

Министерство высшего и среднего специального  
образования Республики Узбекистан

Ташкентский государственный технический  
университет им. Беруни

Сборник

практических работ по курсу «Горные машины»

Ташкент - 2007

Сборник практических работ по курсу «Горные машины» Сост: А.М. Исаходжаев, О.Х. Абдиев, Ташкент: ТашГТУ2007;

Настоящий сборник практических работ составлен в соответствии с программой курса «Горные машины» для студентов бакалавриата направления 5521400 – «Горная электромеханика» и для курса «Горные машины и оборудования» для студентов бакалавриата направления 5540200 «Горное дело». В сборнике приводятся краткие теоретические сведения расчета основных показателей соответствующих горных машин и пример расчета показателей этой машины

Кафедра «Горная электромеханика»

Печатается по решению научно-методического совета Ташкентского государственного технического университета

Рецензенты:

проф. А.А.Юсупходжаев  
(ТашГТУ)

Стар. преп.

А. Махкамов  
(Ташкентский политехнический  
колледж)

## Производительность бурильных машин вращательного бурения

Техническая производительность, т.е. сколько шпурометров может быть пробурено установкой за 1 час непрерывной работы:

$$Q_{\text{техн}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{всп}}} = \frac{60}{\frac{1}{K_0 n v} + (t_{\text{ман}} + t_{\text{о.х}} + t_{\text{к}})}, \text{ шпурометров/час (1)}$$

где  $t_{\text{бур}}$  и  $t_{\text{всп}}$  - чистое время бурения и вспомогательное техническое время, необходимое для выбуривания 1 шпурометра, мин;

$n$  - число одновременно буримых шпуров;

$K_0$  - коэффициент одновременности бурения (при  $n = 2$   $K_0 = 0,7$ );

$v$  - скорость бурения породы (расчетная), м/мин;

$t_{\text{ман}}$ ,  $t_{\text{о.х}}$  и  $t_{\text{к}}$  - затраты времени при выбуривании 1 шпурометра на перестановку бурильных машин (маневры), обратный ход бурильной головки и замену коронки, мин.

Эксплуатационная или действительная сменная производительность бурильной установки с учетом затрат времени на подготовительно – заключительные операции и простои по организационным и техническим причинам может быть определена по формуле

$$Q_{\text{э}} = \frac{60T - (t_{\text{н.з}} + t_{\text{н.з}}^1 + t_{\text{омд}} + t_{\text{взр}})}{60Q_{\text{техн}}}, \text{ шпурометров/смену (2)}$$

где  $T$  - продолжительность смены, час;

$t_{\text{н.з}}$ ,  $t_{\text{н.з}}^1$ ,  $t_{\text{омд}}$ ,  $t_{\text{взр}}$ , - время, затрачиваемое в течение смены на подготовительно – заключительные операции (общие и в

процессе бурения), отдых проходчиков и технологический перерыв на взрывные работы; может приниматься соответственно равным 2,5; 9; 10 и 12% длительности смены, мин.

**Пример  
расчёта производительности бурильной машины БКГ-2  
вращательного действия**

Дано: коэффициент крепости породы  $f = 8-9$ ;

Чистое время бурения 1 шпурометра  $t_{бур} = 1$  час;

Число одновременно буримых шпуров  $n = 2$

Коэффициент одновременности бурения  $K_0 = 0,7$ ;

Расчетная скорость бурения .....  $v = 3,6$  м/мин;

Затраты времени на маневры обратного

хода и на замену коронки соответственно  $t_{ман} = 40$  мин;

$$t_{o.x.} = 0,5 \text{ мин};$$

$$t_k = 4 \text{ мин.}$$

Пользуясь формулой (1) и (2), находим техническую и эксплуатационную производительность

$$Q_{тех} = \frac{60}{\frac{1}{0,7 \cdot 2 \cdot 3,6} + (40 + 0,5 + 4)} = 1,3 \text{ шпурометров/час.}$$

Принимая: - продолжительность смены  $T = 7$  час;

- время, затрачиваемое в течение смены на общие

подготовительно-заключительные операции  $t_{н.з.} = 2,5$  мин;

- время, затрачиваемое в процессе бурения на подготовительно-заключительные операции  $t^1_{н.з.} = 9$  мин;

- время, затрачиваемое на отдых проходчиков  $t_{отд} = 10$  мин;

- время, затрачиваемое на взрывные работы  $t_{взр} = 50,4$  мин;

определяем эксплуатационную производительность

$$Q_э = \frac{60 \cdot 7 - (2,5 + 9 + 10 + 50,4)}{60 \cdot 1,3} = 4,46 \text{ м/смену.}$$

## Производительность выемочных комплексов

Производительность выемочных комплексов (агрегатов) зависит от целого ряда факторов и, в первую очередь, от горно-геологических и горнотехнических условий их работы, режимных и конструктивных параметров функциональных машин и степени их использования во времени. Поэтому применительно к выемочным комплексам и агрегатам необходимо различать теоретическую, техническую и эксплуатационную производительность.

### Теоретическая производительность

Теоретическая производительность комплекса (агрегата) является максимальной, так как определяется в единицу времени непрерывной производительной работы с рабочими параметрами, максимальными для данных условий эксплуатации и определяется по формуле:

$$Q_{\text{теор}} = 60m \cdot Bv_n \gamma; \text{ т/час,} \quad (3)$$

где  $m$  - средняя мощность пласта, м;

$B$  - ширина захвата массива угля исполнительным органом, м;

$v_n$  - скорость подачи выемочной машины вдоль забоя, м/мин;

$\gamma$  - плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

По теоретической производительности выемочного комплекса или агрегата, найденной по приведенной выше формуле (3) выбирается оборудование всей технологической цепи от выемочного забоя до главной транспортной магистрали.

### Техническая производительность

Техническая производительность выемочного комплекса (агрегата) – максимально возможная среднечасовая его производительность при работе в конкретных условиях эксплуатации. Техническая производительность определяется количеством добытого угля в единицу времени с учетом перерывов на выполнение неизбежных вспомогательных операций, присущих данному комплексу.

К ним относятся маневровые концевые операции, замена рабочего инструмента, устранение технических неполадок.

Техническая производительность определяется из уравнения

$$Q_{mex} = Q_{meop} K_m, \text{ т/час}, \quad (4)$$

где  $K_m < 1$  - коэффициент технически возможной непрерывности работы комплекса (агрегата).

Имея в виду (3) получим

$$Q_{mex} = 60mBv_n \gamma \cdot K_m, \text{ т/час}, \quad (5)$$

Коэффициент технически возможной непрерывности работы определяется по формуле

$$K_m = \frac{T_m}{T_m + T_{np}}, \quad (6)$$

где  $T_m$  - время производительной работы выемочной машины комплекса, мин;

$T_{np}$  - время на несовмещенные с работой исполнительного органа вспомогательные операции, присущие комплексу, мин.

$$T_{np} = \frac{L}{v_n}, \text{ мин}. \quad (7)$$

$L$  – длина лавы, м.

$$T_{np} = T_{m.o.} + T_{к.о.} + T_{з.м.} + T_{у.н.}, \text{ мин} \quad (8)$$

где  $T_{m.o.}$  - затраты времени на несовмещенные маневровые операции в течение цикла, мин;

- при челноковой схеме работы с цепным тяговым органом  $T_{m.o.} = 0$ ;

- при односторонней работе с цепным тяговым органом  $T_{м.о.} = \frac{L}{v_n}$ ,

мин;

$T_{к.о.}$  - затраты времени на несовмещенные концевые операции (перемонтаж погрузочного щитка, передвижка приводных и натяжных станции конвейера, смазку и прочие), мин;

По хронометражным данным  $T_{к.о.} = 30$  мин;

$T_{з.и.}$  - затраты времени на замену инструмента, мин

При известном удельном расходе рабочего инструмента время на его замену может быть подсчитано по формуле

$$T_{з.и.} = L \cdot m \cdot B \cdot \gamma \cdot Z \cdot t_p, \quad (9)$$

где  $L$  - длина лавы, м;

$m$  - средняя мощность пласта, м;

$B$  - ширина захвата, м;

$\gamma$  - плотность угля, т/м<sup>3</sup>;

$Z$  - удельный расход резцов, шт/т;

$t_p$  - время на замену одного резца, мин.

Удельный расход инструмента зависит от его стойкости, а также от крепости и абразивности угольного пласта. Для наиболее распространенных резцов, армированных твердым сплавом, их расход при работе на мягких углях ( $f = 0,7 \div 1,0$ ) составляет  $z = 0,005 - 0,01$  шт/т, углях средней крепости ( $f = 1,0 \div 1,5$ )  $z = 0,010 - 0,10$  шт/т, крепких и весьма крепких углях ( $f = 20$  и более)  $z = 0,10 - 0,25$  шт/т.

$T_{у.н.}$  -затраты времени на устранение неисправностей в работе комплекса или агрегата могут быть выражены в общем виде формулой

$$T_{у.н.} = \frac{L}{v_n} \left( \frac{1}{K_n} - 1 \right), \quad (10)$$

где  $v_n$  - скорость подачи комбайна вдоль забоя м/мин;

$K_n$  - коэффициент надежности комбайна, для комбайна 1К-101

$$K_n = 0,8 \div 0,9$$

Для комбайна 1К-101 принимаем  $K_n = 0,8$

### Эксплуатационная производительность

Эксплуатационная производительность зависит от степени использования технической возможности агрегата в конкретных условиях эксплуатации.

Эксплуатационная производительность определяется с учетом затрат времени также на организационные и технические неполадки, не зависящие от конструкции комплекса и его схемы работы, т.е.

$$Q_s = Q_{\text{теор}} \cdot K_s \quad (11)$$

где  $K_s$  - коэффициент непрерывности работы комбайна в процессе эксплуатации в конкретных условиях забоя;

$$K_s = \frac{T}{T + T_{np} + T_{\text{э.о.}}}, \quad (12)$$

где  $T_{\text{э.о.}}$  - затраты времени на эксплуатационные операции, зависящие от организационно-технических неувязок и условий эксплуатации, мин.

К ним относятся затраты времени на обмен вагонеток на погрузочном пункте; ожидание порожняка, электроэнергии, задержку в закреплении забоя, устранение вывалов породы и т.д.

Примерно можно принимать  $T_{\text{э.о.}} = 270 - 580$  мин. на цикл.

Производительность врубовых машин определяется аналогично, учитывая, однако, то обстоятельство, что она измеряется в квадратных метрах пласта, подрубленного в единицу времени, а под шириной захвата при этом понимается полезная глубина вруба.



