

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

---

ВРЕМЕННЫЕ НОРМЫ  
ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ  
ОСНАЩЕНИЯ ПРОХОДКИ СТОПОВ  
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПЕРЕДВИЖНОГО  
ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

ПРОХОДЧЕСКИЙ ПОДЪЕМ

РТМ 12.58.010-82

МИНУГЛЕПРОМ СССР

---

ДОНЕЦК - 1982

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

ВРЕМЕННЫЕ НОРМЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ  
ОСНАЩЕНИЯ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ  
ПЕРЕДВИЖНОГО ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

ПРОХОДЧЕСКОЕ ПОДЪЕМ

ГТМ 12.58.С10-82

---

Минуглепром СССР

Утверждены Первым заместителем  
Министра угольной промышленности  
СССР В.В.Белым от 30.XI.82 г.

Донецк 1982

Раздел "Проходческий подъём" Норм технологического проектирования оснащения проходки стволов с использованием передвижного оборудования разработан в Донецком государственном институте проектирования организации шахтного строительства (Донгипрооргшахтострой) Министерства угольной промышленности СССР совместно с республиканским объединением по шахтному строительству Укршахтострой.

В разработке раздела приняли участие:

от института Донгипрооргшахтострой - канд.техн. наук Сапронов В.Т., канд.техн.наук Сёдоров М.И., инж. Кузнецов В.В.;

от республиканского объединения Укршахтострой - канд.техн. наук Туркин Р.А.

С вводом в действие настоящих норм утрачивают силу разработанные институтом Донгипрооргшахтострой

" Временная методика расчёта длительности цикла выдачи бады и технической производительности подъёмных машин при проходке вертикальных стволов " (1979г.).

" Временная методика расчёта роторных сопротивлений и мощности асинхронных двигателей одноконцевых проходческих подъёмных установок " (1980 г.).

Министерство угольной промышленности СССР (Минуглепром СССР)	Временные нормы технологического проектирования оснащения проходки стволов с использованием передвижного проходческого оборудования.	РГМ 12.56.010-62 Минуглепром СССР
--	--	--------------------------------------

## 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Настоящие нормы распространяются на разработку проектов оснащения проходки стволов глубиной от 200 до 1500 м с использованием различных вариантов проходческого подъемного оборудования. Проект подъемной установки должен разрабатываться с учетом требований "Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах" (ПБ) и "Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт" (ПТЭ).

1.2. Проходческие подъемные установки предназначены для выдачи на поверхность получаемой при проведении горных выработок породы, спуска и подъема людей, оборудования, материалов и выполнение вспомогательных операций.

1.3. Проходческая подъемная установка состоит из подъемного оборудования и горнотехнических сооружений.

К комплексу подъемного оборудования относятся: подъемные машины, передвижные или стационарно устанавливаемые, подъемные сосуда (как правило, бадьи), разгрузочные и загрузочные устройства, подъемные канаты с прицепными устройствами.

## 1

Внесены: Донским государственным институтом проектирования организации шахтного строительства "Донгипрооргтагострой"	Утверждены Первым заместителем Министра угольной промышленности СССР В.В.Белим от 30.XI.62	Срок введения 1 января 1963г.
--	--	----------------------------------

1.4. При проектировании подъемного комплекса, как правило, необходимо использовать следующее оборудование:

1) бадей типа БПСИ. Как исключение, допускается использование бадей других конструкций, если это вытекает из примерных конструкций разгрузочного устройства и проходческого полза;

2) погрузочную машину типа КС с механизированным вождением грейфера. Как исключение, для стволов глубиной менее 300 м допускается использование погрузочных машин с ручным вождением грейфера. Вместимость баден в этих случаях не должна превышать 3 м<sup>3</sup>;

3) забойный перегружатель типа ЗП-КС следует использовать при глубине ствола более 300 м и диаметре не менее 7 м ;

4) две однокопьевые подъемные машины. Допускается использование временной двухконцевой подъемной машины при глубине ствола до 500 м или постоянной двухконцевой подъемной машины при любой глубине ствола, если будет обеспечено выполнение нормативных темпов проходки ствола и сокращение времени переоснащения при переходе ко второму периоду строительства шахты ;

5) канаты стальные закрытые подъемные по ГОСТ 10506-76 и прицепные устройства типа УПЗ. Как исключение допускается использование многопрядных малокрутящихся канатов по ГОСТ 16828-81 и прицепных устройств УПП.

1.5. При проектировании организации работ по уборке породы, как правило, необходимо применять :

1) обмен бадей без перецепки их в забое или двухступенчатую схему подъема породы с забойным перегружателем типа ЗП-КС. При использовании погрузочных машин с ручным вождением грейфера допускается работа с перецепкой баден в забое, если это обеспечит повышение производительности подъема и не ухудшит условия безопасной эксплуатации ;

2) телеконтроль за процессом разгрузки баден.

1.6. Все отступления от основных положений разделов 1.4 и 1.5 должны быть согласованы с заказчиком и подрядчиком.

1.7. Окончательный выбор типа подъемной машины (постоянная, временная, стационарно устанавливаемая или передвижная) должен решаться путем технико-экономического сравнения различных вариантов комплекса подъемного оборудования с учетом первого и второго периодов строительства шахты.

## 2. РЕЖИМ РАБОТЫ И РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОМПЛЕКСА ПРОХОДЧЕСКОГО ПОДЪЕМНОГО ОБОРУДОВАНИЯ:

2.1. Все вновь проектируемые подъемные установки должны рассчитываться из условия использования их в течение 20 часов в сутки (как минимум). Время на осмотр и ремонт подъемной машины и остальных узлов подъемной установки должно быть учтено в проекте. Допускается совмещение некоторых процессов осмотра с отдельными элементами цикла (например, с твердением бетона), если это не увеличит длительности цикла и не ухудшит безопасных условия эксплуатации в соответствии с требованиями ИБ и ПТЭ.

2.2. Время на подъем и спуск смены и предшествующие ему осмотры отдельных узлов подъемной установки должно быть учтено в проекте, но не может превышать 40 мин. в смену.

2.3. В основе расчетов должен лежать четырехсменный режим работы по проходке ствола с заданным количеством рабочих дней в месяце.

2.4. Для обеспечения средних темпов проходки ствола не ниже заданных и рационального использования подъемного оборудования, выбор его необходимо производить:

- 1) для глубины ствола, равной 70 % от конечной;
- 2) с учетом резерва производительности подъемной установки, равной 20-30%.

2.5. При выборе комплекса подъемного оборудования необходимо определять требуемую часовую производительность подъемной установки с учетом затрат времени на буровзрывные работы, крепление ствола, наращивание трубопровода, спуск-подъем смены и другие вспомогательные работы, расчет которых следует проводить согласно методике треста Донецкиххтопроходка, разработанной

канд. техн. наук Р.А.Туркином (приложение I).

2.6. Определение технической производительности подъема по уборке породы при использовании бадей БКС следует производить, руководствуясь формулами, указанными в приложении I. Для других типов бадей, при наличии телеконтроля и забойного перегружателя необходимо руководствоваться расчетом, приведенным в приложении 2.

2.7. Номинальную скорость движения подъемного сосуда следует принимать, ориентируясь на техническую характеристику передвигаемой подъемной установки и глубину ствола. Для стационарно устанавливаемых подъемных установок скорость движения сосуда: следует принимать равной: 2-3 м/с - при кр. глубине ствола до 300 м; 3 - 7 м/с - при глубине 300-700 м; 6- 8 м/с - при глубине 700-900 м; на стволах глубиной 900 м и более допускается применение скорости до 12 м/с. Рекомендуемые границы скоростей приняты с учетом выполнения нормативных темпов проходки ствола и оптимальных условий использования подъемных установок, а также влияния на производительность подъемной установки времени маневров и загрузки бадей. При необходимости иметь более высокие темпы проходки ствола скорость движения сосуда рассчитывается индивидуально.

2.8. Длительность маневровых процессов и пауз в течение цикла выдачи бадей из забоя, продолжительность работы двигателя подъемной машины на предварительной и маневровых ступенях, а также в режиме динамического торможения следует принимать в соответствии с табл. П.2.7.9, П.2.7.10 и П.2.7.11 в зависимости от типоразмера бадей, типа оборудования для загрузки и разгрузки и организации работ.

2.9. При работе без переенки бадей в забое длительность загрузки бадей следует принимать в зависимости от её вместимости

и применяемых погрузочных средств согласно рис. П.181 или табл.П.2.7.3.

2.10. При работе с перцепкой бады в забое длительность перцепки определяется в зависимости от вместимости бады :  
10-20 с - для бады вместимостью 1-2 м<sup>3</sup> и 30-40 с - для бады вместимостью 3-5 м<sup>3</sup>.

2.11. При использовании забойного перегружателя типа ЗП-КС продолжительность загрузки бады следует принимать 25 с.

2.12. При расчёте электрической части проходческой подъёмной машины следует :

1) в качестве электропривода, как правило, принимать асинхронный двигатель с фазным ротором и релейно-контакторное управление ;

2) при эквивалентной мощности до 800 кВт следует принимать однодвигательный привод ;

3) при эквивалентной мощности свыше 1250 кВт следует применять двухдвигательный привод ;

4) при эквивалентной мощности от 800 до 1250 кВт возможно применение однодвигательного или двухдвигательного привода ;

5) как основную принимать схему соединения роторных сопротивлений в звезду. Иные схемы могут быть допущены при малом влиянии времени маневров на нагрев роторных сопротивлений ;

6) расчёт роторных сопротивлений и мощности двигателя следует производить с учётом режима работы проходческих установок (см. приложение 2).

2.13. После выбора машины, двигателя и редуктора должны быть выполнены проверки величины концевой нагрузки по режиму предохранительного торможения.

2.14. Окончательный выбор машины, редуктора, двигателя и величины концевой или нагрузки должен производиться с учётом требований, изложенных в пунктах 2.4, 2.5, 2.6 и 2.13.

## ЦИКЛ ПРОХОДЧЕСКИЙ

Методика расчёта длительности составляющих

## ПРИЛОЖЕНИЕ I

## П.1.1. ОБЪЕМ ПОСЛЕДЕНИЯ

В настоящем приложении приводится методика расчёта длительности составляющих проходческого цикла и скорости проходки ствола. Расчёт продолжительности проходческого цикла производится в зависимости от конкретных горнотехнических условий и режима горнопроходческих работ, оптимальные параметры которого должны обеспечивать наименьшие затраты времени на проходку I м ствола.

Методика разработана канд. техн. наук Р.А. Гирьяном.

## П.1.2. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

### П.1.2.1. Количество шпуров

$$N = 12,7 \frac{q S_{\text{шп}} \cdot \tau}{\gamma d^2 \rho}, \text{ шт} \quad (\text{П.1.1})$$

- где  $q$  - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $S_{\text{шп}}$  - площадь сечения выработки в проходке, м<sup>2</sup>;  
 $\tau$  - коэффициент использования шпуров;  
 $\gamma$  - коэффициент заполнения шпуров;  
 $d$  - диаметр патрона ВВ, мм;  
 $\rho$  - правиметрическая плотность ВВ, г/см<sup>3</sup>.

