}$ -время на замену резцов.

Время на замену резца составляет  $0,75 \div 1$ мин для исполнительных органов, работающих с глубиной резания до 15 мм, и  $2 \div 3$  мин для органов так называемого крупного скола.

Число резцов на 1 т угля равно

$$Z = \frac{z_{l.p}}{L_n B_3 D_z y y}, \quad (18)$$

где  $z_{l.p}$  -число резцов в линии резания.

При средней скорости подачи выемочной машины  $v_{cp}$  длина пути выемочной машины без перерывов до замены резцов

$$L_n = \frac{2 L_{общ} v_{cp}}{L_M}, \quad (19)$$

где  $L_{общ}$  -длина пути резания до износа, мм;  $L_M$ -длина пути резца в минуту

$$L_M = \frac{\pi (D_z + h_{cp}) n_{i.o.}}{2}, \quad (20)$$

где  $n_{i,o}$  -число оборотов шнека в минуту;  $h_{cp}$  - средняя глубина резания.

Продолжительность цикла работы выемочной машины до замены резцов без перерывов [1]

$$t_p = \frac{2 \left( \frac{500}{a^{2,93}} + \frac{c - 0,01a^{1,32}}{0,0007a^3} \right)}{\pi(D_z + h_{cp})n_{i,o}}, \quad (21)$$

где  $c$  - линейный износ стержневых резцов по задней грани, мм, который по данным ИГД им. А.А. Скочинского, может быть определён [1] как

$$c = \Delta c_c + \Delta c_y L = 0,01a^{1,32} + 0,0007a^3 L, \quad (22)$$

где  $a$  -показатель образивности, мг, для углей до 5 мг;  $L$  -длина пути резания с постоянной интенсивностью изнашивания, км;  $\Delta c_c = 0,01a^{1,32}$  - линейный износ до начала стабилизации интенсивности изнашивания, мм;  $\Delta c_y$  -линейный удельный износ резца по задней грани на пути резания с постоянной интенсивностью изнашивания равен

$$\Delta c_c = 0,01a^{1,32}. \quad (23)$$

Путь стабилизации износа равен

$$L_c = 500 / a^{2,93}. \quad (24)$$

Длина пути резания с постоянной интенсивностью изнашивания при износе от начала стабилизации интенсивности изнашивания до износа  $c$  равна

$$L = \frac{c - 0,01a^{1,32}}{0,0007a^3}. \quad (25)$$

Длина пути резания при износе до  $c$  равна

$$L_{общ} = L + L_c. \quad (26)$$

Длина пути резания с постоянной интенсивностью изнашивания при износе от износа  $c$  до износа  $c_i$  равна

$$L = \frac{c - 0,01a^{1,32}}{0,0007a^3} - \sum_{i=2}^{n-1} L_{ni} - L_c, \quad (27)$$

где  $L_{ni}$  -длина промежутков, соответствующих износу резцов.

Средняя скорость подачи выемочной машины равна

$$v_{cp} = v_0 P(v_n), \quad (28)$$

где  $v_n$  -начальная скорость подачи выемочной машины;  $P(v_n)$  -вероятность скорости подачи выемочной машины до замены резцов в промежутке скоростей  $v_{no} \leq v_n \leq v_{ni}$ .

Вероятность скорости подачи выемочной

машины до замены резцов в промежутке скоростей  $v_{no} \leq v_n \leq v_{ni}$  равна

$$P(v_n) = 0,5 + \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{(v_{ni} - x_0)^2}{2\sigma^2}\right) \quad (29)$$

где  $x_0$  -математическое ожидание;  $\sigma^2$  - среднеквадратичное отклонение;  $v_{ni}$  -скорость подачи выемочной машины, соответствующая износу резцов до  $c$ .

Начальная скорость подачи

$$v_0 = 3\sigma \cdot 2 \Phi_0(3) + x_0. \quad (30)$$

$\mu_k$  =0,95-коэффициент готовности комбайна;  $\mu_{kp}$  =0,94 -коэффициент готовности крепи, равен;  $\mu_{k,l}$  -коэффициент готовности участковой конвейерной линии, начинающийся с забойного конвейера и включающий все скребковые и ленточные конвейеры до первого сборного конвейера, на который поступает углепоток из нескольких очистных забоев, [2]

$$\mu_{k,n} = \frac{1}{1 + n_{l,k} \left( \frac{1}{\mu_m} - 1 \right) + n_{c,k} \left( \frac{1}{\mu_e} - 1 \right)}, \quad (31)$$

где  $n_{l,k}$  -число ленточных конвейеров в участковой конвейерной линии;  $n_{c,k}$  -число скребковых конвейеров в участковой конвейерной линии;  $\mu_m$  -коэффициент готовности ленточного конвейера, принимаемый равным 0,95;  $\mu_e$  -коэффициент готовности скребкового конвейера, принимаемый равным 0,94.