**Пример**  
**расчета производительности узкозахватного добычного комбайна**  
**1К-101**

Исходные данные:

Мощность пласта  $m = 1,0$  м;

Ширина захвата  $B = 0,8$  м;

Длина лавы  $L = 210$  м;

Скорость перемещения комбайна  $v_n = 3,0$  м/мин;

Плотность угля  $\gamma = 1,3$  т/м<sup>3</sup>;

Удельный расход резцов  $z = 0,1$  шт/т;

Время замены одного резца  $t_p = 1,0$  мин;

Теоретическая производительность (3)

$$Q_{теор} = 60mBv_n\gamma = 60 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 3,0 \cdot 1,3 = 187 \text{ т/час}$$

Техническая производительность (4)

$$Q_{тех} = Q_{теор} \cdot K_m \text{ т/час}$$

$$\text{Из (6)} \quad K_m = \frac{T_m}{T_m + T_{np}};$$

$$T_m = \frac{L}{v_n} = \frac{210}{3,0} = 70 \text{ мин.}$$

Из выражения (8)  $T_{np} = T_{м.о.} + T_{к.о.} + T_{з.и.} + T_{у.н.}$

$T_{м.о.}$  - при челноковой схеме работы  $T_{м.о.} = 0$

$T_{к.о.} = 30$  мин – по хронометражным данным.

$T_{з.и.} = LmB\gamma z t_p = 210 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,3 \cdot 0,1 \cdot 1,0 = 22$  мин

$$T_{у.н.} = t_m \left( \frac{1}{K_n} - 1 \right) = \frac{L}{v_n} \left( \frac{1}{K_n} - 1 \right);$$

Для комбайна 1К-101  $K_n = 0,8 \div 0,9$ , принимаем  $K_n = 0,9$ ;

$T_{у.н.} = 0$

$$T_{y.n} = \frac{210}{3,0} \left( \frac{1}{0,8} - 1 \right) = 17,5 \text{ мин}$$

$$T_{np} = 70 + 0 + 30 + 22 + 17,5 = 139,5 \text{ мин};$$

$$K_m = \frac{70}{70 + 0 + 30 + 22 + 17,5} = 0,52$$

Из выражения (5)

$$Q_{mex} = 187 \cdot 0,52 = 97,2 \text{ т/час.}$$

Эксплуатационная производительность

$Q_3 = Q_{теор} * K_3$ ; т/час; принимая  $T_{3,о} = 500$  мин определяем:

$$K_3 = \frac{T}{T + T_{np} + T_{3,о}} = \frac{720}{720 + 139,5 + 520} = \frac{720}{1359,5} = 0,50$$

$$Q_3 = 187 \cdot 0,50 = 93,5 \text{ т/час}$$

В результате расчета получена

$$Q_{теор} \setminus Q_{mex} \setminus Q_3 \text{ т.е. } 187 > 97,2 > 93,5.$$

## Производительность струговой установки

Теоретическая (расчетная) производительность струговой установки определяется по выражению

$$Q_{теор} = 60 \cdot H \cdot h \cdot v \cdot \gamma, \text{ т/час}, \quad (13)$$

где  $H$  - мощность вынимаемого пласта, м;

$h$  - толщина среза, м;

$v$  - скорость резания струга, м/мин;

$\gamma$  - плотность вынимаемого пласта, т/м<sup>3</sup>

Техническая производительность струговой установки определяется по выражению

$$Q_{тех} = Q_{теор} \cdot K_m, \text{ т/час}, \quad (14)$$

где  $K_m$  - коэффициент технического совершенства установки

( $K_m < 1$ ), характеризующий возможность её непрерывной работы

$$K_m = \frac{1}{1 + \frac{T_{к.о.} + T_{н.о} + T_{у.н.}}{T}}; \quad (15)$$

где  $T_{к.о.}$  - затраты времени на концевые операции, определяемые хронометражом.

$T_{н.о.}$  - затраты времени на операции, несовместимые с работой струга (замена резцов и пр) и определяемые

$$T_{н.о.} = HhL\gamma z t_p, \text{ мин/цикл}; \quad (16)$$

где  $L$  - длина лавы, м;

$z$  - удельный расход резцов, штук/тонну;

$t_p$  - время замены одного резца, мин;

$T_{у.н.}$  - затраты времени на устранение неполадок, мин, определяется по выражению

$$T_{у.н.} = T \left( \frac{1}{K_{э.н}} - 1 \right), \text{ мин/цикл},$$

T – время съема среза за один проход струга (цикл)

$$T = \frac{L}{v}, \text{ мин,}$$

$K_{э.н}$  - коэффициент эксплуатационной надежности струговой установки.

Эксплуатационная производительность струга.

$$Q_э = Q_{max} \cdot K_э, \text{ т/час} \quad (17)$$

$K_э$  - коэффициент непрерывности работы струга. Принимается на основе хронометражных наблюдений.

## Мощность привода струговой установки

Мощность привода струговой установки определяется двумя методами: по эмпирическим формулам и силовым методом.

- 1) Энергический метод определения мощности привода струга

$$P = 3600 \cdot v h H q, \text{ кВт}$$

где  $v$  - скорость перемещения струга, м/с;

$h$  - толщина среза угля, м;

$H$  - мощность вынимаемого пласта, м;

$q$  - удельный расход электроэнергии, кВт.час/м<sup>3</sup>.

Удельный расход электроэнергии определяется эмпирическим методом и составляет примерно  $q = 0,15 - 0,6$  кВт.час/м<sup>3</sup>, он зависит от сопротивляемости угля резанию, параметров среза (высоты, толщины среза), конструкции струга и от других факторов.

- 2) Силовой метод определения мощности привода струга

$$P = \frac{Fv}{102 \cdot \eta_{уст}}, \text{ кВт}; \quad (19)$$

где  $F$  - тяговое усилие при рабочем ходе струга, кгс;

$v$  - скорость перемещения струга, м/с;

$\eta_{уст}$  - коэффициент полезного действия (КПД) установки.

$$\eta_{уст} = \eta_{мех} \cdot \eta_{дв};$$

$\eta_{мех}$  - КПД механической передачи;

$\eta_{дв}$  - КПД электродвигателя

Мощность привода струговой установки может быть определена также из выражения

$$P = P_o + ah, \text{ кВт} \quad (20)$$

где  $P_o$  - мощность привода, необходимая для перемещения струга вхолостую, кВт;

$a$  - коэффициент, зависящий от сопротивляемости угля резанию, геометрических параметров реза, его состояния,

скорости струга и других факторов, устанавливается опытным путем.

## Пример определения производительности струговой установки

Исходные данные:

Длина лавы  $L = 200$  м;

Мощность вынимаемого пласта угля  $H = 1,0$  м;

Толщина среза  $h = 0,1$  м;

Объемный вес угля  $\gamma = 1,4$  т/м<sup>3</sup>;

Скорость резания угля  $v = 0,6$  м/с = 36 м/мин;

Коэффициент экономической надежности  $K_3 = 0,8$

Удельный расход резцов  $z = 0,001$  шт/т;

Время замены одного резца  $t_p = 4$  мин.

Время съема среза за один проход струга

$$T = \frac{L}{v} = \frac{200}{36} = 5,5 \text{ мин,}$$

Теоретическая производительность (13) струговой установки

$$Q_{теор} = 60Hh\gamma v = 60 \cdot 1,0 \cdot 0,1 \cdot 36 \cdot 1,4 = 302 \text{ т/час,}$$

Техническая производительность струговой установки (14)

$$Q_{тех} = Q_{теор} \cdot K_m ; \text{ т/час}$$

$$K_m = \frac{1}{1 + \frac{T_{к.о} + T_{н.о} + T_{у.н}}{T}} ;$$

Принимаем  $T_{к.о} = 0,2$  мин/цикл

$$T_{н.о} = HhL\gamma z t_p, \text{ мин}$$

Принимаем  $z = 0,001$  шт/т;

$$t_p = 4 \text{ мин}$$

$$T_{н.о} = 1,0 \cdot 0,1 \cdot 200 \cdot 1,4 \cdot 0,001 \cdot 4 = 0,112 \text{ мин/цикл.}$$

$$T_{у.н} = T \left( \frac{1}{K_{эн}} - 1 \right) = 5,5 \left( \frac{1}{0,8} - 1 \right) = 1,37 \text{ мин/цикл.}$$

$$K_m = \frac{1}{1 + \frac{0,2 + 0,112 + 1,37}{5,5}} = 0,77 ;$$

$$Q_{mex} = 302 \cdot 0,77 = 232 \text{ т/час.}$$

Эксплуатационная производительность струговой установки (17)

$$Q_3 = Q_{mex} \cdot K_3 \text{ т/час.}$$

Принимаем  $K_3 = 0,8$ ;

$$Q_3 = 232 \cdot 0,8 = 185,6 \text{ т/час.}$$

В результате расчета получены  $Q_{теор} = 302 \text{ т/час}$

$$Q_{mex} = 232 \text{ т/час,}$$

$$Q_3 = 185,6 \text{ т/час,}$$

где  $Q_{теор} > Q_{mex} > Q_3$



**Пример**  
**расчета мощности привода струговой установки**

1. Энергетический метод определения мощности привода струговой установки (18)

$$P = 3600vHq, \text{ кВт},$$

Принимаем  $q = 0,38$  кВт.час/м<sup>3</sup>

$$P = 3600 \cdot 0,613 \cdot 0,15 \cdot 1,0 \cdot 0,38 = 125,7 \text{ кВт}.$$

2. Силовой метод определения мощности в приводе струговой установки (19)

$$P = \frac{Fv}{102 \cdot \eta_{\text{уст}}}, \text{ кВт}.$$

Принимаем  $F \approx 15000$  кгс;

$$\eta_{\text{уст}} = 0,60,$$

$$P = \frac{15000 \cdot 0,613}{102 \cdot 0,60} = 150,2 \text{ кВт}$$

Мощность привода струговой установки по выражению (20)

$$P = P_o + ah, \text{ кВт};$$

Принимаем  $P_o = 30$  кВт.

$$a = 900.$$

$$P = 30 + 900 \cdot 0,1 = 120 \text{ кВт}.$$

## Производительность проходческих комбайнов

Производительность проходческого комбайна зависит от типа исполнительного органа, конструктивных и режимных параметров комбайна, горно-геологических условий его работы, организации работ в забое и других факторов.