### П.1.2.2. Продолжительность работ по обуриганию забоя

$$T_{\text{шп}} = \frac{N}{L_{\text{шп}} M_{\text{шп}}} \left( \frac{\ell}{V_{\text{ср}}} \cdot t_{\text{ср}} \right), \text{ мин} \quad (\text{П.1.2})$$

где  $N$  - количество шпуров, принимается согласно паспорту буровзрывных работ (БВР) или определяется по формуле

(П. I. I);

$\alpha_{\text{БМ}}$  - коэффициент одновременности работы бурильных машин; для бурильных молотков  $\alpha_{\text{БМ}} = 0,85$ ; для бурильных установок  $\alpha_{\text{БМ}} = 0,75$ ;

$M_{\text{БМ}}$  - количество работающих машин, шт.

При использовании ручных бурильных молотков удельная площадь забоя, приходящаяся на один бурильный молоток, принимается из расчета

$$S_{\text{БМ}}^{\text{уд}} \leq 4,5 \text{ м}^2;$$

$l$  - глубина шпура, м;

$V_{\text{СР}}^{\text{max}}$  - средняя техническая скорость бурения, м/мин;

$$V_{\text{СР}}^{\text{max}} = V_0^{\text{max}} K_{\text{СР. Бур.}}, \quad (\text{П. I. 3})$$

где  $V_0^{\text{max}}$  - начальная техническая скорость бурения, м/мин.

(табл. П. I. 8. I);

$K_{\text{СР. Бур.}}$  - коэффициент средней скорости бурения, (табл. П. I. 8. 2);

$t_{\text{СР. Бур.}}$  - средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура, мин, (табл. П. I. 8. 3).

П. I. 2. 3. Продолжительность заряжания и взрывания шпуров

$$T_{\text{Зар}} = \frac{N t_{\text{Зар}}}{\alpha_{\text{Зар}} M_{\text{Зар}}}, \text{ мин}, \quad (\text{П. I. 4})$$

где  $\alpha_{\text{Зар}}$  - коэффициент средней численности заряжающих (по данным практики следует принимать  $\alpha_{\text{Зар}} = 0,8$ );

$M_{\text{Зар}}$  - количество проходчиков, занятых на заряжании,

$$M_{\text{Зар}} = \frac{S_{\text{пр}}}{S_{\text{Зар}}} \leq 8 \text{ чел.},$$

$S_{з.ср}$  - удельная площадь забоя на одного заряжающего,

$$S_{з.ср} \geq 5,0 \text{ м}^2$$

$T_{з.ср}$  - время заряжания одного шпура, включая монтаж электросети,

$$T_{з.ср} = 4 + 1,1t, \text{ мин}$$

П.1.2.4. Общая длительность буровзрывных работ

$$T_{всг} = T_{з.ср} + T_{з.ср} + T_{п.з}, \text{ ч}, \quad (\text{П.1.5})$$

где  $T_{п.з}$  - суммарные затраты времени на все подготовительно-заключительные операции при буровзрывных работах (табл. П.1.3.4).

П.1.2.5. Удельная продолжительность буровзрывных работ на 1 м продвижения забоя

$$T_{всг}^{уд} = \frac{T_{всг}}{L} \text{ ч/м} \quad (\text{П.1.6})$$

П.1.2.6. Выбор оборудования для буровзрывных работ производится по величине минимальных затрат времени на бурение.

### П.1.3. ПОГРУЗКА ГОРНОЙ МАССЫ В БАДЫ БЭС

П.1.3.1. Продолжительность первой фазы уборки породы

$$T_{уб}^{1-я} = \frac{K_p S_{п.к} (L - h_{2-я})}{P_{уб}^{max} K_{уб}^{ср}}, \text{ ч} \quad (\text{П.1.7})$$

где  $K_p$  - коэффициент разрыхления породы ( $K_p = 1,8-2,0$ );

$h_{2-я}$  - высота слоя породы во второй фазе уборки, м

(табл. П.1.3.5);

$P_{уб}^{max}$  - максимально возможная производительность уборки породы, м<sup>3</sup>/ч ;

при работе с перцепкой бады в забое :

если  $P_{\text{под.}} < P_{\text{погр.}}$  ,

$$\text{то } P_{\text{уб.}}^{\text{max}} = P_{\text{под.}} = 3600 Q_{\text{б}} \sum_{i=1}^m \frac{1}{T_{\text{под.}}^i} , \text{ м}^3/\text{ч} ; \quad (\text{П.1.8})$$

если  $P_{\text{под.}} > P_{\text{погр.}}$

$$\text{то } P_{\text{уб.}} = P_{\text{погр.}} = 3600 Q_{\text{б}} \frac{1}{T_{\text{погр.}}} , \text{ м}^3/\text{ч} ; \quad (\text{П.1.9})$$

при работе без перцепки бады в забое

$$P_{\text{уб.}}^{\text{max}} = \sum_{i=1}^m \frac{3600 Q_{\text{б}}}{T_{\text{под.}}^i + T_{\text{погр.}} - 50} , \text{ м}^3/\text{ч} , \quad (\text{П.1.10})$$

где  $P_{\text{под.}}$  - производительность подъёмных установок,  $\text{м}^3/\text{ч}$  ;

$P_{\text{погр.}}$  - производительность средств погрузки,  $\text{м}^3/\text{ч}$  ;

$Q_{\text{б}}$  - вместимость бады,  $\text{м}^3$  ;

$m$  - количество подъёмных установок, шт ;

$T_{\text{под.}}^i$  - продолжительность полного цикла подъёма, с ,

(табл. П.1.8.б) ;

$T_{\text{погр.}}$  - продолжительность погрузки бады, с, (рис. П.1.8.1) ;

$K_{\text{1ф}}^{\text{ср}}$  - коэффициент средней производительности погрузочно-подъёмного оборудования в первой фазе уборки породы:

при работе без перцепки  $K_{\text{1ф}}^{\text{ср}} = 0,85 - 0,9$  ;

при работе с перцепкой

$K_{\text{1ф}}^{\text{ср}} = 0,7 - 0,75$ , если  $P_{\text{под.}} \geq P_{\text{погр.}}$  ;

$K_{\text{1ф}}^{\text{ср}} = 0,75 - 0,85$ , если  $P_{\text{под.}} = 1,0 - 0,7 P_{\text{погр.}}$  ;

$K_{\text{1ф}}^{\text{ср}} = 0,85 - 0,9$ , если  $P_{\text{под.}} \leq 0,7 P_{\text{погр.}}$

П.1.3.2. Продолжительность второй фазы уборки породы

$$T_{уб}^{2ф} = \frac{K_p S_{пр} h_{2ф}}{M_{уб} P_{2ф}}, \text{ ч.} \quad (\text{П. I. 11})$$

где  $M_{уб}$  – число проходчиков в забое, занятых на уборке породы;  
 $P_{2ф}$  – средняя производительность труда одного проходчика  
 во второй фазе, м<sup>3</sup>/час, (табл. П. I. 8.7).

П. I. 3.3. Полная продолжительность процесса уборки породы  
 в проходческом цикле

$$T_{уб} = T_{уб}^{1ф} + T_{уб}^{2ф} + T_{всп.}, \text{ ч} \quad (\text{П. I. 12})$$

где  $T_{всп.}$  – продолжительность вспомогательных операций на пере-  
 становку погрузочных машин в процессе работы и пере-  
 смену бригад (при нормальной организации работ

$$T_{всп.} = 0,5 - 1,0 \tau), \tau.$$

П. I. 3.4. Удельная продолжительность породопогрузочного  
 процесса на I м подвигания забоя

$$T_{уб.уд.} = \frac{T_{уб.}}{L}, \text{ ч/м.} \quad (\text{П. I. 13})$$

П. I. 3.5. Выбор погрузочных машин осуществляется на основа-  
 нии комплексного учёта всех параметров породопогрузочного процес-  
 са и проходческого цикла в целом с учётом принятой технологичес-  
 кой схемы проходки ствола, его оснащения, а также заданных тем-  
 пов работ.

#### П. I. 4. ВОЗВЕДЕНИЕ ПОСТОЯННОЙ КРЕПИ

П. I. 4.1. При креплении ствола монолитным бетоном с помощью

призобойных передвижных опалубок общая продолжительность процесса крепления определяется по формуле

$$T_{кр} = \frac{Q}{g_{бет}} h_{оп} + t_{кр}^{н.з.}, \text{ ч.}, \quad (\text{П. I. 14})$$

где  $Q$  - объём бетона на I м ствола с учётом переборов породы, м<sup>3</sup>;

$g_{бет}$  - суммарная производительность подачи бетона по трубам, м<sup>3</sup>/час, (табл. П. I. 8.8);

$h_{оп}$  - рабочая высота опалубки, м;

$t_{кр}^{н.з.}$  - продолжительность подготовительно-заключительных операций при креплении, ч. (табл. П. I. 8.9).

П. I. 4.2. При совмещении уборки породы и крепления ствола несовмещённая длительность процесса крепления определяется по формуле

$$T_{кр}^{н} = \frac{Q}{g_{бет}} h_{н} + t_{кр}^{н.з.}, \text{ ч.}, \quad (\text{П. I. 15})$$

где  $h_{н}$  - несовмещённая с уборкой породы высота укладки бетона, м.

П. I. 4.3. Удельная крейхадителъивезь продолжительность крепления I м ствола ( без учета совмещения с уборкой породы)

$$T_{кр}^{уд} = \frac{T_{кр}}{h_{оп}}, \text{ ч/м}, \quad (\text{П. I. 16})$$

П. I. 4.4. Удельная продолжительность крепления I м ствола (с учётом совмещения с уборкой породы)

$$T_{кр}^{уд.н} = \frac{T_{кр}^{н}}{h_{оп}}, \text{ ч/м} \quad (\text{П. I. 17})$$

### П.1.5. МОНТАЖ И НАРАЩИВАНИЕ ТРУБОПРОВОДОВ В СТВОЛЕ

Удельные затраты несовместимого времени по монтажу и наращиванию трубопроводов

$$T_{тр.н.}^{уд} = \sum_{i=1}^n \frac{T_{тр.н.}^{нес.}}{h_{тр.н.}}, \text{ ч/м}, \quad (\text{П.1.18})$$

где  $T_{тр.н.}^{нес.}$  - несовместимая продолжительность наращивания одного звена труб, ч ;

$h_{тр.н.}$  - длина звена наращиваемых труб, м.

По обобщенным данным практики, удельные затраты несовместимого времени по монтажу и наращиванию трубопроводов при жесткой подвеске трубопроводов составляет 0,5- 1,0 ч/м, а при канальной - 0,1-0,2 ч/м.