При фронтальной схеме передвижения секций механизированной крепи в очистном забое и челноковой схеме работы комбайна, когда скорость подачи не ограничивается скоростью крепления, расчётная производительность комбайна определяется как [2]

$$q = \min \{ q_n, k_{n,c}, q_{np} \} \quad (32)$$

Теоретическая производительность комбайна равна

$$q_n = m_B B_3 y_y v_n, \quad (33)$$

$k_{n,c}$ -коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного значения коэффициента резерва производительности средств доставки.

Коэффициент резерва производительности средств доставки равен [2]

$$k_{p,d} = q_{n,c} / q_n,$$

где  $q_{n,c}$  -приёмная способность участковой конвейерной линии;

$\mu_{n,kp}$  -коэффициент готовности процесса крепления за комбайном.

Коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном определяется из выражения

$$k_{p.o.b} = \frac{l}{l_k \left( \frac{1}{k_n} - 1 \right)},$$

где  $l=l_y$  -если разрабатываемый пласт не опасен по внезапным выбросам угля и газа, и  $l=l_y-l_b$  , если пласт опасен;  $l_y$  -максимально допустимое отставание крепи от комбайна по устойчивости обнажения кровли, м;  $l_b$  -минимально допустимое расстояние от места нахождения рабочих до работающего комбайна, принимается равным 30 м при нахождении людей на исходящей и 15 м на свежей струе;  $l_k$  -параметр изменения устойчивости боковых пород, принимается равным 30 м.

Величина  $l_y$  определяется по формуле

$$l_y = t_y v_{kp} / 2,$$

где  $t_y$  -минимальное время устойчивости незакреплённой у забоя кровли;

$\mu_{y,k}$  -коэффициент готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера";

$\mu_{np}$  -коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания.

Коэффициент  $k_{p,b}=U/q_e$  где  $U$  -скорость разгрузки участкового бункера, т/мин.;  $q_e$  -расчётная производительность выемочной машины.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов [2]

$$\begin{aligned} \mu_{II} &= \\ &= \left( 0,88 - \frac{T_{n,3}}{T_{cm}} \right) \mu_{o,3} \mu_{c,k} \mu_{c,c} \mu_{c,b} \mu_{c,b} \mu_{k,b}, \end{aligned} \quad (33)$$

где  $T_{n,3}$  - время подготовительно-заключительных операций;  $\mu_{o,3}$  -коэффициент готовности системы электроснабжения;  $\mu_{c,k}$ ,  $\mu_{c,c}$ ,  $\mu_{c,b}$  -коэффициенты готовности сопряжений очистной и прилегающих (транспортной, средней и вентиляционной) выработок определяется формулой[2]

$$\mu_c = \mu_{c,3} \left| I - \left( 1 - \mu_{c,3} \right) \sum k_e \right| \quad (34)$$

где  $\mu_{c,3}$  -коэффициент готовности эталонного сопряжения;  $\mu_{k,b}$  -коэффициент готовности по фактору "переполнение капитального бункера";  $\mu_{c,b}$  -коэффициент готовности очистного забоя по фактору "отказы на сборных транспортных линиях" ; коэффициент резерва производительности питателя

$$k_{p,n,b} = q_{n,b} / (q_e k_{me}),$$

где  $q_{n,b}$  -производительность питателя капитального бункера (т/мин) ;  $k_{me}$ -коэффициент машин-

ного времени е-го очистного забоя;  $q_e$  -расчётная производительность выемочной машины e-го очистного забоя.

Для определения непрерывности работы выемочной машины в зависимости от численности рабочих применяется метод , изложенный в [3].

Оптимальная величина нагрузки на забой и численность рабочих, обслуживающих комплекс, зависят от длительности технологического цикла.

Экономико-математическая модель указанной длительности может быть представлена в виде [3]

$$T_u = L_u \sum_{i=1}^S f_i(x_1, x_2, \dots, x_n),$$

где  $S$  - процессы технологического цикла;  $f_i(x_1, \dots, x_n)$  -удельные затраты времени на выполнение операций этого цикла с учётом влияния различных факторов на 1 м длины лавы, мин;  $x_1, \dots, x_n$  -материально-технические условия, воздействующие на интенсивность осуществления операций.

Удельные затраты времени на выполнение отдельных процессов и операций цикла после обработки хронометражных данных на ЭВМ определяются следующим образом[3]

по выемке угля

$$t_b = -6,208 - 0,504 m_b + 0,133 m_b + 1,08 x_1 + 3,7 x_2 + 3,3 x_3 - 0,5 x_4. \quad (35)$$

В настоящее время создаются высокопроизводительные выемочные машины и для определения удельных затрат по выемке можно использовать формулу

$$t_b = 1 / v_{cp}, \quad (36)$$

при перегонке комбайна

$$t_n = -12,985 + 33,1 x_1 - 15,3 x_1^2 - 9,8 x_3 + 5,05 x_3^2 + 0,16 x_4 \quad (37)$$

(при челноковой выемке затраты на перегонку комбайна не учитываются).