Теоретическая производительность проходческого комбайна с исполнительным органом бурового действия определяется по формуле:

$$Q_{теор} = 3600S \cdot v_{max} \gamma, \text{ т/час}$$

или  $\Pi_{теор} = \frac{Q_m}{S\gamma} = 3600v_{max}, \text{ м/час}, \quad (21)$

где  $S$  - сечение проводимой выработки, м<sup>2</sup>;

$v_{max}$  - максимальная скорость подачи комбайна, м/сек;

$\gamma$  - плотность породы в массиве, т/м<sup>3</sup>.

Теоретическая производительность проходческого комбайна избирательного (цикличного) действия определяется по формуле.

$$Q_{теор} = 3600mBv_{n,max} \gamma, \text{ т/час}$$

или  $\Pi_{теор} = \frac{Q_{теор}}{S\gamma} = 3600 \frac{mB}{S} v_{n,max}, \text{ м/час}. \quad (22)$

где  $m$  - высота или ширина (мощность) разрушаемого слоя, м;

Для конусных исполнительных органов  $m = 0,5d_k$ , м;

$d_k$  - средний диаметр конической коронки, м.

$B$  - максимальная величина захвата исполнительного органа, м;

$v_{n,max}$  - максимальная возможная скорость поперечной подачи исполнительного органа, м/сек.

Техническая производительность проходческого комбайна с исполнительным органом бурового действия определяется

$$Q_{тех} = 3600Sv_{n,max} \gamma K_{тех.б.} \text{ т/час}$$

$$\text{или } \Pi_{mex} = 3600v_{n.\max} K_{mex.\delta}, \text{ м/час. (23)}$$

где  $K_{mex.\delta}$  - коэффициент использования комбайна во времени обычно  $K_{mex.\delta} = 0,3-0,4$ .

Техническая производительность проходческого комбайна избирательного (цикличного) действия определяют по формуле:

$$Q_{mex} = 3600mBv_{n.\max} \gamma K_{mex.\delta}, \text{ т/час}$$

$$\Pi_{mex} = \frac{Q_{теор}}{S\gamma} K_{mex.\delta} = 3600 \frac{mB}{S} v_{n.\max} K_{mex.\delta}, \text{ м/час. (24)}$$

Эксплуатационная производительность соответственно определяется по формуле

$$Q_{э} = Q_{mex} K_{э}, \text{ т/час,}$$

$$\text{или } \Pi_{э} = \Pi_{mex} K_{э}, \text{ м/час. (25)}$$

$K_{э}$  - коэффициент, учитывающий всех простоев комбайна  $K_{э} \approx 0,3-0,6$

## Пример

### расчета усилий резания и подачи проходческого комбайна УПП-2.

Определить значения усилий резания и подачи на одном резце коронки комбайна 4ПП-2, необходимых для обеспечения заданной средней толщины стружки  $h = 20$  мм в породах с  $f = 5$ . Определить также удельную энергоёмкость разрушения пород. Шаг резания  $t = 30$  мм, резцы РКС-2 ( $K_p=1,1$ ), предельно допустимая величина проекции площадки затупления резца  $S_3 = 20$  мм<sup>2</sup>.

Определяем контактную прочность породы

$$P_k = 44 \cdot f^{1,5} = 44 \cdot 5^{1,5} = 490 \text{ МПа (49 кгс/мм}^2\text{)}$$

Усилия резания и подачи, действующие на один острый резец:

$$Z_0 = P_k K_{cn} (0,25 + 0,018th) ; \text{ Н,}$$

$$y_0 = z_0, \text{ Н}$$

где  $y_0, z_0$  - силы резания и подачи на одном остром резце, Н (кгс)

$P_k$  - контактная прочность пород, МПа (кгс/мм<sup>2</sup>);

$K_{cn}$  - коэффициент, учитывающий влияние угла резания,  $K_{cn} = 1,1$ ;

$h, t$  - средние значения толщины стружки и шага резания, мм;

$$h = 20 \text{ мм, } t = 30 \text{ мм}$$

$$Z_0 = 490 \cdot 1,1(0,25 + 0,018 \cdot 30 \cdot 20) = 5820 \text{ Н (582 кгс);}$$

$$y_0 = z_0 = 5820 \text{ Н (582 кгс).}$$

Усилия резания и подачи, действующие на один затупленный резец:

$$z = z_0 + 0,25 \mu_p P_k S_3 ; \text{ Н;}$$

$$y = y_0 + 0,25 P_k S_3 ; \text{ Н;}$$

где  $\mu_p$  - коэффициент сопротивления резанию принимают равным  $\mu_p = 0,4$

$P_k$  - контактная прочность породы

$S_3$  - величина проекции площадки затупления резца  $S_3 = 15-20$  мм<sup>2</sup>.

Принимаем  $S_3 = 20 \text{ мм}^2$ .

$$z = 5820 + 0,25 \cdot 0,4 \cdot 490 \cdot 20 = 6800 \text{ Н (680 кгс)};$$

$$y = 5820 + 0,25 \cdot 490 \cdot 20 = 8270 \text{ Н (827 кгс)}$$

Удельная энергоёмкость разрушения породы с  $f = 5$  острым и затупленным резцом.

$$H_{ow} = \frac{z_0}{th}, \text{ МДж/м}^3$$

$$H_w = \frac{z}{th}, \text{ МДж/м}^3$$

где  $t$  - шаг разрушения, мм,  $t = 30$  мм;

$h$  - средняя толщина стружки, мм,  $h = 20$  мм.

$$H_{ow} = \frac{5820}{30 \cdot 20} = 9,7, \text{ МДж/м}^3$$

$$H_w = \frac{6800}{30 \cdot 20} = 11,3, \text{ МДж/м}^3$$

**Пример**

расчета по величине среднего усилия перекачивания действующего на одиночную дисковую шарошку исполнительного органа комбайна 4ПП-2 глубину разрушения пород с  $f = 10$ , необходимое напорное усилие, а также удельную энергоёмкость разрушения. Радиус скругления рабочей кромки диска  $\rho = 2$  мм, угол заострения рабочей кромки  $\beta = 60^0$ , максимальный диаметр диска  $D_{ш} = 360$  мм, шаг разрушения  $t = 42$  мм, усилие перекачивания  $Z^1 = 7960$  Н (796 кгс).

Контактная прочность породы

$$P_k = 44f^{1,5} = 1390 \text{ МПа (139 кгс/мм}^2\text{)}$$

Усилие перекачивания  $z$  и подачи  $y$ , н (кгс), при разрушении пород спаренной дисковой шарошкой определяется по выражениям.

$$z = 0,51e^{0,021t} (0,19h + 0,24)(0,22\rho + 0,78)(0,0068\beta + 0,73)(8,9\rho_k^2 + C_1); H(\text{кгс})$$

$$y = 0,51e^{0,021t} (0,17h + 0,32)(0,22\rho + 0,78)(0,0068\beta + 0,73)(0,0035D_{ш} + 0,64)(43,5\rho_k + \beta_2\rho_k^2 + C_2); H(\text{кгс})$$

где  $t$  - шаг разрушения, мм,  $t = 42$  мм;

$h$  - глубина разрушения, мм;

$\rho$  - радиус скругления рабочей кромки диска, мм;

$\beta$  - угол заострения рабочей кромки диска, градус;

$D_{ш}$  - диаметр диска, мм;

$\beta_1, \beta_2, C_1, C_2$  - вспомогательные параметры;

$$\beta_1 = 0,0016(0,016); \beta_2 = 0,0045(0,045); C_1 = 1220(122);$$

$$C_2 = 5280(528);$$

Как показал анализ, величины усилий перекачивания, приходящихся на один диск в спаренной шарошке, меньше подобных величин, приходящихся на одиночную дисковую шарошку, в среднем на 28%, а величины напорных усилий - на 20%.

Поэтому

$$z^1 = 1,28 \cdot 0,5z = 0,64z;$$

$$y^1 = 1,2 \cdot 0,5y = 0,6y,$$

где  $z^1, y^1$  - усилия перекачивания и подачи, действующие на одиночную дисковую шарошку.

Подставив в формулу для усилия перекачивания одиночной дисковой шарошки параметры диска, значения шага разрушения и контактной прочности породы получим:

$$z^1 = 0,64 \cdot 0,51e^{0,02142} (0,19h + 0,24)(0,22 \cdot 2 + 0,78)(0,0068 \cdot 60 + 0,73)(8,9 \cdot 1390 - 0,0016 \cdot 1390^2 + 1220) = 11500(0,19h + 0,24);$$

отсюда глубина разрушения

$$h = \frac{z^1 - 0,24 \cdot 11500}{0,19 \cdot 11500} = \frac{7960 - 2760}{2180} = 2,4 \text{ мм};$$

Необходимое усилие подачи на одну шарошку

$$y^1 = 0,6 \cdot 0,51e^{0,02142} (0,17 \cdot 2,4 + 0,32)(0,22 \cdot 2 + 0,78)(0,0068 \cdot 60 + 0,73)(0,0035 \cdot 360 + 0,64)(43,5 \cdot 1390 - 0,004 \cdot 1390^2 + 5280) = 182000, H = 82 \text{ кН} (8,2 \text{ т.с});$$

Удельная энергоёмкость разрушения породы

$$H_w = \frac{7960}{42 \cdot 2,4} = 79 \text{ МДж/м}^3.$$

### Пример

определения теоретической производительности бурового проходческого комбайна при разрушении пород с  $f = 10$  исполнительным органом, оснащённым дисковыми шарошками. Диаметр исполнительного органа  $D = 4,5$  м, частота вращения ротора  $n_p = 0,105 \text{ с}^{-1}$ , величина подачи  $h = 2,4$  мм.