### П.1.6. УДЕЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ ВРЕМЕНИ НА 1 МЕТР ПРОХОДКИ СТВОЛА С УЧЕТОМ НЕУСТРАНИМЫХ ПОТЕРЬ

$$T_{ч}^{уд} = (T_{обр}^{уд} + T_{пр}^{уд} + T_{об}^{уд} + T_{тр.н.}^{уд}) K_{пр.}, \text{ ч/м} \quad (\text{П.1.19})$$

где  $K_{пр.}$  - коэффициент потерь рабочего времени на простои и ремонтные операции (  $K_{пр.} = 1,15$ ).

### П.1.7. РАСЧЕТНЫЕ ТЕМПЫ ПРОХОДКИ СТВОЛА

#### П.1.7.1. Суточные

$$V_{пр}^c = \frac{24}{T_{ч}^{уд}}, \text{ м/сут} \quad (\text{П.1.20})$$

## П.1.7.2. Месячные

$$V_{пр}^{\omega} = \frac{24 n_{дн}}{T_{ч}}, \quad \text{м/мес.} \quad (\text{П.1.21})$$

где  $n_{дн}$  — количество рабочих дней в месяце.

## П.1.8. ИНФОРМАЦИОННО-СПРАВЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Таблица П.1.8.1

Выбор начальной технической скорости бурения

Крепость пород, f	Коэффициент начальной технической скорости бурения, м/мин. для машин типа		
	ПР-30 л.с.	ПР-24 л.с.	БУЭС
3+5	0,38+0,42	0,47+0,52	1,4+2,0
7-10	0,22+0,26	0,28+0,32	0,8+1,2
12+16	0,11+0,13	0,14+0,16	0,5+0,7

Примечание: Коронка диаметром 52 мм, давление сжатого воздуха 6 атм.

Таблица П.1.8.2

Изменение средней скорости бурения шпуров

Глубина шпура, м	Коэффициент средней скорости бурения шпуров	
	Ручные молотки	Бурильные установки
1	1,00	1,00
2	0,92	0,97
3	0,85	0,93
4	0,77	0,90
5	0,70	0,86

Таблица П. I. 8.3

Продолжительность вспомогательных операций при бурении шпуров

Глубина шпура, м	Продолжительность вспомогательных операций на 1 шпур, мин	
	Ручные молотки	Бурильные установки
1	3,0	2,5
2	5,0	3,0
3	7,0	3,5
4	9,0	4,0
5	11,0	4,5

Таблица П. I. 8.4

Продолжительность подготовительно-заключительных операций для буровзрывных работ

наименование операций	Длительность, мин
Спуск, подсоединение и выдача бурового оборудования:	
1) для ручных молотков	10-25
2) для бурильных установок	40-60
Спуск, выгрузка БВ и забоска	10-15
Подъём оборудования на верньеробезопасную высоту и въезд сиены:	
1) для ручных грузчиков	10-15
2) для погрузочных агрегатов	15-20
Проветривание	15-30
Спуск оборудования и приведение ствола в безопасное состояние	20-30
Суммарные затраты времени на все операции	65-155

Таблица П. I. 8. 5

Высота слоя породы во второй фазе уборки породы

Тип погрузочной машины	Высотимость грейфера, м <sup>3</sup>	Высота слоя породы, (в челике), м
КС-3	0,14	0,20
КС-27	0,60	0,30
КС-1м	1,00	0,45

Таблица П. I. 8. 6

Определение длительности цикла выдачи бадьи из забоя

Количество пошков в строле	Продолжительность полного цикла выдачи бадьи подъемной установкой, с	
	одноконцевой	двухконцевой
Один	$\tilde{t}_{\text{под}}^I = \frac{2H - 37}{V_{\text{под}}} +$	$\tilde{t}_{\text{под}}^I = \frac{H - 27}{V_{\text{под}}} +$
	$+ 2,6 V_{\text{под}} + 144$	$+ 1,3 V_{\text{под}} + 116$
Два	$\tilde{t}_{\text{под}}^{II} = \frac{2H - 177}{V_{\text{под}}} +$	$\tilde{t}_{\text{под}}^{II} = \frac{H - 107}{V_{\text{под}}} +$
	$+ 2,6 V_{\text{под}} + 194$	$+ 1,3 V_{\text{под}} + 166$

Таблица П.1.3.7

Производительность труда проходчиков во второй фазе уборки породн

Коэффициент крепости пород.	Производительность труда одного проходчика, м <sup>3</sup> /час (порода в разрыхленном состоянии) при использовании	
	лопат	пневмомонитора
3 - 6	1,4 - 1,8	3,2 - 4,8
7 + 10	1,0 - 1,4	2,0 - 3,0
12 + 16	0,6 - 1,0	1,0 - 1,8

Таблица П.1.8.8

Производительность подачи бетона

Количество трубопроводов шт.	Суммарная производительность подачи бетона по трубопроводам, м <sup>3</sup> /час (при доставке автосамосвалами)	
1	6+8	12 + 15
2	12+16	24 + 30

Таблица П.1.8.9

Продолжительность подготовительно-заключительных операций при постоянной креплении (на одну заходку)

Наименование операции	Продолжительность выполнения, ч
Разравнивание породн в забое для установки спайубки	0,5 + 1,5
Раскрытие створок, отрыв, спуск и центровка спайубки, включая подготовку и заключительные операции	1,5 + 2,5
Выдерка бетона при оседании крепления с откосов породн	1,0

КОМПЛЕКС ПОДЪЕМНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Методика расчёта основных параметров

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

## П.2.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В настоящем приложении приводится методика <sup>расчета</sup> основных параметров комплекса подъемного оборудования для выдачи породы при проходе вертикальных стволов шахт.

Данную методику рекомендуется использовать при сооружении вертикальных стволов:

глубина от 200 до 1500 м и диаметр от 4 до 9 м

Высота подъема - от 55 до 1500 м ;

средняя крепость пересекаемых пород - от 3 до 15 единиц по шкале Протодыконова ;

приток воды - не более 8 м<sup>3</sup>/час ;

схема проходки ствола - совмещенная с одним подвесным полком.

Предлагаемая методика позволяет определять требуемую и фактическую производительность и проводить выбор параметров подъемного комплекса в зависимости от необходимой скорости проходки и характеристики ствола с учетом реальных затрат времени на операции проходческого цикла и выдачу бады из забоя.

Методика разработана инж. Кузнецовым В.В.

## П.2.2. РАСЧЕТ НЕОБХОДИМОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК И ВЫБОР ТИПОРАЗМЕРА БАДЕЙ

П.2.2.1. Уборка пород. Возможная длительность уборки по проходческой подъемной установкой в течение проходческого цикла

$$T_{уб} = \frac{24 n_{дн} \ell}{V_{пр}} (T_{уб.с.к.} + T_{уб.с.д.} + T_{уб.с.л.} + T_{уб.с.п.} + T_{уб.с.т.}) \quad (П.2.2.1)$$

где  $n_{дн}$  - количество рабочих дней в месяце ;

$l$  - продвижение забоя за цикл, м;

$V_{пр}$  - требуемая скорость проходки ствола (принимается в соответствии с техническим заданием на разработку проекта), м/мес.;

$T_{бвр}$ ,  $T_{кр}$ ,  $T_{гр}$ ,  $T_{всп}$ ,  $t_{уб.з.}$  - соответственно длительности буровзрывных работ, крепления, нарезания трубопроводов, ремонтных работ, операций по перестановке погрузочной машины, принимается согласно приложению 1.

В случае, если расчёт составляющих проходческого цикла не производится для ориентировочного определения возможной длительности уборки породы, рекомендуется пользоваться эмпирической формулой

$$T_{уб} = \frac{(96 n_{уб} - \pi(D + 2\Delta)^2 t_{уб.в.} V_{пр}) l}{4 V_{пр}}, \text{ ч.} \quad (\text{п. 2.2.2})$$

где  $D$  - диаметр ствола, м;

$\Delta$  - толщина крепи, м;

$t_{уб.в.}$  - удельная длительность операции, несовмещённых с уборкой породы, ч/м<sup>3</sup>;

$$t_{уб.в.} = 0,45 - [0,03(D + 2\Delta) + 0,0007 V_{пр} + 0,012 l], \quad (\text{п. 2.2.2})$$

П.2.2.2. Необходимая производительность подъёмных устройств

$$q = \frac{0,83(D + 2\Delta) l K_{пр}}{T_{уб}}, \text{ м}^3/\text{ч} \text{ (в целых)} \quad (\text{п. 2.2.2})$$

где  $K_{пр}$  - коэффициент запаса производительности, ( $K_{пр} = 1,2 \div 1,3$ ).

### П.2.2.3. Скорость подъёма бады.

Выбор максимальной скорости подъёма бады производится в зависимости от максимальной глубины подъёма согласно разделу 2.7.

### П.2.2.4. Необходимая суммарная вместимость бадей

$$\sum_{i=1}^m Q_{\text{бд}}^{\text{тр}} = \frac{\left( \frac{0,6 K_c H_{\text{ст}} - 110}{V_{\text{под}}} + 2,9 K_c V_{\text{под}} + t'_{\text{мон}} \right) 2n}{\left( \frac{3600n K_{\text{зан}}}{q K_p} - V_{\text{загр}} K_{\text{кр}} \right) K_c}, \text{ м}^3, \quad (\text{П.2.2.5})$$

где  $m$  – количество бадей в поперечном сечении ствола, шт.;

$Q_{\text{бд}}^{\text{тр}}$  – необходимая вместимость одной бады, м<sup>3</sup>;

$K_c$  – коэффициент, учитывающий систему подъёма ( $K_c = 1$  – для двухконцевой системы подъёма;  $K_c = 2$  – одноконцевой);

$H_{\text{ст}}$  – проектная глубина ствола, м;

$V_{\text{под}}$  – максимальная скорость подъёма бады, м/с;

$t'_{\text{мон}}$  – средняя норма времени на длительность маневровых операций, с, (табл. П.2.7.1 и П.2.7.2);

$V_{\text{загр}}$  – норма времени на загрузку 1 м<sup>3</sup> вместимости бады, с, (табл. П.2.7.3);

$n$  – количество подъёмных установок, используемых для уборки породы, шт.;

$K_{\text{зан}}$  – коэффициент заполнения бады ( $K_1 = 0,92-0,95$ );

$K_p$  – коэффициент разрыхления породы ( $K_2 = 1,8-2,0$ );

$K_{\text{кр}}$  – коэффициент, учитывающий крепость породы, (табл. П.2.7.3);

### П.2.2.5. Выбор типоразмера бадей.

По величине необходимой суммарной вместимости подъёмных сосудов производится выбор количества и типоразмера бадей так,

чтобы их суммарная вместимость была не меньше рассчитанной по формуле (П.2.2.5). Следует отметить, что при расчёте по этой формуле значение  $V_{загр} = 0$  при работе с перещёлкой бадей или использовании забойного перегружателя типа ЗП-КС.

Принятые типоразмеры бадей необходимо проверить по условию размещения их в поперечном сечении ствола (табл. П.2.7.4 и П.2.7.5).

### П.2.3. РАСЧЁТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И ВЫБОР ТИПА ПОДЪЁМНОЙ МАШИНЫ

Расчёт основных параметров и выбор типа подъёмной машины осуществляется в зависимости от схемы оснащения ствола подъёмным оборудованием.