Несвоевременное осуществление вспомогательных операций приводит к остановке комплекса, вероятность которой равна

$$P_k = \frac{\alpha \frac{n}{n!}}{\sum_{k=0}^n \alpha \frac{k}{k!}}, \quad (38)$$

где  $\alpha$  - среднее число заявок, приходящихся на среднее время реализации одной такой заявки;  $k=1..n$  - число исполнителей по обслуживанию комплекса.

Среднее число заявок равно

$$\alpha = \frac{\lambda}{\mu} = \frac{\sum q_i}{\sum t_i}, \quad (39)$$

Таблица 1

Параметр	Значение				
$V_n$	3,615	3,175	2,43	1,69	1,9
$t_p$	45	51	91	131	190
$k_m$	0,36	0,5	0,65	0,7	0,87
$k_{m0}$	0,82	0,82	0,82	0,82	0,82
$k_{m1}$	0,42	0,54	0,62	0,86	0,73
$v_n k_{m1}$	1,5183	1,7145	1,5066	1,4534	1,387

Таблица 2

Параметр	Значение					
$k_f$	0,17	0,2	0,25	0,333	0,50	1
$k_{m0}$	0,497	0,512	0,532	0,62	0,77	0,824
$\mu_I$	0,687	0,712	0,747	0,904	0,92	0,99
$\mu_H$	0,682	0,682	0,682	0,682	0,832	0,83

где  $\lambda$ -интенсивность поступления заявок (обратная величина затрат времени на выполнение всех операций, приходящихся на 1м лавы);  $q_i$  - удельные затраты труда на выполнение операций технологического цикла.

Удельные затраты труда на выполнение операций технологического цикла равны:

по выемке угля

$$q_6 = -9,401 + 1,2x_1 + 4,1x_2 + 9,6x_3 + 1,4x_4, \quad (40)$$

на выдвижку секций крепи

$$q_{6.c} = -10,375 + 1,53x_1 + 5,5x_2 + 4,9x_3, \quad (41)$$

по передвижке конвейера

$$q_{n.k} = -1,627 + 0,85x_1 + 0,44x_3 + 0,9x_4, \quad (42)$$

на вспомогательные операции

$$q_{vsn} = -0,03 + 0,7m_6 - 0,014m_6^2 + \\ + 0,05x_1 + 0,095x_2 + 0,045x_3 + 0,06x_4, \quad (43)$$

при разделке сопряжений

$$q_{p.c} = \frac{14}{n_u} + \frac{1,6}{5,78}, \quad (44)$$

число рабочих равно

$$n_{o,3} = q_6 + q_{6.c} + q_{n.k} + q_{vsn} + q_{p.c} \quad (45)$$

Вероятность возврата комбайна в рабочее состояние равна

$$P_B = 1 - P_K. \quad (46)$$

Время на концевые операции и на замену резцов за цикл равно

$$T_{K.O} = \frac{1}{k_k} \left[ \frac{B_3}{V_1} + \frac{T_{3.I} L_L}{L_P} \right]. \quad (47)$$

Зависимость коэффициента машинного време-

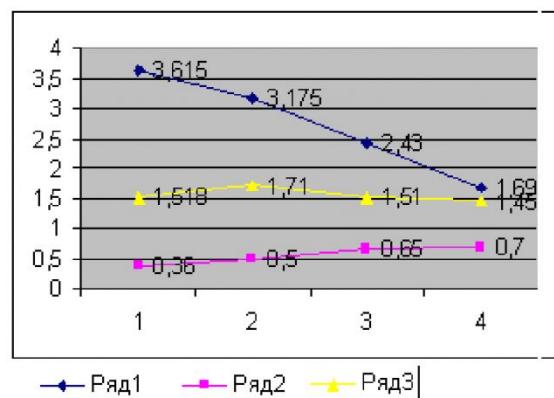


График скорости подачи выемочной машины (ряд 1) в зависимости от коэффициента машинного времени и произведение скорости подачи на коэффициент машинного времени

мени от скорости подачи выемочной машины приведена в табл. 1, зависимость коэффициента эксплуатационной готовности работы комбайна от готовности оборудования технологической цепи - в табл. 2.

Выводы. При уменьшении скорости подачи выемочной машины ниже средней увеличивается коэффициент машинного времени.

Средняя скорость подачи комбайна выше при меньшем износе резцов на исполнительном органе до замены, а коэффициент машинного времени выше при большем износе резцов до замены.

По коэффициенту технически возможной непрерывности работы выемочной машины определяются параметры крепления очистного забоя, параметры средств доставки.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы. - М.: Недра, 1981, 503с.
- Бурчаков А.С., Гринко Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ. -М.: Недра, 1982. 423 с.
- Ратушинский А.А. Организация и планирование производства на угольных шахтах. Издательское объединение "Вища школа", 1981.

□ Автор статьи:

Филиппов

Николай Сергеевич

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