Площадь сечения выработки

$$S_B = 0,25\pi \cdot D^2 = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 4,5^2 = 15,9 \text{ м}^2;$$

Скорость подачи комбайна

$$v = 0,06n_p h = 0,06 \cdot 0,105 \cdot 2,4 = 0,0151 \text{ м/мин.}$$

Теоретическая производительность комбайна

$$Q_{теор} = S_B \cdot v = 15,9 \cdot 0,0151 = 0,24 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

### Пример

## расчета производительности проходческого комбайна бурового действия типа ШБМ-2

Исходные данные к расчету:

Сечение проходимой выработки  $S = 7,5 \text{ м}^2$ ,  $D=3,0 \text{ м}$ ,  $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$   
 скорость подачи  $v_n = v_{n.\max} = 0,15 \text{ м/мин}$ ;

Общее число резцов исполнительного органа  $z = 140 \text{ шт}$ ;

Величина хода домкрата  $l_g = 0,7 \text{ м}$ ;

Суммарное время на освобождение от давления последующего распора домкратов распорной балки принимается  $t_1 + t_2 = 0,1 \text{ мин}$ ;

Допустимый % выхода из строя резцов  $z_g = 25\%$ ,

Удельный расход резцов  $z_y = 0,2 \text{ шт/м}^3$ ;

Величина отодвигания комбайна от забоя  $a = 0,7 \text{ м}$ ;

Среднее время на замену резца  $t_p = 2 \text{ мин}$ ;

Коэффициент надежности  $K_n = 0,8$

Определяем теоретическую производительность комбайна(21)

$$Q_{теор} = 60Sv_{n/\max} = 60 \cdot 7,5 \cdot 0,15 \cdot 2,2 = 148 \text{ т/час},$$

$$\text{или } \Pi_{теор} = \frac{Q_{теор}}{S\gamma} = \frac{148}{7,5 \cdot 2,2} = 8,96 \text{ м/час}.$$

Техническая производительность комбайна (23),

$$Q_{mex} = 60Sv_{n.\max} K_{mex} \text{ т/час}$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{T_{np}}{LB} v_{n.\max}};$$

$$T_{np} = T_{з.у} + T_{м.о.};$$

$$T_{з.у} = L_B SZ_y t_p;$$

Длина выработки, пройденной комбайном до замены инструмента.

$$L_B = \frac{Z_g z}{100SZ_y} = \frac{25 \cdot 140}{100 \cdot 7,5 \cdot 0,2} = 22,4 \text{ м},$$



$$T_{3,и} = 22,4 \cdot 7,5 \cdot 0,2 \cdot 2 = 66 \text{ мин};$$

Время на маневровые операции

$$T_{м.о} = T'_{м.о} + T''_{м.о};$$

$$T'_{м.о} = \frac{2a}{v_{н.макс}} = \frac{2 \cdot 0,7}{0,15} = 9,3 \text{ мин},$$

$$T''_{м.о} = \frac{L_{в}}{lg} \left( t_1 + t_2 + \frac{lg}{v_{н.макс}} \right) = \frac{22,4}{0,7} \left( 0,1 + \frac{0,7}{0,15} \right) = 152 \text{ мин},$$

$$T_{м.о} = 9,3 + 152 = 161,3 \text{ мин};$$

$$T_{np} = 66 + 161,3 = 227,3 \text{ мин},$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{0,8} + \frac{1}{22,4 \cdot 0,15}} = 0,38,$$

$$Q_{mex} = Q_{теор} K_{mex} = 148 \cdot 0,38 = 56 \text{ т/час};$$

$$\Pi_{mex} = \frac{Q_{mex}}{S\gamma} = \frac{56}{7,5 \cdot 2,2} = 3,4 \text{ м/час}.$$

Эксплуатационная производительность комбайна (25)

Принимаем  $K_3 = 0,5$ .

$$Q_3 = Q_{mex} K_3 = 56 \cdot 0,5 = 28 \text{ т/час};$$

$$\Pi_3 = \Pi_{mex} \cdot K_3 = 3,4 \cdot 0,5 = 1,7 \text{ м/час}$$

В результате расчета получен  $Q_{теор} = 148 \text{ т/час},$

$$\Pi_{теор} = 8,96 \text{ м/час},$$

$$Q_{mex} = 56 \text{ т/час},$$

$$\Pi_{mex} = 3,4 \text{ м/час},$$

$$Q_3 = 28 \text{ т/час},$$

$$\Pi_3 = 1,7 \text{ м/час}.$$

где  $Q_{теор} \rangle Q_{mex} \rangle Q_3$      $\Pi_{теор} \rangle \Pi_{mex} \rangle \Pi_3$ .

## Пример расчета производительности проходческого комбайна циклического действия ПК-3м

Исходные данные к расчету:

Сечение трапециодальной выработки  $S = 8,5 \text{ м}^2$ ;

Допустимый процент выхода из строя резцов  $Z_g = 25\%$  ;

Удельный расход резцов  $Z_{y,y} = 0,1 \text{ шт/м}^3$  – для угля;

$$Z_{y,n} = 0,3 \text{ шт/м}^3 \text{ – для породы;}$$

величина захвата  $B = 0,6 \text{ м}$ ;

среднее время на замену резца  $t_p = 2 \text{ мин}$ ;

плотность угля  $\gamma_y = 1,3 \text{ т/м}^3$

плотность породы  $\gamma_n = 2,2 \text{ т/м}^3$ ;

коэффициент надежности  $K_n = 0,9$ .

величина отодвигания комбайна от забоя  $a = 1,0 \text{ м}$ .

диаметр коронки  $d_k = 0,65 \text{ м}$ ;

скорость подачи  $v_n = 1,38 \text{ м/мин}$ ;

общее число резцов  $Z = 18 \text{ шт}$

скорость максимальной поперечной подачи исполнительного органа  
 $v_{n,\max} = 0,12 \text{ м/сек}$ .

Теоретическая производительность комбайна (22)

$$Q_{\text{теор}} = 3600 m B v_{n,\max} \gamma, \text{ т/час}$$

Мощность вынимаемого слоя угля

$$m = \frac{d_k}{2} = \frac{0,65}{2} = 0,325 \text{ м},$$

$$Q_{\text{теор}} = 3600 \cdot 0,325 \cdot 0,6 \cdot 0,12 \cdot 1,3 = 110 \text{ т/час}.$$

$$\Pi_m = \frac{Q_{\text{теор}}}{S \gamma_y} = \frac{110}{8,5 \cdot 1,3} = 10 \text{ м/час}.$$

Техническая производительность комбайна (24)

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} K_{\text{тех}} ;$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{60T_{np}}{L_{u.o}} v_{n.n}} ;$$

где  $L_{u.o}$  - путь исполнительного органа за рабочий цикл, м.

$$L_{u.o} = H_B \left( \frac{\epsilon_n + \epsilon_B}{2d_K} - 1 \right), \text{ м.}$$

$H_B = 2,2$  м. высота проводимой выработки;

$\epsilon_n = 3,65$  м. ширина нижнего основания выработки;

$\epsilon_B = 3,05$  м. ширина верхнего основания выработки.

$$L_{u.o} = 2,2 \left( \frac{3,65 + 3,05}{2 \cdot 0,65} - 1 \right) = 9,1 \text{ м}$$

Время простоя комбайна

$$T_{np} = T_{m.o} + t'_{m.o} + t_{з.и}, \text{ мин}$$

Время маневровых операции

$$T_{m.o} = \frac{B}{v_{n.max}} = \frac{0,6}{1,38} = 0,4 \text{ мин,}$$

$t'_{m.o}$  - удельные затраты времени на маневровые операции

$$t'_{m.o} = 200 \frac{L_{u.o} mBaZ_{y.y}}{Z_g z v_M} = 200 \frac{9,1 \cdot 0,325 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 0,1}{25 \cdot 18 \cdot 1,38} = 0,35 \text{ мин.}$$

$$v_n = v_M = 1,38 \text{ м/мин,}$$

$t_{з.и}$  - удельные затраты времени на замену резцов

$$t_{з.и} = L_{u.o} mBZ_{yy} t_p = 9,1 \cdot 0,325 \cdot 0,6 \cdot 0,1 \cdot 2 = 0,35 \text{ мин.}$$

$$T_{np} = 0,4 + 0,057 + 0,35 = 0,80 \text{ мин}$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{60 \cdot 0,8}{9,1} \cdot 0,12} = 0,578$$

при  $v_{nn} = v_{n.nmax} = 0,12$  м/сек.

$$Q_{mex} = 110 \cdot 0,578 = 63,58 \text{ т/час,}$$

$$П_{mex} = \frac{Q_{mex}}{S\gamma_y} = \frac{63,58}{8,5 \cdot 1,3} = 5,75 \text{ м/час.}$$

При работе комбайна ПК-3м в выработках со смешанным забоем расчет производительности должен производиться для угля и породы или по средним показателям  $v_{n.n.y}$  и  $v_{n.n.n}$ ,  $\gamma_y$  и  $\gamma_n$  или  $v_{n.n.cp}$ ,  $\gamma_{cp}$ . При этом техническая производительность комбайна

$$Q_{mex} = 3600mBv_{n.n.cp}\gamma_{cp}K_{mex}, \text{ т/час}$$

Средняя скорость поперечной подачи, м/сек

$$v_{n.n.cp} = \frac{Sv_y v_n}{S_y v_n + S_n v_y}, \text{ м/сек.}$$

где  $S$  - площадь поперечного сечения проходимой выработки м<sup>2</sup>  
 $v_y = 0,12$  м/сек,  $v_n = 0,06$  м/сек – скорость поперечной подачи исполнительного органа по углю и породе.

$S_y = 4$  м<sup>2</sup>,  $S_n = 4,5$  м<sup>2</sup> – площади поперечного сечения угольного и породного забоя.

$$v_{n.n.cp} = \frac{8,5 \cdot 0,12 \cdot 0,06}{4 \cdot 0,06 + 4,5 \cdot 0,12} = 0,078 \text{ м/сек}$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\gamma_y S_y + \gamma_n S_n}{S} = \frac{1,3 \cdot 4 + 2,2 \cdot 4,5}{8,5} = 1,8 \text{ т/м}^3$$

$$Q_{mex} = 3600 \cdot 0,325 \cdot 0,6 \cdot 0,078 \cdot 1,8 \cdot K_{mex}, \text{ т/час}$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{60T_{np}}{L_{u.o}} v_{n.n.}}$$

где  $L_{u.o} = 9,1$  м – путь исполнительного органа за рабочий цикл

$T_{np}$  - время простоев

$$T_{np} = T_{m.o} + t'_{m.o} + t_{3.o}, \text{ МИН}$$

$$T_{m.o} = \frac{B}{v_n} = \frac{0,6}{1,38} = 0,4 \text{ МИН}$$

$$t'_{m.o} = 200 \frac{L_{u.o} m B Z_{y.c.p} Q}{Z_g Z v_n}, \text{ мин}$$

где  $Z_{y.c.p}$  -средний удельный расход резцов

$$Z_{y.c.p} = \frac{Z_{y.y} S_y + Z_{y.n} S_n}{S} = \frac{0,1 \cdot 4 + 0,3 \cdot 4,5}{8,5} = 0,22 \text{ шт/м}^3$$

$$t'_{m.o} = 200 \frac{9,1 \cdot 0,325 \cdot 0,6 \cdot 1,0 \cdot 0,22}{25 \cdot 18 \cdot 1,38} = 0,071 \text{ мин}$$

$$t_{3.u} = L_{u.o} m B Z_{y.c.p} t_p = 9,1 \cdot 0,325 \cdot 0,6 \cdot 0,22 \cdot 2,0 = 0,87 \text{ мин}$$

$$T_{np} = 0,4 + 0,071 + 0,87 = 1,34 \text{ мин}$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{60 \cdot 1,34}{9,1} \cdot 0,078} = 0,58$$

$$Q_{mex} = 99 \cdot 0,58 = 57,3 \text{ т/час}$$

$$\Pi_{mex} = \frac{Q_{mex}}{S \gamma_{cp}} = \frac{57,3}{8,5 \cdot 1,8} = 3,74 \text{ м/час}$$