П.2.3.1. Использование временных передвижных подъёмных установок.

П.2.3.1.1. Выбор типа подъёмной машины.

По таблице П.2.7.6 для принятого типоразмера бадей производится выбор типа передвижной подъёмной машины так, чтобы выполнялось условие

$$H_{под}^{max} \geq H_{под} \quad (\text{П.2.3.1})$$

где  $H_{под}^{max}$  - максимальная высота подъёма, допускаемая технической характеристикой передвижной подъёмной машины, м ;

$H_{под}$  - необходимая высота подъёма по условию оснащения ствола, м.

П.2.3.1.2. Расчёт основных параметров.

Основные параметры передвижной подъёмной установки принимаются по табл. П.2.7.7 в зависимости от типа машины.

### П.2.3.2. Использование временных стационарно устанавливаемых подъемных установок

#### П.2.3.2.1. Выбор диаметра каната по условию обеспечения необходимого запаса прочности

Расчётное значение массы  $I$  м каната

$$p' = \frac{100 P_k}{\frac{100 K_z}{j_0 m} - (H_{\text{под}} + h_k)}, \text{ кг}, \quad (\text{П.2.3.2})$$

где  $P_k$  - средняя конусная нагрузка, кН, (табл. П.2.7.4);

$K_z$  - временное сопротивление разрыву проволоки каната при растяжении,  $K_z = 14 \cdot 10^5 + 18 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$ ;

$j_0$  - условная плотность каната. Для канатов по ГОСТу 10506-76  $j_0 = 87 \cdot 10^2 \text{ кг/м}^3$ ; для канатов по ГОСТу 16328-81  $j_0 = 94 \cdot 10^2 \text{ кг/м}^3$ ;

$m$  - запас прочности каната,  $m = 7,5$ ;

$h_k$  - высота от нулевой площадки до оси копровых шкивов, м.

По величине массы  $I$  м каната для различных значений временного сопротивления разрыву проволоки выбираются стандартные значения диаметра так, чтобы выполнялось условие

$$p' \leq p, \quad (\text{П.2.3.3})$$

где  $p$  - табличное значение массы  $I$  м каната, кг/м.

Выбранный канат проверяется на запас прочности:

при высоте подъёма меньше или равной 600 м

$$\frac{P_z}{P_k + 0,01 p (H_{\text{под}} + h_k)} \geq 7,5; \quad (\text{П.2.3.4})$$

при высоте подъёма больше 600 м

$$\frac{P_z}{P_k} \geq 10,0. \quad (\text{П.2.3.5})$$

где  $P_2$  - суммарное разрывное усилие тросов проволочек каната, кН.

Окончательно принимается канат с меньшим диаметром, а при одинаковых диаметрах - с меньшим значением временного сопротивления для разрыву проволочек каната.

#### П.2.3.2.2. Выбор прицепного устройства.

Выбор прицепного устройства производится по весу бады с грузом, диаметру и типу каната.

Для канатов по ГОСТу 16323-81 необходимо применять прицепное устройство типа УПД, а для канатов по ГОСТу 10506-76 - УПЗ. По табл. П.2.7.5 производится выбор прицепного устройства в соответствии с диаметром каната так, чтобы его грузоподъемность была не меньше веса бады с грузом.

#### П.2.3.2.3. Определение фактического запаса прочности каната.

Фактическая концевая нагрузка на канат

$$P_k^{\text{ф}} = P_2 + 10j_n Q_2 + 10 \left( Q_2 - \frac{Q_2}{K_{\text{зап}}} \right) j_n K_{\text{зап}} + P_{\text{пр}} + P_{\text{н.р}}, \text{ кН}, \quad (\text{П.2.3.6})$$

где  $P_2$  - вес порочной бады, кН, (табл. П.2.7.4);

$j_n$  - плотность поднимаемой породы в разрыхленном состоянии,  $j_n = 1,4-1,6 \text{ т/м}^3$ ;

$Q_2$  - вместимость бады,  $\text{м}^3$ ;

$j_n$  - плотность пухляк,  $j_n = 1,0-1,1 \text{ т/м}^3$ ;

$K_{\text{зап}}$  - коэффициент влияния хвостика заполнения пустот в загруженной баде пухляк,  $K_{\text{зап}} = 0,4-0,6$ ;

$P_{\text{пр}}$  - вес прицепного устройства, кН, (табл. П.2.7.5);

$P_{\text{н.р}}$  - вес направляющей рачки, кН, (табл. П.2.7.4).

Для стволов глубиной  $H_n \leq 600 \text{ м}$  запас прочности определяется для конечной высоты подъема. При этом должно выполняться

условие

$$m_{\text{оп}} = \frac{P_s}{P_k^{\text{ф}} + 0,01\rho(H_{\text{под}} + h_k)} \geq 7,5 \quad (\text{п.2.3.7})$$

Для стволов глубиной  $H_{\text{пр}} \geq 500$  м запас прочности определяется для высоты подъёма равной 500 м и конечной.

Для высоты подъёма равной 600 м должно выполняться условие

$$m_{\text{оп}} = \frac{P_s}{P_k^{\text{ф}} + 0,01\rho(600 + h_k)} \geq 7,5 \quad (\text{п.2.3.8})$$

Для конечной глубины подъёма, должно выполняться следующее условие

$$m_{\text{оп}} = \frac{P_s}{P_k^{\text{ф}} + 0,01\rho(H_{\text{под}} + h_k)} \geq 5,0 \quad (\text{п.2.3.9})$$

Если указанные условия не выполняются, то необходимо принять следующий больший диаметр каната, выбрать для него типоразмер прицепного устройства и определить фактический запас прочности каната.

#### п.2.3.2.4. Выбор типа подъёмной машины

необходимое наибольшее статическое натяжение (разность статических натяжений) каната:

статическое натяжение каната

$$P_{\text{ст}}^{\text{р}} = P_s + 10j_n Q_s + 10\left(Q_s - \frac{Q_s}{K_{\text{ред}}}\right) j_{\text{в}} K_{\text{эл}} + P_{\text{м.р.}} + P_{\text{пр}} + 0,01\rho(H_{\text{под}} + h_k), \text{ кН} \quad (\text{п.2.3.10})$$

разность статических натяжений каната

$$P_{\text{ст}}^{\text{р}} = 10j_n Q_s + 10\left(Q_s - \frac{Q_s}{K_{\text{ред}}}\right) j_{\text{в}} K_{\text{эл}} + 0,01\rho(H_{\text{под}} + h_k), \text{ кН} \quad (\text{п.2.3.11})$$

Выбор подъемной машины производится так, чтобы выполнялось условие:

для одноконцевой подъемной установки

$$P_{cm}^T \geq P_{cm}^p, \text{ кН} \quad (\text{П.2.3.12})$$

для двухконцевой подъемной установки дополнительно ещё

$$P_{pmz}^T \geq P_{pmz}^p, \text{ кН} \quad (\text{П.2.3.13})$$

где  $P_{cm}^T (P_{pmz}^T)$  - допустимое техническое характеристикай подъемной машины наибольшее статическое натяжение (разность статических натяжений) каната, кН.

При выборе типа подъемной машины необходимо учитывать, что при одноконцевой системе подъема возможно использование однобарабанных подъемных машин или, как исключение, двухбарабанных, а при двухконцевой - только двухбарабанных.

Проверка выбранной подъемной машины по диаметру барабана производится по условиям:

подъемные установки используются только для проходки ствола

$$\text{канаты по ГОСТу 10506-76 } D_s \geq 0,06 d_k, \text{ м} \quad (\text{П.2.3.14})$$

$$\text{канаты по ГОСТу 16828-81 } D_s \geq 0,06 d_k, \text{ м} \quad (\text{П.2.3.15})$$

подъемные установки используются для проходки ствола и

горизонтальных выработок

$$\text{канаты по ГОСТу 10506-76 } D_s \geq 0,1 d_k, \text{ м} \quad (\text{П.2.3.16})$$

$$\text{канаты по ГОСТу 16828-81 } D_s \geq 0,079 d_k, \text{ м} \quad (\text{П.2.3.17})$$

Если указанное условие не выполняется, то принимается следующий типоразмер подъемной машины с большим диаметром барабана.

Проверка выбранной подъемной машины по ширине барабана производится по формуле

$$B_s^* = \frac{(H_{max} \cdot h_k + 18,84 [A + W^2 (m_{cm}^2 - 1) d_k] \cdot 30) (10^{-3} d_k + 0,003)}{3H [D_s + 10^3 (m_{cm}^2 - 1) d_k] m_{cm}^2} \leq B_c^T \quad (\text{П.2.3.18})$$

где  $B'_s (B'_s)$  - ширина барабана (соответственно расчётное и стандартное значение), м;

$m_{сн}^0$  -пустимое количество словъ навивки каната на барабан ;

$d_k$  - диаметр каната, мм;

Если указанное условие не выполняется, то принимается следующий больший типоразмер подъёмной машины. При расчёте по формуле (П.2.3.15) следует иметь ввиду, что при прокладке ствлов допускаются: трёхслойная навивка для машин типа Ц;

двухслойная навивка для машин типа ЦД и ЦР (за исключением машин типа ЦДх2,9, для которой разрешена только однослойная навивка).

Для принятых подъёмных машин определяется фактическое число словъ навивки каната на барабан

$$m_{сн}^ф = \frac{B'_s}{B_s} m_{сн}^0 \quad (\text{П.2.3.19})$$

Полученный результат округляется до ближайшего целого числа в большую сторону.

#### П.2.3.2.5. Выбор типоразмера шкива.

Выбор типоразмера шкива производится по соответствующим таблицам так, чтобы выполнялось условие

$$\text{канаты ГОСТ 10506-76 } \mathcal{D}_{шк} \geq 0,1 d_k, \text{ м} \quad (\text{П.2.3.20})$$

$$\text{канаты ГОСТ 16828-81 } \mathcal{D}_{шк} \geq 0,079 d_k, \text{ м} \quad (\text{П.2.3.21})$$

где  $\mathcal{D}_{шк}$  - диаметр шкива, м.

#### П.2.3.3. Использование постоянных подъёмных машин

##### П.2.3.3.1. Выбор типоразмера бады

По табл. П.2.7.4. и П.2.7.5 производится выбор количества и типоразмера бадей по условию размещения их в поперечном сечении

ствала.

П.2.3.3.2. Выбор параметров подъемной установки для бадей, которые удовлетворяют условию разметения в поперечном сечении ствола, выбирается диаметр каната, типоразмер прицепного устройства и производится определение запаса прочности каната.

#### П.2.3.3. Проверка выбора бадей

Проверка выбора бадей производится по наибольшему допустимому статическому натяжению каната (разность статических натяжений) заданной подъемной машины:

для одноконцевой подъемной установки

$$P_{ст}^r = P_{ст}^l \quad (П.2.3.22)$$

для двухконцевой подъемной установки дополнительно ещё

$$P_{низ}^r \leq P_{на}^l \quad (П.2.3.23)$$

Если указанное условие не выполняется для принятых бадей, то выбираются бадьи с максимальной вместимостью, которые удовлетворяют этому условию.

#### П.2.3.3.4. Проверка подъемной машины по канатобъемности барабана

Проверка канатобъемности барабана подъемной машины производится по формуле

$$\frac{(n_{вз} + h_{в} + 18,84 \rho_{с} + 30)(10^3 d_{к} + 0,003)}{3,14 \lambda_{с} B_{с}} \leq m_{с}^0 \quad (П.2.3.24)$$

Если условие не выполняется, то последовательно принимаются следующие меньшие диаметры каната по ГОСТу 10926-76 или 10926-81 и пересчитывается число слоев навивки каната до тех пор, пока не будет выполняться указанное условие. окончательно принимаются

мается полученный диаметр каната.

П.2.3.3.5. Проверка подъемной машины по концевой нагрузке

Для полученного в П.2.3.3.5 диаметра каната определяется допустимая концевая нагрузка при запасе прочности каната :

для стволов глубиной  $H_{пр} \leq 600$  м,  $m = 7,5$

$$P_k^* = \frac{P_k - 0,075p(H_{под} + h_k)}{7,5}, \text{ кН} \quad (\text{П.2.3.25})$$

для стволов глубиной  $H_{пр} > 600$  м,  $m = 5,0$

$$P_k^* = \frac{P_k - 0,05p(H_{под} + h_k)}{5,0}, \text{ кН} \quad (\text{П.2.3.26})$$

В соответствии с допустимой концевой нагрузкой на канат по табл. П.2.7.4 принимается типоразмер бадьи так, чтобы табличное значение концевой нагрузки было меньше расчетного.

П.2.3.3.6. Выбор прицепа по устройству

По диаметру каната выбирается типоразмер прицепного устройства.

#### П.2.4. РАСЧЁТ МОЩНОСТИ И ВЫБОР ТИПА ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ

П.2.4.1.1. Эффективная мощность двигателя привода с учётом допустимого нагрева

$$N_{эф} = \frac{[Q_k^* + 0,01p(H_{под} + h)]V_{под}}{1,02 \cdot \eta} \sqrt{\frac{0,36t_{пр} + 1,2t_{р.м.н.}}{0,25(t_{м.н} + t_{д.н}) + 0,1t_{р.м.н.}}}$$

$$+t_{\text{э.т.}} + 1,25 \frac{N_{\text{под}} - 55}{V_{\text{под}}} + 35 \quad , \text{кВт} \quad (\text{П.2.4.1})$$

$$+ 0,35 K_{\text{Ф1}} K_{\text{КРБ}} K_{\text{загр}} + 2 \frac{N_{\text{под}} - 55}{V_{\text{под}}} + 20$$

где  $\eta$  - к.п.д. привода подъемной установки, ( $\eta = 0,92-0,95$ );

$t_{\text{р.пр}}$  - нормативная продолжительность работы двигателя на предварительной ступени роторных сопротивлений, с, (табл. П.2.7.9);

$t_{\text{р.ман}}$  - нормативная продолжительность работы двигателя на маховоротной ступени роторных сопротивлений, с, (табл. П.2.7.9);

$t_{\text{э.т.}}$  - нормативная продолжительность работы двигателя в режиме динамического торможения, с, (табл. П.2.7.9);

$t_{\text{м.н}}$  - нормативная продолжительность маневров в нижней части ствола, с, (табл. П.2.7.10);

$t_{\text{м.р}}$  - нормативная продолжительность маневров, связанных с разгрузкой бады, с, (табл. П.2.7.10);

$t_{\text{п.м}}$  - нормативная продолжительность технологических пауз при маневрах, с, (табл. П.2.7.10);

$K_{\text{Ф1}}$  - коэффициент, учитывающий сокращение длительности загрузки бады в первой фазе уборки породы.

П.2.4.2. Минимальная установленная мощность привода

$$N_{\text{уст}} = 1,1 N_{\text{дв}} \quad , \text{кВт} \quad (\text{П.2.4.2})$$

П.2.4.3. Выбор количества двигателей осуществляется исходя

из следующих условий:

1) если  $N_{\text{уст}} \leq 300$  кВт, то принимается однодвигательный привод;

2) если  $800 \leq N_{\text{нст}} \leq 1250$  кВт, то осуществляется проверка подъемной машины на возможность использования двухдвигательного привода. При возможности использования двухдвигательного привода принимаются и рассчитываются два варианта привода: однодвигательный и двухдвигательный. Окончательно принимается тот вариант, который обеспечивает минимальное значение суммарной номинальной мощности двигателей. При невозможности использовать двухдвигательный привод принимается и рассчитывается вариант привода с одним двигателем;

3) если  $N_{\text{нст}} \geq 1250$  кВт, то принимается двухдвигательный привод.

П.2.4.4. В зависимости от количества двигателей и типа подъемной установки принимается типоразмер редуктора.

П.2.4.5. Необходимая синхронная скорость вращения вала двигателя подъемной установки

$$n_s^* = \frac{60 V_{\text{под}} i_p}{\pi D_s} \leq n_{\text{доп}}, \quad \text{об/мин.} \quad (\text{П.2.4.3})$$

где  $i_p$  - передаточное число редуктора;

$n_{\text{доп}}$  - допустимая техническая характеристика подъемной установки скорость вращения вала двигателя.

П.2.4.6. Окончательно принимаем мощность и тип двигателя по данным каталога так, чтобы выполнялись следующие условия:

$$(n_s^* - n_s^p) \rightarrow \text{min} \quad (\text{по абсолютной величине})$$

$$N_{\text{ном}} \geq \frac{N_{\text{нст}}}{\eta_{\text{ред}}}, \quad \text{кВт}, \quad (\text{П.2.4.4})$$

где  $n_s^*$  - синхронная скорость вращения вала двигателя (табличное значение), об/мин;

$N_{\text{ном}}$  - номинальная мощность двигателя;

$n_{э}$  - количество двигателей в электроприводе.

П.2.4.7. Проверка двигателей по перегрузочной способности

Для этого, применительно к уже выбранному типоразмеру двигателя; рассчитывается максимальное и номинальное усилие на обode барабана подъёмной машины.

П.2.4.7.1. Наибольшее среднее усилие на обode барабана в момент разгона бадьи после выхода её из полки (пуск двигателя подъёмной установки)

$$F_{ср} = P_k \cdot 0,0098 \cdot (N_{псд} \cdot h_k) + a M_{пр}, \text{ кН.} \quad (\text{П.2.4.5})$$

где  $a$  - максимальное ускорение бадьи,  $\text{м/с}^2$ ;

$M_{пр}$  - приведенная масса движущихся частей подъёмной установки, кг.

$$M_{пр} = \frac{1}{g} (J_{ш} + J_{р} + J_{ш} + m_{об} l_p^2 J_{об}) +$$

$$+ (P_k + P_{кан}) \frac{1}{g}, \text{ кг,}$$

(П.2.4.6)

где  $g$  - ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ ;

$J_{ш}, J_{р}, J_{ш}, J_{об}$  - соответственно маховые моменты  
подъёмной машины, редуктора, копроовых шкивов, двигателя,  
кН.м;

$P_{кан}$  - вес всего каната, кН.

П.2.4.7.2. Максимальное усилие определяется с учётом диаграммы пуска двигателей в зависимости от соотношения переключаемых моментов электродвигателя по формуле

$$F_{max} = F_{ср} \frac{2\lambda}{1+\lambda}, \text{ кН,} \quad (\text{П.2.4.7})$$

где  $\lambda$  - коэффициент переключения при пуске электродвигателя.

Для подавляющего большинства двигателей шахтных подъемных установок  $\lambda = 1,7+1,8$ . Учитывая это

$$F_{ср} = (1,25 + 1,30) F_{ср} \quad , \text{ кН} \quad (\text{П.2.4.8})$$

П.2.4.7.3. Номинальное усилие электродвигателя

$$F_{ном} = \frac{1,02 N_{ном} \eta_{дв}}{V_{гид}} \quad , \text{ кН} \quad (\text{П.2.4.9})$$

П.2.4.7.4. В случае правильного выбора двигателя должно обеспечиваться условие

$$\frac{F_{max}}{F_{ном}} \leq \beta \quad , \quad (\text{П.2.4.10})$$

где  $\beta$  - перегрузочная способность двигателя; принимается по каталогу.

П.2.4.8. Фактическая скорость подъема бады

Фактическая скорость подъема определяется по формуле

$$V_{ф} = \frac{\eta \mathcal{D}_s n_n}{60 i_p} \quad , \text{ м/с.} \quad (\text{П.2.4.11})$$

где  $n_n$  - номинальная скорость вращения вала электродвигателя, об/мин.

П.2.4.9. Приведенный расчет мощности предназначен для выбора двигателя одноконцевой подъемной установки, так как именно в этом случае принятые ранее методы расчетов не удовлетворяют условиям работы фрикционного подъема. Выбор двигателя двухконцевого подъема рекомендуется проводить по общепринятым методикам расчета электропривода, поэтому в данных "Нормах . . ." он не приводится.

## П.2.5. РАСЧЁТ РОТОРНЫХ СОПРОТИВЛЕНИЙ ПРОХОДЧЕСКОЙ ПОДЪЁМНОЙ УСТАНОВКИ

П.2.5.1. Номинальный и максимальный моменты вращения электродвигателя

Здесь и в дальнейшем определяется момент, приведенный к ободу барабана подъемной машины

$$M_{\text{ном.}} = \frac{1,02 N_n \cdot D_r \cdot \gamma}{2 V_{\text{ф}}} \quad , \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.1})$$

$$M_{\text{мах}} = \beta M_{\text{ном}} \quad , \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.2})$$

П.2.5.2. Статический момент сопротивления для случая ча-  
хождения бады в забое:

$$M_{\text{ст}} = [P_k + p (N_{\text{пр}} + h)] \frac{D_b}{2} \quad , \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.3})$$

П.2.5.3. Средний пусковой момент электродвигателя

$$M_{\text{ср}} = \frac{M_{\text{ст}} + \sigma M_{\text{пр}} \frac{D_b}{2}}{n_{\text{об}} \gamma} \quad , \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.4})$$

П.2.5.4. Номинальное скольжение электродвигателя

$$s_n = \frac{n_s^* - n_n}{n_s^*} \quad (\text{П.2.5.5})$$

П.2.5.5. Коэффициент переключения

Величина момента переключения предварительно выбирается по формуле исходя из номинального момента двигателя

$$\lambda_{пр} = \sqrt{\frac{1}{S_r}}, \quad (\text{П.2.5.6})$$

где  $m$  — число пусковых ступеней роторной станции.

П.2.5.6. Моменты переключения электродвигателя определяются по формулам

$$M_1 = \frac{2 \lambda_{пр}}{1 + \lambda_{пр}} M_{ср}, \quad \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.7})$$

$$M_2 = \frac{2}{1 + \lambda_{пр}} M_{ср}, \quad \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.8})$$

где  $M_1, M_2$  — соответственно верхний и нижний моменты переключения электродвигателя.