Эксплуатационная производительность проходческого комбайна (25)

$$Q_{\text{э}} = Q_{mex} K_{\text{э}};$$

$$\Pi_{\text{э}} = \Pi_{mex} K_{\text{э}};$$

Принимая  $K_{\text{э}} = 0,5$ , получим

$$Q_{\text{э}} = 57,3 \cdot 0,5 = 28,65 \text{ т/час}$$

$$\Pi_{\text{э}} = 3,74 \cdot 0,5 = 1,87 \text{ м/час.}$$

Полученные результаты производительности показывают, что

$$Q_{\text{теор}} \rangle Q_{mex} \rangle Q_{\text{э}}$$

$$\Pi_{\text{теор}} \rangle \Pi_{mex} \rangle \Pi_{\text{э}}$$

## Погрузочные машины

Погрузочные машины предназначены для механизации погрузки отделенной от массива горной массы на транспортные средства при очистной выемке полезных ископаемых и проведении подготовительных выработок.

Погрузочная машина выполняет две основные функции: захват горной массы, отделенной от массива взрывными работами и передачу ее на последующую транспортную установку с подъемом на необходимую для этого высоту.

Погрузочные машины классифицируют по следующим признакам:

- по способу захвата- нижний, боковой, верхний;
- по типу исполнительного органа – ковшовый, гребковый, барабанно – лопастной, нагребные лапы;
- по способу передачи груза на последующее транспортное устройство- прямая погрузка, ступенчатая погрузка;
- по способу передвижения машины – с колесно – рельсовым ходом, гусеничным, пневмоколесным;
- по принципу действия исполнительного органа – периодический или непрерывный.
- по массе машины разделяют – на легкие (до 9,5 т) средние (до 14 т), тяжелые (до 18 т) и особо тяжелые (до 25-32 т).

Широкое распространение получили погрузочные машины типа ППН периодического действия с нижним захватом ковшовым исполнительным органом прямой и ступенчатой погрузки.

Все большее применение находят погрузочные машины типа ПНБ непрерывного действия с боковым захватом. Исполнительным органам машин типа ПНБ служат нагребные лапы или рифленые диски. Машины типа ПНБ, как правило, изготовляют с гусеничной ходовой частью и электрическим приводом. Машины прямой погрузки с колёсно – рельсовой ходовой частью и пневматическим приводом обеспечивают работу в выработках с углом наклона до  $\pm 3^{\circ}$ , а с электрическим приводом – только в горизонтальных выработках.

Машины с гусеничной ходовой частью могут работать в выработках с углом наклона до  $\pm 8^{\circ}$ .

Погрузочные машины характеризуются следующими основными параметрами: производительностью, емкостью ковша, фронтом погрузки, шириной, высотой в верхнем положении ковша, транспортной высотой, погрузочной высотой и массой.

Главным параметром погрузочных машин является их производительность. Нижний предел технической производительности погрузочных машин обычно равен  $0,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

Емкость ковша у ковшовых погрузочных машин изменяется от  $0,125$  до  $0,8 \text{ м}^3$ .

Основными рабочими органами погрузочных машин являются исполнительный орган, поворотное устройство, транспортное устройство и ходовая часть.

## Производительность ковшовых погрузочных машин

Теоретическая производительность ковшовых погрузочных машин определяется по формуле

$$Q_{теор} = \frac{60}{T} V_{\kappa} = n_{\kappa} V_{\kappa}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (26)$$

где  $T$  – теоретическая продолжительность цикла, сек (обычно  $T=10-15$  сек);

$V_{\kappa}$  - геометрическая ёмкость ковша,  $\text{м}^3$ ;

$n_{\kappa} = \frac{60}{T}$  - частота рабочих циклов,  $\text{мин}^{-1}$ .

Техническая производительность определяется по выражению

$$Q_{тех} = Q_{теор} K_3 \frac{1}{K_u} K_p = \frac{n_{\kappa}}{K_u} K_3 K_p V_{\kappa}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (27)$$

где  $K_3$  - коэффициент заполнения ковша.

$K_u$  - коэффициент, учитывающий изменение времени в цикле в реальных условиях,

для машин с пневмоприводом  $K_u = 0,92 - 1,1$ ,

для машин с электроприводом  $K_u = 1,0 - 1,5$

$K_p$  - коэффициент дополнительного разрыхления в ковше,

для ковшей ёмкостью до  $0,12 \text{ м}^3$   $K_p = 0,92$ ,

для ковшей большой ёмкости  $K_p = 0,92 - 0,96$ .

Эксплуатационная производительность определяется с учетом потерь времени на подготовительно – заключительные операции, обмен вагонеток и простой по организационным и техническим причинам, она равна

$$Q_s = 60 \frac{v_n}{T_0}, \text{ м}^3/\text{час},$$

$v_n$  - полный объем горной массы, погруженной машиной за проходческий цикл,  $\text{м}^3$ ;

$$v_n = L_{\kappa} S \eta_B K_p, \text{ м}^3,$$



где  $L_y$  - расчетное подвигание выработки за один цикл, м,

$S$  - площадь сечения выработки вчерне, м<sup>2</sup>,

$\eta_B$  - коэффициент, учитывающий увеличение сечения выработки  $S$  против проектного  $\eta_B = 1,05-1,08$ ,

$K_p$  - коэффициент разрыхления горной массы.

$T_o$  - общее время работы машины

$$T_o = \frac{60v_n \delta}{Q_{mex}} + \left( \frac{v_n}{Zv_B} - 1 \right) t_0 + \sum t_{np}, \text{ мин} \quad (30)$$

где  $\delta = 1,1-1,6$  коэффициент, учитывающий расположения горной массы,

$v_B$  - ёмкость вагонетки, м<sup>3</sup>;

$Z$  - число вагонеток в партии, загружаемой без перерыва;

$t_0$  - время обмена партии или одной вагонетки, мин;

$\sum t_{np}$  - суммарное время простоев машины по организационно-техническим причинам, включая подготовительно-заключительные операции, мин.

### Производительность погрузочной машины с нагребающими лапами

Техническая производительность погрузочной машины с нагребающими лапами.

$$Q_{mex} = ZnV_l, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (31)$$

где  $Z$  - число нагребающих лап (обычно две или четыре);

$n$  - число ходов каждой лапы в минуту;

обычно для тяжелых грузов  $n = 30-35$ , для легких грузов  $n = 45$ ,

$V_l$  - объем горной массы, захватываемой каждой лапой за рабочий ход, м<sup>3</sup>,

$$v_l = \frac{B_3}{2} d_1 h_{ep}, \text{ м}^3,$$

где  $B_3$  - ширина захвата, м;

$d_T$  - расстояние между участками траектории лап в период нагребания и обратного хода, ориентировочно равное диаметру ведущих дисков  $d_g$ , м;

$h_{cp}$  - средняя высота слоя нагребаемой горной массы, которая для скальных пород может быть принята равной двойной высоте нагребавшей лапы ( $h$ ) т.е.  $h_{cp} = 2h$ , а для слабых пород - высоте лапы, т.е.  $h_{cp} = h$ , м.

Окончательно техническая производительность машины с нагребавшими лапами определяется по формуле

$$Q_{mex} = \frac{1}{2} Z n B_3 d_g h_{cp}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (33)$$

### Пример расчета производительности ковшовой погрузочной машины ППН-3

Краткая техническая характеристика погрузочной машины ППН-3

Производительность техническая – 1,25 м<sup>3</sup>/мин,

Ёмкость ковша, - 0,5 м<sup>3</sup>

Установленная мощность, - 52 л.с,

Высота разгрузки - 1650 мм,

Фронт погрузки - 3200 мм,

Масса машины - 6,8 т.

Теоретическая производительность (26) при

$$T=12 \text{ сек, } n_u = \frac{60}{12} = 5, \text{ мин}$$

$$Q_{теор} = n_u \cdot 0,5 = 5 \cdot 0,5 = 2,5 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Техническая производительность (27) при  $K_3$  -зависит от крупности куска породы (до 350 мм), от соотношения сцепного веса ( $P_{см}=66,7$  Кн)

машины к ширине ковша (650 мм)  $\frac{66,7}{650} = 10,16 \text{ Кн/мм}$  или  $102,6 \frac{H}{мм}$ .

Принимаем  $K_3 = 0,88$  (Н.А Малевич «Горнопроходческие машины и комплексы», М.: Недра, 1980. табл. 3,6)

$K_u = 0,99$  - для машин с пневматическим приводом  $K_p = 0,94$  - для  $E = 0,5 \text{ м}^3$ .

$$Q_{мех} = \frac{5}{0,99} \cdot 0,88 \cdot 0,94 \cdot 0,5 \approx 2 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Эксплуатационная производительность (28)

$$Q_o = 60 \frac{v_n}{T_o}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где  $v_n = L_u S \eta_B K_p$ , м<sup>3</sup>;

при  $L_u = 2$  м;  $S = 7,5$  м<sup>2</sup>,  $\eta_B = 1,065$ ,

$$v_n = 2 \cdot 7,5 \cdot 1,065 \cdot 0,94 = 15,08 \text{ м}^3;$$

$$T_0 = \frac{60v_n\delta}{Q_{\text{max}}} + \left(\frac{v_n}{Zv_B} - 1\right)t_0 + \sum t_n, \text{ мин}$$

при  $\delta = 1,35$ ,  $Z = 1$ ,  $v_B = 1$  м<sup>3</sup>,  $t_0 = 1,0$  мин,  $\sum t_n = 4,8$  мин

$$T_0 = \frac{60 \cdot 15,08 \cdot 1,35}{2} + \left(\frac{2}{1 \cdot 1} - 1\right)2,0 + 4,8 = 617,5 \text{ мин},$$

или  $T_0 = 10,3$  час

$$Q_s = 60 \frac{15,08}{617,5} = 1,46 \text{ м}^3/\text{час}.$$

## Расчет производительности погрузочной машины непрерывного действия 2ПНБ-2

Основные данные машины:

Нагребающая часть:

Число нагребающих лап  $Z = 2$

Число ходов одной лапы  $n = 36$  ходов/мин;

Ширина захвата  $B_3 = 1800$  мм;

Высота лапы  $h = 150$  мм;

Ход лапы (или глубина загребания может быть принята равной диаметру ведущих дисков

диаметр ведущих дисков  $d_g = 500$  мм;

загребания лап в глубину  $d_m \approx d_3 \approx 500$  мм.

Максимальный размер кусков, который может загрузить

$$a_{\max} = \frac{d_g}{K}; \text{ мм}$$

где  $K$ - коэффициент, учитывающий размер кусков,  $K=1,2 \div 1,4$ , принимаем  $K=1,25$

$$a_{\max} = \frac{500}{1,25} = 400 \text{ мм.}$$

Техническая производительность (31) в данных условиях при значениях (32)

$$v_{\text{л}} = \frac{B_3}{2} d_m h_{\text{зп}}, \text{ м}^3.$$

Принимаем  $h_{\text{зп}} = 2h = 2 \cdot 150 = 300$  мм,

$$\text{Тогда } v_{\text{л}} = \frac{1,8}{2} 0,5 \cdot 0,3 = 0,135 \text{ м}^3$$

$$Q_{\text{мех}} = 2 \cdot 36 \cdot 0,135 = 9,72 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Производительность конвейера (передаточного) принимается с резервом на 10-15%. Исходя из этого, должны выбираться тип, ширина и скорость органа передаточного конвейера.

Производительность конвейера

$$Q_{\text{конв}} = 1,15Q_{\text{тех}} = 1,15 \cdot 9,72 = 11,2 \text{ м}^3/\text{мин},$$

ширина желоба  $B_{\kappa} = 650 \text{ мм}$ ,

скорость цепи  $v = 0,97 \text{ м/сек}$

Необходимая высота слоя (высота бортов в конвейере) определяется из условия.

$$Q_{\text{конв}} = B_{\kappa} h_{\text{сл}} v 60, \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$\text{откуда } h_{\text{сл}} = \frac{Q_{\text{конв}}}{B_{\kappa} v 60} = \frac{11,2}{0,65 \cdot 0,97 \cdot 60} = 0,296 \text{ м} = 296 \text{ мм}$$

Выбор прочных размеров главного редуктора и мощности двигателей производится, исходя из суммарной величины сопротивлений

$$W_o = W_1 + W_2, \text{ кгс},$$

где  $W_1$  - сопротивление штабеля внедрению кромки приемной плиты рабочего органа;

$W_2$  - сопротивление движению самой погрузочной машины;

$$W_1 = \sum l * K_{\epsilon}, \text{ кгс};$$

где  $\sum l$  - суммарная длина одновременно внедряющихся в материал кромок приемной плиты и рабочего органа, см;

$$\sum l = B_3 + l_{\text{лапы}}, \text{ см};$$

где  $l$  - длина одной лапы  $l = 100 \text{ см}$ ;

$$l_{\text{лапы}} = 2 \cdot 100 = 200, \text{ см};$$

$$\sum l = 180 + 200 = 380 \text{ см}.$$

$K_{\epsilon}$  - удельное сопротивление внедрения для тяжелой руды  $K_{\epsilon} = 7 \text{ кгс/см}$ ;

$$W_1 = 380 \cdot 7 = 2660 \text{ кгс};$$

$$W_2 = G_m (w^1 \pm i + \frac{a_m}{g}), \text{ кгс},$$

где  $G_m$  - полный вес машины, кг. Принимаем  $G_m = 1200 \text{ кг}$

$w^1$  - коэффициент сопротивления движению машины:

при гусеничном ходе  $w^1 = 0,15-0,2$ ;

при рельсовом ходе  $w^1 = 0,015-0,02$ ;

$i$  - уклон пути на котором работает машина, если машина предназначена для уклона до  $6^\circ$  принимаем

$i = tg\beta = 0,1$  вверх.

$a_m$  - ускорение машины в начале движения, принимаем

$$a_m = 0,2 \text{ м/сек}^2;$$

$$W_2 = 12000(0,15 + 0,1 + \frac{0,2}{9,81}) = 3200 \text{ кгс};$$

$$W_0 = 2650 + 3200 = 5850 \text{ кгс}$$

Расчет усилия

$$W_{расч} = K_g W_0, \text{ кгс}$$

где  $K_g$  - коэффициент, учитывающий действие динамических

усилий,  $K_g = 1,3 - 1,7$ ; принимаем  $K_g = 1,28$ ;

$$W_{расч} = 1,28 \cdot 5850 = 7500 \text{ кгс},$$

Проверяем вес погрузочной машины по  $W_{расч}$

$$W_{расч} = G_m \cdot \Psi; \text{ кгс.}$$

$$G_m = \frac{W_{расч}}{\Psi}; \text{ кг.}$$

где  $\Psi = 0,6 - 0,7$  - коэффициент сцепления с опорной поверхностью

$$G_m = \frac{7500}{0,6} = 12500 \text{ кг}$$

Мощность двигателя, при  $v = 9,2 \text{ м/мин} = 0,153 \text{ м/сек.}$

$$N = \frac{W_{расч} v}{102 \cdot \eta_m} = \frac{7500 \cdot 0,153}{102 \cdot 0,75} = 15 \text{ кВт}$$

Мощность, необходимая для маневрового хода машины при

$$v_{манев} = 16,8 \text{ м/мин} = 0,28 \text{ м/сек.}$$

$$N = \frac{W_2 v_{манев}}{102 \eta_m} = \frac{3200 \cdot 0,28}{102 \cdot 0,28} = 11,7 \text{ кВт.}$$

## Производительность одноковшовых экскаваторов

Производительность экскаваторов зависит от следующих факторов:

- 1) Категория горной массы и ее состояние. При разработке, например, влажной глинистой породы, которая налипает на ковш, уменьшается полезный объём последнего и увеличивается продолжительность цикла из-за более длительной разгрузки ковша. В зимних условиях недостаточно раздробленный мерзлый грунт также снижает коэффициент наполнения ковша;
- 2) Технические данные, состояние и надежность экскаватора;
- 3) Квалификация машиниста;
- 4) Качество забоя, оцениваемое его высотой, условиями подхода транспорта к месту погрузки, освещенностью;
- 5) Организация работ, зависящая от достаточности транспортных средств, состояния дорог, своевременного снабжения топливом, энергией, запасными частями и т.п.

Теоретическая (часовая) производительность экскаватора по рыхлой массе определяется по формуле

$$Q_{теор.ч} = 60En_z, \text{ м}^3/\text{час}, \quad (34)$$

где  $E$  – ёмкость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$n_z$  - число разгружаемых в минуту ковшей,  $\text{мин}^{-1}$ .

Для многоковшовых экскаваторов  $n_z$  указывается в технической характеристике, для одноковшовых экскаваторов в технической характеристике даётся длительность цикла  $t_y$ , а  $n_z$  рассчитывается по формуле

$$n_z = 60t_y^{-1};$$

Продолжительность цикла обычно указывается для угла поворота, равного  $90^\circ$ . Для углов поворота отличных от  $90^\circ$  время цикла



умножают на коэффициент корректировки. Техническая производительность определяется по выражению

$$Q_{mex} = Q_{meop} \frac{K_n}{K_p} \cdot \frac{t_p}{t_p + t_n} = 60 E n_u \frac{t_p}{t_p + t_n} K_{эк}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (35)$$

где  $K_n$  - коэффициент наполнения ковша. Принимается  $K_n = 0,8 \div 1,1$ .

$K_p$  - коэффициент разрыхления породы,  $K_p = 1,1-1,5$ .

$t_p$  - длительность непрерывной работы экскаватора с одного места установки или при одном направлении движения рабочего органа (для многоковшовых экскаваторов)

$t_n$  - длительность одной передвижки (для одноковшовых экскаваторов) или перемены направления движения рабочего органа (для многоковшовых);

$K_{эк} = \frac{K_n}{K_p}$  - коэффициент экскавации,  $K_{эк} = 0,72 - 0,73$

Эксплуатационная производительность

$$Q_э = Q_{mex} T_c K_э = 60 \frac{t_p}{t_p + t_n} K_{эк} E n_z T_c K_B, \text{ м}^3/\text{смену} \quad (36)$$

где  $T_c$  - длительность смены, час;

$K_B$  - коэффициент использования экскаватора по времени, при погрузке в железнодорожные вагоны  $K_B = 0,55 \div 0,8$ ;

при погрузке в автосамосвалы, конвейеры и в отвал -  $K_B = 0,8 \div 0,9$ .

## Производительность бульдозера

Производительность бульдозера в значительной степени зависит от способа его работы. По мере срезания слоя породы и увеличения призмы волочения возрастает сопротивление перемещению бульдозера. С целью возможно более полной реализации силы тяги бульдозера не рекомендуется врезаться отвалом на постоянную глубину, а более целесообразно в начале цикла срезания заглаблять отвал на большую глубину, чем в конце цикла срезания, т.е. работать с переменной толщиной стружки. Обычно путь, за который бульдозер набирает породу впереди отвала, составляет 5-7 м.

Производительность возрастает, если одновременно работают два спаренных бульдозера, устанавливаемые один от другого на расстоянии 0,25-0,3 м (для пород I и II категорий) и до 0,5 м для пород III категорий, в результате чего производительность увеличивается на 10-15%.

Техническая производительность бульдозера определяется по формуле

$$Q_{tex} = 3600 \frac{BH^2 K_0}{2K_p T_u \operatorname{tg} \varphi_g}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (37)$$

где В – ширина отвала, мм;

Н – высота отвала, мм;

$K_0$  – 0,5 L – коэффициент потерь отвала;

$K_p$  – коэффициент разрыхления породы;

$\varphi_g = 20^\circ$  – угол естественного откоса породы;

$T_u$  – продолжительность цикла, сек.