П.2.5.7. Для нормальной работы двигателя должны выполняться условия:

$$M_{ном} > \frac{M_{ср}}{m_{об}}, \quad \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.9})$$

$$M_1 < 0,9 M_{max}, \quad \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.10})$$

$$M_2 \geq 1,1 \frac{M_{ср}}{m_{об}}, \quad \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.11})$$

Если условие не выполняется (П.2.5.9), то принимается более мощный двигатель.

Если не выполняется условие (П.2.5.10), то принимается

$$M_1 = 0,9 M_{\max}$$

Если не выполняется условие (П.2.5.II), то принимается

$$M_2 = 1,1 M_{\min}$$

П.2.5.8. Критическое скольжение электродвигателя на естественной характеристике определяется по формуле

$$S_{\text{ек}} = S_n (\beta + \sqrt{\beta^2 - 1}) \quad (\text{П.2.5.I2})$$

П.2.5.9. Скольжение на естественной характеристике при верхнем и нижнем моментах переключения электродвигателя

$$S_{e_{1(2)}} = S_{\text{ск}} \left[ \frac{M_{\max}}{M_{1(2)}} - \sqrt{\left( \frac{M_{\max}}{M_{1(2)}} \right)^2 - 1} \right] \quad (\text{П.2.5.I3})$$

П.2.5.I0. Корректируем величину коэффициента переключения электродвигателя

$$\lambda = \sqrt[m]{\frac{1}{S_{e_2}}} \quad (\text{П.2.5.I4})$$

Следует отметить, что предлагаемая формула и все подобные ей, указанные в литературе, дают приближённое значение коэффициента переключения с ошибкой в 5-10 %, так как не учитывается сопротивление контактных колец, кабеля и т.д. Поэтому в конце расчёта при проверке разбивки роторных сопротивлений иногда возникает необходимость в дополнительной корректировке переключения (раздел П.2.5.I8).

П.2.5.II. Корректировка величины моментов переключения электродвигателя

$$M_2 = \frac{M_1}{\lambda} \quad \text{кН.м} \quad (\text{П.2.5.I5})$$

При этом необходимо иметь в виду, что  $M_2$  должен быть

больше статического момента сопротивления на 10-20 %. Если это условие не соблюдается, то необходимо принять  $M_2 = (1,1+1,15) M_{ст}$  и скорректировать величину  $M_1$ .

$$M_1 = M_2 A \quad , \text{ кН.м} \quad (\text{П.2.5.16})$$

При этом наибольший пусковой момент должен быть меньше максимального момента двигателя не менее чем на 10 %.

П.2.5.12. Соблюдение приведенных рекомендаций обеспечивает нормальный пуск двигателя. Если условия выбора переключающих моментов  $M_1$  и  $M_2$  по отношению к максимальному и статическому моментам не выдерживаются для выбранной величины момента переключения электродвигателя, то необходимо пересмотреть режим его пуска по величине заданного ускорения, а иногда и по числу пусковых ступеней и откорректировать коэффициент переключения.

П.2.5.13. Момент, развиваемый двигателем на предварительной ступени ( $M_{пр}$ ),

$$\text{при } \frac{M_{ном} m_{об}}{M_{ст}} > 1,15 \quad M_{пр} = (0,4+0,5) M_{ном}, \text{ кВт} \quad (\text{П.2.5.17})$$

$$\text{при } 1,1 \leq \frac{M_{ном} m_{об}}{M_{ст}} \leq 1,15, \quad M_{пр} = 0,6 M_{ном}, \text{ кВт} \quad (\text{П.2.5.18})$$

П.2.5.14. Момент, развиваемый двигателем на маневровой ступени ( $M_{ман}$ ),

$$\text{при } \frac{m_{об} M_{ман}}{M_{ст}} > 1,15 \quad M_{ман} = (0,9+1,0) M_{ном} ; \quad (\text{П.2.5.19})$$

$$\text{при } 1,1 \leq \frac{M_{ман} m_{об}}{M_{ст}} \leq 1,15 \quad M_{ман} = 1,1 M_{ном} \quad (\text{П.2.5.20})$$

П.2.5.15. Внутреннее активное сопротивление ротора. Расчёт величины всех сопротивлений ведём в относительных единицах

$$z_p = S_n \quad (\text{П.2.5.21})$$

П.2.5.16. Сопротивление цепи ротора для пусковых ( $R_5 - R_6$ ), маневровой ( $R_{ман}$ ) и предварительной ( $R_{пр}$ ) ступеней:

$$R_6 = z_p \lambda \quad R_7 = z_p \lambda^2 \quad R_8 = z_p \lambda^3 \quad (\text{П.2.5.22})$$

$$R_5 = z_p \lambda^4 \quad R_4 = z_p \lambda^5 \quad R_3 = z_p \lambda^6$$

$$R_{ман} = \frac{M_{ном}}{I_{нман}} \quad R_{пр} = \frac{M_{ном}}{M_{пр}} \quad (\text{П.2.5.23})$$

П.2.5.17. Если коэффициент переключения выбран правильно, соблюдается условие

$$\frac{0,9}{\lambda} \leq R_3 \leq \frac{I_1 I}{\lambda} \quad (\text{П.2.5.24})$$

Если указанное условие не соблюдается, необходимо провести корректировку коэффициента переключения.

П.2.5.18. В данной методике рассмотрен случай применения восьмиступенчатой станции управления, при этом шесть ступеней используются как пусковые и две как маневровые. При наличии пятиконтактной станции методика расчёта роторных сопротивлений не изменится.

П.2.5.19. Сопротивление отдельных ступеней

$$z_6 = R_6 - z_p \quad z_7 = R_7 - R_6 \quad z_8 = R_8 - R_7 \quad (\text{П.2.5.25})$$

$$z_5 = R_5 - R_6 \quad z_4 = R_4 - R_5 \quad z_3 = R_3 - R_4$$

$$\tau_{\text{ман}} = R_{\text{ман}} - R_{\text{э}} \quad \tau_{\text{пр}} = R_{\text{пр}} - R_{\text{мин}} \quad (\text{П.2.5.26})$$

П.2.5.20. Ток ступеней за время их работы (среднее значение действующего тока):

$$\text{для предварительной ступени} \quad J_{\text{пр}} = 0,6 J_n, \text{ А} \quad (\text{П.2.5.27})$$

$$\text{для маневровой ступени} \quad J_{\text{ман}} = 1,1 J_n, \text{ А} \quad (\text{П.2.5.28})$$

для пусковых ступеней с учётом динамического торможения в зависимости от глубины подъёма :

$$H_{\text{под}} < 300 \text{ м} \quad J_{\text{пуск}} = 0,92 J_n, \text{ А}$$

$$H_{\text{под}} = 300-700 \text{ м} \quad J_{\text{пуск}} = 0,95 J_n, \text{ А} \quad (\text{П.2.5.29})$$

$$H_{\text{под}} = 700-1000 \text{ м} \quad J_{\text{пуск}} = 1,00 J_n, \text{ А}$$

$$H_{\text{под}} > 1000 \text{ м} \quad J_{\text{пуск}} = 1,05 J_n, \text{ А}$$

П.2.5.21. Для того чтобы выбрать сопротивление ступеней из стандартных ящиков, необходимо определить продолжительность их включения (ПВ). Самый неблагоприятный режим работы роторных сопротивлений будет в начальный период работы подъёмной машины. Поэтому расчёт проводится для начальной глубины ствола, с которой используется рассматриваемая подъёмная машина:

предварительная ступень

$$\text{ПВ}_{\text{пр}} = \frac{t_{\text{р.пр}}}{t'_4} \quad ; \quad (\text{П.2.5.30})$$

$$\text{маневровая ступень} \quad \text{ПВ}_{\text{ман}} = \frac{t_{\text{р.ст}} + t_{\text{р.ман}}}{t'_4} \quad ; \quad (\text{П.2.5.31})$$

для пусковых ступеней

$$\text{ПВ}_{\text{пуск}} = \frac{t_{\text{р.пр}} + t_{\text{р.ман}} + t_{\text{э.т}} + 20}{t'_4} \quad ; \quad (\text{П.2.5.32})$$

где  $t'_4$  — длительность цикла выдачи бады в начальный период использования подъёмной установки и первой фазы уборки

породы, с.

$$t'_4 = \frac{2H_{\text{под}}^n - 110}{V_{\text{с}}} + \frac{4V_{\text{ф}}}{\alpha} + Q_{\text{с}} V_{\text{загр}} \cdot K_{\text{пр}} K_{\text{кр}} +$$

$$+ t_{\text{н.п.}} + t_{\text{м.р.}} \quad (1.2.5.33)$$

где  $H_{\text{под}}^n$  - глубина подъема в начальный период использования подъемной установки, м.

Если расчетное значение  $\Pi B_{\text{пр.}}$  и  $\Pi B_{\text{ман.}}$  будет меньше 0,25, то, учитывая необходимость навивки каната на барабан, ремонтных работ в стволе, использования подъемной установки при армировке ствола, следует принимать  $\Pi B$  этих ступеней 0,25.

П.2.5.22. Эквивалентный ток ступеней с учетом режима их работы в течение цикла

$$J_{\text{экв. пр.}} = J_{\text{пр.}} \sqrt{\Pi B_{\text{пр.}}}, \text{ А} \quad (1.2.5.34)$$

$$J_{\text{экв. ман.}} = J_{\text{ман.}} \sqrt{\Pi B_{\text{ман.}}}, \text{ А} \quad (1.2.5.35)$$

$$J_{\text{экв. пуск}} = J_{\text{пуск}} \sqrt{\Pi B_{\text{пуск}}}, \text{ А} \quad (1.2.5.36)$$

П.2.5.23. Для того чтобы перейти от сопротивления в условных единицах к значениям в Ом, необходимо воспользоваться соотношением

$$z' = z \frac{U_n}{\sqrt{3} J_n}, \text{ Ом} \quad (1.2.5.37)$$

где  $U_n$  - номинальное напряжение ротора, В ;

$J_n$  - номинальный ток ротора, А.

П.2.5.24. На основании изложенной методики для удобства расчетов роторных сопротивлений разработан формуляр, в который заносятся рассчитанные по ранее указанным формулам величины

противления, продолжительность включения и токи отдельных ступеней.

Наименование ступени	Сопротивление цепи ротора	Сопротивление ступени	Среднее значение этого тока	Продолжительность включения	Эквивалентный ток	
	Ютн.ед.	Ютн.ед.	Ом	А	%	А

П.2.5.25. По данным расчётного формуляра производится выбор стандартных ящиков сопротивления и составляется схема их соединения для фаз каждой фазы.

П.2.5.26. Приведенный расчёт роторных сопротивлений предназначен для одноконцевой подъёмной установки, так как именно в этом случае принятые ранее методы расчёта не удовлетворяют условиям работы проходческого подъёма. Расчёт роторных сопротивлений двухконцевой подъёмной установки рекомендуется проводить по общепринятым методикам расчёта электропривода, поэтому в данных "Нормах . . ." он не приводится.