В зависимости от вида работ эксплуатационную производительность бульдозера определяют по следующим зависимостям:

а) при резании и перемещении породы

$$Q_s = 3600 V_B K_B K_{укл} \alpha_n T_u^{-1}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (38)$$

где  $V_B$  – фактический объем призмы волочения, определяемый по зависимости;

$$V_B = 0,5 K_n L H^2, \text{ м}^2,$$

$K_B = 0,85 \div 0,9$  – коэффициент использования бульдозера по времени;

$K_{укл}$  - коэффициент, учитывающий уклон пути ( $1 \div 2,25$  при уклоне от 0 до 15‰;  $1 \div 0,4$  – при подъеме от 0 до 15‰);

$\alpha_n = 1 - \beta L_n$  - коэффициент, учитывающий просыпи породы из отвала в процессе ее перемещения на пути  $L_n$ .

( $\beta = 0,008 \div 0,04 \text{ м}^{-1}$ );

$T_u$  - продолжительность цикла, сек;

$K_n$  - коэффициент призмы волочения в зависимости от отношения высоты отвала  $H$  к его длине  $L$  и вида породы приведены таблице 1:

Таблица 1.

Отношение H/L	0,15	0,3	0,35	0,4	0,45
Связные породы I и II категорий	1,45	1,25	1,18	1,1	1,05
Несвязные породы	0,87	0,835	0,8	0,77	1,67

$$T_u = \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_n}{v_n} + \frac{l_p + l_n}{v_0} + t_c + t_0 + 2t_{нов}, \text{ сек.}$$

$l_p$  и  $l_n$  - длина пути соответственно при резании (6-10м) и перемещении породы бульдозером, м;

$v_p, v_n$  и  $v_0$  - скорости трактора соответственно при резании ( $v_p = 0,4 \div 0,5$ ), перемещении породы ( $v_n = 0,9 \div 1,1$ ) и обратном ходе ( $v_0 = 1,1 \div 5$ ), м/с;

$t_c, t_0, t_{нов}$  - время соответственно на переключении передачи (около 5с), опускание отвала (1,5-2,5с), поворот трактора (10с);

б) при планировочных работах  $Q_s^1$  ( $\text{м}^2/\text{час}$ ) составит

$$Q_3^1 = \frac{3600L(v - a)K_B}{z(Lv^{-1} + t_n)}, \text{ м}^2/\text{час}, \quad (40)$$

где  $L$  - длина планируемого участка, м;

$v$  - ширина полосы за один проход, м;

$a=0,3 \div 0,5$  - часть ширины пройденной полосы, перекрываемой при последующем смежном проходе, м;

$z=1 \div 2$  - число проходов по одному месту;

$v=0,8 \div 1,8$  - рабочая скорость при планировочных работах, м/с;

$t_n=8 \div 12$  время, затрачиваемое на повороты при каждом проходе, сек.

**Пример**  
**расчета производительности одноковшового экскаватора ЭКГ-8И.**

Краткая техническая характеристика экскаватора ЭКГ-8И.

Стандартная вместимость ковша – 8 м<sup>3</sup>.

Длина стрелы – 13,35 м;

Длина рукояти – 11,43 м;

Радиус черпания – не более – 18,4 м;

Высота черпания – не более – 13,5 м;

Скорость подъема ковша – 0,94 м/сек;

Скорость передвижения км/час – 0,42 км/час;

Время цикла при угле поворота 90° – 26 сек.

Теоретическая (часовая) производительность одноковшового экскаватора определяется по формуле (34)

$$Q_{\text{теор.ч}} = 60 \cdot 8 \cdot 2,3 = 1104 \text{ м}^3/\text{час},$$

$$n_z = \frac{60}{t_{\text{ц}}} = \frac{60}{26} = 2,3,$$

Техническая производительность определяется по выражению (35) при  $t_p = 4$  часа,  $t_n = 0,3$  час,  $K_{\text{эк}} = 0,725$ .

$$Q_{\text{тех}} = 60 \cdot 8 \cdot 2,3 \frac{4}{4 + 0,3} 0,725 \approx 240, \text{ м}^3/\text{час}$$

Эксплуатационная производительность (36) при  $T_c = 8$  час,  $K_B = 0,85$  будет равна

$$Q_s = 240 \cdot 8 \cdot 0,85 = 1632 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

**Пример**  
**расчета производительности бульдозера ДЗ-35**  
**(на базе трактора Т-180г)**

Краткая техническая характеристика бульдозера

Параметры отвала

Длина (ширина)  $L = B = 3640$  мм;

Высота с козырьком  $H = 1480$  мм;

Коэффициент потерь объема принимаем  $K_0 \approx 0,5 L$  расстояние транспортировки  $l = 50$  м

Угол естественного откоса породы в движении  $\varphi_g = 20^\circ$ ,  
 $t_g = 20^\circ = 0,364$

Коэффициент разрыхления породы  $K_p = 1,27$

Продолжительность цикла работы бульдозера

$$T_{ц} = \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_n}{v_n} + \frac{l_p + l_n}{v_0} + t_c + t_0 + 2t_{ноб}, \text{ сек.}$$

где  $l_p$  - длина пути при резании, принимаем  $l_p = 8$  м;

$l_n$  - длина пути перемещении породы бульдозером, принимаем  $l_n = 50$  м.

$v_p, v_n$  и  $v_0$  - скорости трактора соответственно при резании, перемещении породы и обратном ходе принимаем  $v_p = 0,45$  м/с;

$$v_n = 1,05 \text{ м/с;}$$

$$v_0 = 3,0 \text{ м/с;}$$

$t_c, t_0, t_{ноб}$  - время соответственно на переключении передачи, опускание отвала, поворот трактора, принимаем

$$t_c = 5 \text{ сек;}$$

$$t_0 = 2 \text{ сек;}$$

$$t_{\text{юв}} = 10 \text{ сек};$$

$$T_{\text{ц}} = \frac{8}{0,45} + \frac{50}{1,05} + \frac{8+50}{3,0} + 5 + 2 + 10 = 101,67 \text{ сек}$$

С учетом вышеприведенных параметров техническая производительность бульдозера (37) будет равна

$$Q_{\text{mex}} = \frac{3600 \cdot 3,64 \cdot 1,48^2 \cdot 0,5 \cdot 50}{2 \cdot 1,27 \cdot 101,67 \cdot 0,364} = 7634 \text{ м}^3/\text{час}$$

Эксплуатационная производительность при

$$Q_{\text{экс}} = Q_{\text{mex}} T K_n, \text{ м}^3/\text{смену}$$

При  $T = 7$  час - продолжительность смены в часах;

$K_n = 0,7$  - коэффициент использования во времени.

$$Q_{\text{экс}} = 7634 \cdot 7 \cdot 0,7 = 37406,6, \text{ м}^3/\text{смену}$$

Эксплуатационная производительность бульдозера при резании и перемещении породы (38):

при фактическом объеме призмы волочения (39)

$$V_B = 0,5 K_n L H^2, \text{ м}^3$$

где  $K_n$  - коэффициент призмы волочения  $K_n = f(H/L)$ , принимаем

$$K_n = \frac{H}{L} = \frac{1,4}{3,64} = 0,40, \text{ учитывая то, что порода является связным и I и II категории (табл.1). Принимаем } K_n = 1,1.$$

$$V_B = 0,5 \cdot 1,1 \cdot 3,64 \cdot 1,48 = 2,96, \text{ м}^3;$$

$$K_B = 0,85; K_{\text{укл}} = 2; \beta = 0,008,$$

$$\gamma_n = 1 - \beta L_n = 1 - 0,008 \cdot 50 = 0,6$$

$$T_{\text{ц}} = 101,67 \text{ сек.}$$

$$Q_s = 3600 \cdot 2,96 \cdot 0,85 \cdot 2 \cdot 0,6 \frac{1}{101,67} = 106,9 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Эксплуатационная производительность бульдозера при планировочных работах (40):

при  $L = 50$  м,  $v = 3,64$  м,  $a = 0,4$  м,  $z = 2$ ,  $v = 2,2$  м/сек,  $t_n = 10$  сек,  $K_B = 0,7$ .

$$Q_2 = \frac{3600 \cdot 50 \cdot (3,64 - 0,4) \cdot 0,7}{2(50 \cdot 2,2^{-1} + 10)} = 6242,2 \text{ м}^2/\text{час.}$$

### Расчет максимально возможной скорости подачи комбайна

Максимально возможная скорость подачи комбайна определяется по выражению

$$V_{n.\max} = h_{\max} n_{u.o} z_{np}, \text{ м/с,}$$

где  $h_{\max}$  - глубина резания, м,

$n_{u.o}$  - частота вращения исполнительного органа,  $\frac{1}{\text{сек}}$  ;

$z_{np}$  - число резцов в линии резания

$$h_{\max} = \frac{Z_{\max}}{AK_6 K_B K_\gamma K_\varphi K_3 K_{39}}, \text{ м.}$$

где  $Z_{\max}$  - максимальное усилие резания для различных типов исполнительных органов.

$$Z_{\max} = K_p Z_{cp}, \text{ Н.}$$

где  $K_p$  - коэффициент схемы резания.

Для шнековых, барабанных корончатых исполнительных органов  $K_p = 1,55$  ;

Для струговых, врубовых, баровых, буроскалывающих исполнительных органов  $K_p = 1$  ,

Для комбайна типа «Донбасс–1к» принимаем  $K_p = 1$  ;

$Z_{cp}$  - среднее число резцов, одновременно работающих в забое.

Для семилинейной режущей цепи  $Z_{cp} = 29$ ,

Для пятилинейной режущей цепи  $Z_{cp} = 22$ .

$$Z_{\max} = 1 \cdot 29 = 29 \text{ Н} = 0,029 \text{ Кн.}$$

$\bar{A}$  – сопротивляемость резанию  $\bar{A} = 150 \text{ f} (\text{кгс/см или КН/м})$



При  $f=5$  по проф. М.М. Протодьяконову

$$\bar{A} = 150 \cdot 5 = 750 \text{ КН/м.}$$

$K_{\sigma}$  - коэффициент степени блокирования работы резцов, значение зависит от коэффициента крепости  $f$ .

$$K_{\sigma} = f \left( \frac{t}{n} \right);$$

$t$  - шаг резания,  $h$  - глубина резания.

$$\frac{t}{n} \approx 5 \div 9 \text{ при этом } K_{\sigma} = 0,25 \div 1;$$

Принимаем для глубины резания менее 20 мм  $K_{\sigma} = 0,88$ . Для глубины резания более 20 мм  $K_{\sigma} = 1,2 \div 1,8$ .