## П.2.6. СРЕДСТВЕННЫЕ ПРОЕКТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОХОДКИ СТВОЛА

П.2.6.1. Определение проектных параметров работы подъёма и показателей проходки ствола производим для глубины, равной 60 % от конечной глубины ствола.

П.2.6.2. Длительность цикла выдачи бады

П.2.6.2.1. При работе без перецепки бады в забое

$$t_q = \frac{0,6 K_1 H_{max} - 110}{V_0} + \frac{2 K_2 V_0}{a_0} + Q K_3 B_{max} \cdot t_{...} \cdot t_{...}, \text{ с (П.2.6.1)}$$

П.2.6.2.2. При работе с перцепкор бады в забое или использовании грузчика-перегрузателя ЗП-ЖС,

$$\text{если } \frac{0,6 K_c H_{cm} - 110}{V_{\phi}} + \frac{2 K_c V_{\phi}}{a_{\phi}} + t_{м.н.} + t_{м.р.} > K_{кр.} B_{загр.} Q_{\delta} + t_{п.з.}$$

$$\text{то } t_{цл} = \frac{0,6 K_c H_{cm} - 110}{V_{\phi}} + \frac{2 K_c V_{\phi}}{a_{\phi}} + t_{м.н.} + t_{м.р.} \quad \text{с. (П.2.6.2)}$$

$$\text{если } \frac{0,6 K_c H_{cm} - 110}{V_{\phi}} + \frac{2 K_c V_{\phi}}{a_{\phi}} + t_{м.н.} + t_{м.р.} \leq K_{кр.} B_{загр.} Q_{\delta} + t_{п.з.}$$

$$\text{то } t_{цл} = K_{кр.} B_{загр.} Q_{\delta} + t_{п.з.} \quad \text{с. (П.2.6.3)}$$

где  $t_{п.з.}$  - пауза для перецепки бады или пересыпки породы из перегружателя, с, (см. раздел 2.10).

П.2.6.3. Техническая производительность подъёмных установок (средняя по всей глубине ствола)

$$P_{\text{тех.}} = \frac{360 K_{загр.}}{K_e} \sum_{j=1}^{m_{\text{м.н.}}} \frac{Q_{\delta j}}{t_{ц j}} \quad \text{, м}^3/\text{ч (в шликке), (П.2.6.4)}$$

где  $m_{\text{м.н.}}$  - количество подъёмных машин.

П.2.6.4. Время уборки породы после взрыва, включая вспомогательные операции на перестановку погрузочных машин (среднее по всей глубине ствола)

$$T_{\text{уб.}} = \frac{(10+2\Delta)^2 l K_p K_{пр}}{4335 K_{загр.}} \sum_{j=1}^{m_{\text{м.н.}}} \frac{Q_{\delta j}}{t_{ц j}} \quad \text{, ч. (П.2.6.5)}$$

П.2.6.5. Длительность проходческого цикла (средняя по всей глубине ствола )

$$T_{ц} = T_{всп} + T_{пр} + T_{гр} + T_{всп} + T_{уб}, \text{ ч} \quad (\text{П.2.6.6})$$

П.2.6.6. Среднемесячные темпы проходки ствола (средние по всей глубине ствола)

$$V_{пр} = \frac{24 \eta_{д.с} \ell}{T_{ц}}, \text{ м/мес} \quad (\text{П.2.6.7})$$

П.2.6.7. Расчётное время проходки ствола (без учёта времени сооружения устья ствола, камер и сопряжения)

$$T = \frac{H_{ст}}{V_{пр}}, \text{ мес} \quad (\text{П.2.6.8})$$

П.2.6.8. Производительность труда

П.2.6.8.1. Средние затраты труда в человеко-сменах на одну заходку

$$T_{ч.с} = \frac{T_{ц} N_{заб}}{24}, \text{ чел.смен} \quad (\text{П.2.6.9})$$

П.2.6.8.2. Средняя производительность труда одного проходчика на сменном выходе

$$P_{пр} = \frac{0,785 D^2 \ell}{T_{ч.с}}, \text{ м}^3 \text{ ствола в смену/выход} \quad (\text{П.2.6.10})$$

П.2.7. ИНФОРМАЦИОННО-СПРАВОЧНЫЙ МАТЕРИАЛ

Таблица 2.7.1

Средняя норма времени длительности маневровых операций для одноконцевой гудьёмной установки

Схема обмена бадей	Способ буксирования грейфера	Тип бадей	Норма времени, с	
			без телеконтроля за процессом разгрузки	при телеконтроле за процессом разгрузки
Без перецепки бадей в забое или с перегружателями	Механизованный	БПСМ	220	200
		БПС	270	250
	Ручной	БПСМ	270	250
		БПС	320	300
С перецепкой бадей в забое	Механизованный	БПСЧ	240	220
		БПС	295	275
	Ручной	БПСМ	290	270
		БПС	345	325

Таблица П.2.7.2

Средняя норма времени длительности маневровых операций для двухконцевой  
подъемной установки

Способ обмена бады	Способ вскладки грейфера	Тип бады	Норма времени, с	
			без телеконтроля за разгрузкой	при телеконтроле за разгрузкой
Без перецепки бады в забое или с перегружателем	Механизирован- ная	БНОМ	165	165
		БТС	215	215
	Ручная	БНОМ	205	205
		БТС	255	255
С перецепкой бады в забое	Механизиро- ванная	БНОМ	180	180
		БТС	230	230
	Ручная	БНОМ	230	230
		БТС	300	300

Таблица П.2.7.3.

Нормативные данные для определения длительности загрузки бады

Количество грей- феров в поперечном сечении ствола	Норма времени на загрузку 1 м <sup>3</sup> вместимости бады (с) для погрузочной машины						
	КС-3	КС-12	КСМ-2у	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1м	2КС-1м
1	130	160	65	55	55	40	40
2	120	110	-	-	35	-	30
3	100	-	-	-	-	-	-
4	90	-	-	-	-	-	-
Крепость пород по шкале Простодьяконова	Коэффициент, учитывающий влияние крепости пород на длительность загрузки						
до 5	0,60	0,60	0,75	0,85	0,85	0,95	0,95
5 - 10	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
10 - 15	1,35	1,35	1,20	1,15	1,15	1,05	1,05
Свыше 15	2,00	2,00	1,60	1,30	1,30	1,10	1,10

Примечание: Для определения длительности загрузки бады в первой фазе уборки породы указанные величины необходимо умножить на  $K_{\pi_1} = 0,75$ , во второй фазе -  $K_{\pi_2} = 2,4$ .

Таблица П.2.7.4

## Техническая характеристика бадей

Показатели	Тип бадей							
	Б П С							
Емкость бадей, м <sup>3</sup>	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,5	6,5
Наружный диаметр корпуса, мм	1150	1300	1400	1600	1600	1600	2050	2050
Полезный вес поднимаемого груза, не более, кН	18,5	27,5	37,0	46,2	56,0	74,0	101,7	120,2
Вес бадей с грузом, не более, кН	22,2	33,5	44,3	55,0	65,4	86,8	120,7	140,5
Вес направляющей рамки, не более, кН	3,9	5,4	5,5	5,7	5,7	8,5	10,0	10,5
Концевая нагрузка (вес грузовой бадей с направляющей рамкой и прицепным устройством), не более, кН	27,4	40,2	51,9	62,3	73,1	97,3	132,9	153,2
Вес порожней бадей, не более, кН	3,7	6,1	7,3	8,8	9,4	12,0	19,0	20,4

Продолжение табл. П.2.7.4

Показатели	Тип бадьи							
	Б П С М							
	1,0	1,5	2,0	3,0	3,5	4,5	5,0	
Наружний диаметр корпуса, мм	1150	1300	1300	1600	1700	1700	2050	
Полезный вес поднимаемого груза, не более, кН	18,5	27,5	37,0	56,0	64,0	83,0	92,0	
Вес бадьи с грузом, не более, кН	21,7	33,8	44,7	57,5	79,0	100,0	110,0	
Вес направляющей рамки, кН	2,6	3,2	3,3	7,5	11,6	14,0	14,0	
Концевая нагрузка (вес груженой бадьи с направляющей рамкой и прицепным устройством), не более, кН	26,3	38,3	49,6	77,0	92,6	116,0	126,2	
Вес порожней бадьи, не более, кН	3,9	6,3	7,7	11,5	15,0	17,0	18,0	

Примечание: В таблице приведены максимальные значения силы тяжести (веса). При необходимости эти данные могут быть уточнены в зависимости от конкретных конструктивных особенностей оборудования.

Таблица П.2.7.5

## Размещение бадей в поперечном сечении ствола

Диаметр ствола в свету, м	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0	8,5	9,0
------------------------------	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Допускаемый диаметр  
корпуса бады при  
размещении двух  
бадей в поперечном  
сечении ствола, мм

1150 1300 1400 1700 1700 2050 2050 2050 2050 2050 2050 2050

Допускаемый диаметр  
корпуса бады при  
размещении одной  
бады в поперечном  
сечении ствола, мм

1700 1700 2050 2050 2050 2050 2050 2050 2050 2050 2050 2050

Таблица П.2.7.6

Максимальная глубина подъёма для различных типов передвижных подъёмных установок

Тип передвижной подъёмной машины	Максимальная глубина подъёма при использовании бэджи, м															
	Б П С								Б П С М							
	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,5	6,5	1,0	1,5	2,0	3,0	3,5	4,5	5,0	
МПП-6,3	1100	770	390	-	-	-	-	-	1100	930	540	-	-	-	-	
МПП-9,0	-	-	1070	760	370	-	-	-	-	-	1170	300	-	-	-	
МПП-17,5	-	-	-	-	1270	1170	630	350	-	-	-	1200	1100	1000	840	

Таблица П.2.7.7

Основные технические характеристики передвижных  
подъемных машин

Параметры	! Передвижные подъемные машины		
	! МПП-6,3	! МПП-9,0	! МПП-17,5
Статическое натяжение каната, кН	63,0	90,0	175,0
Барабан:			
диаметр, м	2,00	2,50	2,85
ширина, м	1,50	1,35	1,55
Тип сцепного устройства	УПЗ-5-22	УПЗ-5-25	УПЗ-11-33
Канат :			
диаметр, не более, мм	22	25	33
масса 1 м каната, кг	2,785	3,645	6,075
временное сопротивление проволок каната на разрыв, кН/мм <sup>2</sup>	1,4	1,4	1,4
Скорость подъема, м/с	5,0	7,0	8,0
Электродвигатель :			
тип	АКЗ-12-39-6	АКЗ-13-46-6	АКЗ-13-46-6
количество, шт	1	1	2
мощность, кВт	320	630	630
скорость вращения, об/мин	985	985	985
Редуктор :			
тип	12-710Н	12В-900	12В-900
количество, шт	1	1	2
передаточное число	20	20	20
Масса, т	61,3	110,0	146,0

Таблица П.2.7.8

## Техническая характеристика прицепных устройств

Показатели	Типа УПП			Типа УПЗ									
	УПЗ-2,0	УПЗ-5,0	УПЗ-8,0	УПЗ-4-20	УПЗ-5-22	УПЗ-5-25	УПЗ-8-27	УПЗ-8-30	УПЗ-11-33	УПЗ-11-36	УПЗ-15-38	УПЗ-15-40	УПЗ-20-46
Грузоподъемность, не более, кН	26,0	50,0	80,0	40,0	50,0	50,0	80,0	80,0	110,0	110,0	150,0	150,0	150,0
Вес прицепного устройства, кН	1,3	1,6	2,0	1,1	1,4	1,4	1,7	1,7	2,2	2,2	2,45	2,45	3,0
Диаметр подъемного каната, мм	18-26	27-35	37	20	22	25	27	30	33	36	38	40	46

Таблица П.2.7.9.