$K_B$  - коэффициент, учитывающий влияние на величину усилия резания ширины рабочего резца и определяется по выражению

$$K_B = 1 + K_B^1 (l_x - e);$$

где  $e=20$  мм – ширина резца;

$l_x = 25$  мм ширина рабочего резца.

$K_B^1$  - коэффициент, учитывающий коэффициент крепости ( $f$ ) породы, при  $f \leq 5-6$   $K_B^1 = 0,03-0,085$  1/мм;

Принимаем  $K_B^1 = 0,06$  1/мм;

$$K_B = 1 + 0,06(25 - 20) = 1,3$$

$K_{\gamma} = 1,0 \div 2,7$  - коэффициент, учитывающий угол резания данного резца

Принимаем  $K_{\gamma} = 1,85$

$K_3$  - коэффициент, учитывающий влияние степени затупленности резца на усилие резания

$$K_3 = \lambda C + 1,$$

где  $\lambda$  - коэффициент, учитывающий вид породы или полезного ископаемого.

Для антрацита и каменного угля  $\lambda = 0,07 \div 0,15$ .

Для бурого угля  $\lambda = 0,1 \div 0,2$ .

Принимаем  $\lambda = 0,15$

$C$  – линейный износ по задней грани, принимаем  $C=2$ .

$$K_3 = 0,15 \cdot 2 + 1 = 1,30$$

$K_\varphi$  - коэффициент, учитывающий влияние угла наклона боковых режущих кромок ( $P$ ) резца

$$K_\varphi = 1 + 0,6 \frac{h}{e} \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2};$$

где  $h = 50 - 80$  мм – толщина среза. Принимаем  $h = 65$  мм,  
 $e = 20$  мм – толщина державки резца.

Принимаем  $\varphi = 20^\circ$ , при этом  $\operatorname{tg} 20^\circ = 0,364$ ;  
 $\operatorname{tg} \frac{20}{2} = \operatorname{tg} 10^\circ = 0,182$ .

$$K_\varphi = 1 + 0,6 \frac{65}{20} 0,182 = 1,35.$$

$K_{3\partial}$  - коэффициент состояния забоя. Принимаем  $K_{3\partial} = 0,5$

$$h_{\max} = \frac{0,029}{750 \cdot 0,88 \cdot 1,3 \cdot 1,85 \cdot 1,35 \cdot 1,3 \cdot 0,5} = 0,00003 \text{ м.}$$

При  $n = 15$  1/сек,  $Z_{л.р} = 8$  резцов.

$$v_{n.\max} = 0,00003 \cdot 15 \cdot 8 = 0,0036 \text{ м/сек,}$$

$$\text{По формуле } v_{n.\max} = \frac{N_p}{60 \text{ мм} B H_w}, \text{ м/сек.}$$

где  $N_p$  - мощность, расходуемая на резание угля,  $N_p = 75$  кВт

$m = 0,83$  м – мощность вынимаемого пласта,

$B = 1,6$  м – ширина захвата,

$H_w = 300$  кВт.ч/м<sup>3</sup> - удельная энергоёмкость

$$v_{n.\max} = \frac{75}{60 \cdot 0,83 \cdot 1,6 \cdot 300} = 0,0031 \text{ м/с или } v_{n.\max} = 0,186 \text{ м/мин.}$$

## Расчет скорости перемещения комбайна Донбасс-1Г

Предлагаются три схемы расчета в зависимости от заданных параметров:

I.– при заданном значении среднего сечения среза  $S_{cp}$ . Для забойных резцов барабанных и шнековых исполнительных органов рекомендуется принимать  $S_{cp} = 15 \div 30 \text{ см}^2$ .

II.– при заданном значении скорости резания  $v_p$ , м/с;

III.– при заданном значении средней ширины среза  $t_{cp}$ , см.

Расчетная (теоретическая) скорость перемещения машины для всех трех схем определяется по отношению к времени непрерывной работы, исходя из заданной производительности.

$$v_{np} = \frac{Q_p}{B_3 H_p \gamma_{од}}, \text{ м/мин,}$$

Исходя из технической характеристики комбайна Донбасс-1Г, принимаем

$Q_p = 1,6-3,3$  т/мин- расчетная производительность комбайна  
 $Q_p = 2,5$  т/мин;

$B_3 = 1,6(1,8;2)$  м – ширина захвата,  $B_3 = 1,6$  м;

$H_p = 0,71(0,83;1)$ , м – расчетная мощность вынимаемого пласта

$H_p = 0,83$  м;

$\gamma_{од} = 0,85 \text{ т/м}^3$  – объемная масса угля.

$$v_{np} = \frac{2,5}{1,6 \cdot 0,83 \cdot 0,85} = 2,2 \text{ м/мин;}$$

При указанных условиях расчетная скорость перемещения комбайна  $v_{np} = 2,2$  м/мин.

Скорость резания исполнительного органа комбайна определяется

$$v_p = 3,33 D_u \frac{v_p}{h_{cp} m_3}, \text{ см};$$

Принимаем:  $D_u = 0,83$  м,  $v_{np} = 2,2$  м/мин

При заданном значении  $S_{cp} = 22$  см<sup>2</sup> средняя толщина среза

$$h_{cp} = \sqrt{0,25(1 + 0,8vr)^2 + 0,8 \frac{S_{cp}}{K_{uu}}} - (0,4vr + 0,5), \text{ см},$$

где  $vr=2$  см- расчетная ширина режущей кромки резца,

$K_{uu}$ -коэффициент, учитывающий сопротивляемости,

для вязких углей  $K_{uu}=0,83$ ;

для хрупких углей  $K_{uu}=1,15$ ;

Тогда  $h_{cp} = \sqrt{0,25(1 + 0,8 \cdot 2)^2 + 0,8 \frac{22}{0,85}} - (0,4 \cdot 2 + 0,5) = 3,43$  см.

$m_3$ -количество забойных резцов линии резания, принимаем  $m_3=45$ ;

$$v_p = 3,33 \cdot 0,83 \frac{2,2}{0,0343 \cdot 45} = 3,9 \text{ м/мин},$$

Скорость резания комбайна МК-67 определяется

$$v_p = 3,33 D_u \frac{v_{np}}{h_{cp} m_3}; \text{ м/мин};$$

где  $D_u$ -диаметр барабана по зубцам в верхней (нижней)части  $D_u=0,85$  м,

$v_{np}$ -скорость подачи (перемещения) принимаем  $v_{np} = 2$  м/мин,

$n_{cp}$ -средняя толщина среза  $h_{cp} = 0,08$  м,

$m_3$ - количество резцов в линии резания  $m_3=20$ .

$$v_p = 3,33 \cdot 0,85 \frac{2}{0,08 \cdot 20} = 3,5 \text{ м/мин}$$

## Определение энергетических показателей механических свойств пород

1. По гипотезе Риттенгера работа разрушения равна

$$L = CS, \text{ кгс.см.}$$

где  $S$  - величина образованной поверхности.  $S = 2,25 \text{ см}^2 (1,5 \times 1,5) \text{ см.}$

$C$  - коэффициент пропорциональности. Из практики  $C \approx 20$ .

$$L = 20 \cdot 2,25 = 45 \text{ кгс.см}^2.$$

При  $S = 0,000225 \text{ м}^2$

$$L = 20 \cdot 0,000225 = 0,0045 \text{ кгс.м}^2 \text{ или } L = 0,045 \text{ Дж.}$$

2. По гипотезе Кирпичева–Кика работа разрушения равна

$$L = CV, \text{ кгс.см,}$$

где  $V$  - объем разрушенного материала,  $\text{см}^3$ ;  $V = 3,375 \text{ см}^3 (1,5 \times 1,5 \times 1,5) \text{ см}$

$C_1$  – коэффициент пропорциональности. Из практики  $C_1 = 13$ .

$$L = 13 \cdot 3,375 = 43,8 \text{ кгс.см, при } V = 0,0000033 \text{ м}^2$$

$$L = 13 \cdot 0,0000033 = 0,0000429 \text{ кгс.м, или } L = 0,00042 \text{ Дж.}$$

## Расчет мощности электропривода струговой установки

1. Энергетический метод определения мощности

$$N = 3600vhHq, \text{ кВт}$$

где  $v$  - скорость перемещения струга, принимаем  $v = 2,2$  м/сек;

$h$  - толщина среза, принимаем  $h = 0,15$  м;

$H$  - вынимаемая мощность пласта,  $H = 0,83$  м.

$q$  - удельный расход электроэнергии,  $q = 0,15 \div 0,6$  кВт.ч/м<sup>3</sup>, принимаем  $q = 0,15$  кВт.ч/м<sup>3</sup>.

$$N = 3600 \cdot 2,2 \cdot 0,15 \cdot 0,83 \cdot 0,15 = 41,2 \text{ кВт.}$$

2. Силовой метод определения мощности

$$N = \frac{Fv}{102\eta_{де}}, \text{ кВт,}$$

где  $F$  - тяговое усилие, для мягких углей  $F = 3240$  кгс,

$v$  - скорость движения струга,  $v = 0,613$  м/сек,

$\eta$  - коэффициент полезного действия установки,  $\eta = 0,6$

$$N = \frac{3240 \cdot 0,613}{102 \cdot 0,6} = 32,4 \text{ кВт.}$$

## Литература

1. Яцких В.Г. и др. Горные машины и комплексы. - М.: Недра, 1984.
2. Малевич Н.А. Горнопроходческие машины и комплексы. - М.:Недра, 1971.
3. Солод В.И. и др. Горные машины и автоматизированные комплексы. - М.:Недра, 1981.
4. Топчиев А.В. Горные машины и комплексы. - М.: Недра, 1971.
5. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. - М.:Недра, 1985.
6. Михайлов Ю.И., Кантович Л.И. Горные машины и комплексы. - М.:Недра, 1975.
7. [WWW.novtex.ru](http://WWW.novtex.ru):- Журнал «Горное оборудование и электромеханика»

## СОДЕРЖАНИЕ

Производительность машин вращательного бурения.....	3
Производительность выёмочных комплексов .....	5
Производительность проходческих комбайнов.....	18
Погрузочные машины.....	30
Производительность ковшовых погрузочных машин.....	32
Производительность погрузочной машины с нагребными лапами.....	33
Производительность одноковшовых экскаваторов..	40
Производительность бульдозера.....	42
Расчет максимально возможной скорости подачи комбайна.....	48
Расчет скорости перемещения комбайна Донбасс-1Г.....	51
Определение энергетических показателей механических свойств пород.....	53
Расчет мощности электропривода струговой установки.....	54
Литература.....	55



Редактор

Н.С. Покачалова