Нормативная продолжительность работы двигателя сопротивления для однокислородной плавильной установки

Описание прокладки створа	Б П С								Б П С М							
	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,5	6,5	1,0	1,5	2,0	3,0	3,5	4,5	5,0	
Нормативная продолжительность работы двигателя на максимальной ступени роторных сопротивлений, с																
Работа без перецепки бады в забор при использовании переключателя ЗР-СД	20	23	25	26	27	29	31	32	20	23	25	27	28	30	31	
Работа с перецепкой бады в забор	28	34	40	45	49	55	64	69	28	34	40	52	52	59	61	
Нормативная продолжительность работы двигателя на малой ступени роторных сопротивлений, с																
Механическое вождение грейфера	65	82	95	105	114	121	142	150	40	48	51	68	71	75	77	
Ручное вождение грейфера	95	112	125	135	144	151	172	181	70	78	81	98	101	105	107	
Нормативная продолжительность работы двигателя в режиме механического торможения, с																
Работа без перецепки бады в забор или с использованием ЗР-СД	Механическое вождение грейфера	89	100	105	114	119	127	137	140	82	89	94	100	103	106	108
	Ручное вождение грейфера	109	128	128	134	137	157	160	160	102	109	114	120	123	126	128
Работа с перецепкой бады в забор	Механическое вождение грейфера	90	110	123	142	155	174	193	200	65	82	92	118	125	137	142
	Ручное вождение грейфера	110	130	143	162	175	194	213	220	95	102	112	130	145	157	162

Таблица П.2.7.10.

Нормативная продолжительность операций цикла выдачи бады из забоя для односторонней поалонной установки.

Оборудование прихода б/б		Б П С									Б П С И					
		1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,5	6,5	11,0	11,5	12,0	13,0	13,5	14,5	15,0
Нормативная продолжительность маневров <b>В НИЖ. ЧАСТИ</b> забоя, с																
Работа без перецепок бады в забое	Механическое воздействие граблера	73	93	109	121	130	145	166	165	60	71	73	96	101	108	110
	Ручное воздействие граблера	123	143	139	171	180	155	210	215	110	121	120	146	151	158	160
Работа с перецежкой бады в забое	Механическое воздействие граблера	120	140	191	219	243	200	322	345	87	112	130	180	194	220	232
	Ручное воздействие граблера	170	208	241	269	293	330	372	395	137	162	180	230	244	270	281
Работа с перегрузателем ЗП-КС		83	103	119	131	140	155	170	175	70	81	88	106	111	118	120
Нормативная длительность разгрузки и связанных с ней маневров, с																
При телеконтроле за процессом разгрузки		49	65	84	99	112	133	157	168	50	63	75	106	119	135	142
Без телеконтроля за процессом разгрузки		59	85	104	119	132	153	177	188	60	73	85	120	133	150	157
Нормативная длительность технологических пауз в течении цикла выдачи бады, с																
При телеконтроле за процессом разгрузки	Работа без перецепок бады в забое	17	29	40	47	54	62	69	71	17	29	40	54	58	65	67
	Работа с ЗП-КС	27	39	50	57	64	72	79	81	27	39	50	64	68	75	77
	Работа с перецежкой бады в забое	27	50	67	80	90	105	123	130	27	50	67	90	98	112	117
Без телеконтроля за процессом разгрузки	Работа без перецепок бады в забое	37	49	50	67	74	82	89	91	37	49	60	74	78	85	87
	Работа с ЗП-КС	47	59	70	77	84	92	99	101	47	59	70	84	88	95	97
	Работа с перецежкой бады в забое	47	70	87	100	110	125	143	150	47	70	87	110	113	132	137

Таблица П.2.7.II.

Нормативная длительность операций цикла выдачи балла из забоя для двухконцевой подъемной установки.

Обозначение операции	В П У								Б П У							
	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,5	6,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,5	4,5	5,0	
Нормативная длительность маневров и течения цикла выдачи балла, с																
Работа без перецепки балла в забое	Механическое водение граблера	120	150	173	195	215	246	270	290	100	112	122	135	179	202	226
	Ручное водение граблера	160	190	213	235	255	286	308	330	140	152	162	175	219	242	266
Работа с перецепкой балла в забое	Механическое водение граблера	190	220	255	285	315	365	410	450	196	215	230	240	295	323	325
	Ручное водение граблера	240	270	308	335	365	415	460	500	196	215	230	240	305	333	375
Работа с перегружателем ЗП-Ю		130	160	183	205	225	256	280	300	110	122	132	145	189	212	236

Нормативная продолжительность геологических работ, связанных с маневрами в течение цикла выдачи балла, с

При телеконтроле за процессом разгрузки	Работа без перецепки балла в забое	20	28	33	44	51	58	64	65	20	20	33	51	54	61	62
	Работа с перегружателем ЗП-Ю	20	28	33	44	51	50	64	60	20	28	33	51	54	61	62
	Работа с перецепкой балла в забое	27	30	35	47	57	101	120	125	27	30	35	47	53	103	112
Без телеконтроля за процессом разгрузки	Работа без перецепки балла в забое	20	28	33	44	51	58	64	66	20	20	33	51	54	61	62
	Работа с перегружателем ЗП-Ю	20	28	33	44	51	50	64	60	20	28	33	51	54	61	62
	Работа с перецепкой балла в забое	27	30	35	47	57	101	120	125	27	30	35	47	53	103	112

### ПРИМЕР РАСЧЕТА

Длительность составляющих проходческого  
цикла и основные параметры комплекса  
подъемного оборудования

### П Р И Л О Ж Е Н И Е 3

## ХОДНЫЕ ДАННЫЕ

Требуемая скорость проходки ствола, м/мес . . . . .	120
Глубина ствола проекта, м . . . . .	735
Диаметр ствола в свету, м . . . . .	6,0
Толщина крепи, м . . . . .	0,50
Глубина шпуров, м . . . . .	1,6
Подвигание забоя за цикл, м . . . . .	4,2
Среднеарифметическая крепость пород по всей глубине ствола по шкале Протодьяконова . . . . .	9
Диаметр патронов БВ, мм . . . . .	45
Тип применяемого БВ . . . . .	скальный аммонит
Высота укладки бетона, не совмещенная с уборкой породы, м . . . . .	2,0
Количество бетонободов в стволе, шт . . . . .	2
Тип копра (конструкция института "Донгипрсооргшахтострой") А-II	
Глубина подъема, м:	
начальная . . . . .	55
конечная . . . . .	735
Допускаемое ускорение разгона баблы до максимальной скорости, м/с <sup>2</sup> . . . . .	0,75
Число ступеней роторной станции, шт :	
общее . . . . .	5
пусковых . . . . .	6
Тип бурильной установки . . . . .	БУС-1м
Тип погрузочной машины . . . . .	М-21/40
Тип постоянной подъемной машины . . . . .	ЦР-4х3,2/0,7
Количество постоянных подъемных машин, шт . . . . .	2
Телеконтроль процесса разгрузки . . . . .	отсутствует

Схема уборки породы . . . . . одноступенчатой без пере-  
цепки бады

Количество рабочих в комплексной проходческой бригаде (в течение суток), чел . . . . . 28

**П р и м е ч а н и я :** 1. Пример расчёта приведен для указанных условий проходки и оборудования. Для иных условий результаты могут быть другими обусловленные конкретными особенностями оснащения ствола и применённым оборудованием.

2. Проходка ствола со скоростью 120 м/мес предусматривает высокую организацию работ при минимально возможной длительности всех операций цикла.

П.3.2. РАСЧЁТ ДЛИТЕЛЬНОСТИ СПЕРАМИ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОГО  
ЦИКЛА, НЕ СОВМЕЩЕННЫХ С УБОРКОЙ ПОРОДЫ

П.3.2.1. Буровзрывные работы

П.3.2.1.1. Количество шпуров

$$N = 12,7 \frac{1,12 \cdot 40,5 \cdot 0,9}{0,4 \cdot 4,5^2 \cdot 1,0} = 64 \text{ шт.}$$

П.3.2.1.2. Продолжительность работ по сбуриванию забоя

$$V_{\text{ср}}^{\text{н.с.}} = 1,0 \cdot 0,9 = 0,9 \text{ м/мин}$$

$$T_{\text{ср}} = \frac{64}{0,75 \cdot 4} \left( \frac{4,6}{0,9} + 4 \right) = 194 \text{ мин} = 3,2 \text{ ч}$$

П.3.2.1.3. Продолжительность заряжения и взрывания

$$M_{\text{ср}} = \frac{40,5}{5,0} = 8,1 \text{ чел.}$$

$$T_{\text{ср}} = 4 + 1,1 \cdot 4,6 = 9 \text{ мин}$$

$$T_{\text{ср}} = \frac{64 \cdot 9}{0,6 \cdot 8} = 80 \text{ мин} = 1,3 \text{ ч}$$

П.3.2.1.4. Общая длительность буровзрывных работ

$$T_{\text{ср}} = 3,2 + 1,3 + 2,0 = 6,5 \text{ ч}$$

П.3.2.1.5. Удельная продолжительность буровзрывных работ

$$T_{\text{ср}}^{\text{уд}} = \frac{6,5}{0,9 \cdot 4,6} = 1,57 \text{ ч/м}$$

П.3.2.2. Возведение постоянного крепи

П.3.2.2.1. Общая продолжительность крепления

$$T_{кр} = \frac{12,24}{25} \cdot 4,2 + 3,0 = 5,1 \text{ ч}$$

П.3.2.2.2. Несовмещённая длительность процесса крепления

$$T_{кр} = \frac{12,24}{25} \cdot 2,0 + 3,0 = 3,9 \text{ ч.}$$

П.3.2.2.3. Удельная продолжительность крепления 1 м ствола (с учётом совмещения процесса крепления и уборки породы)

$$T_{кр}^{уд} = \frac{3}{4,2} = 0,71 \text{ ч/м}$$

П.3.2.3. Длительность наращивания и монтажа трубопроводов в стволе (не совмещённое с уборкой породы время)

При жёсткой подвеске трубопроводов  $T_{тр.м}^{уд} = 0,5 \text{ ч/м}$

$$T_{тр.м} = 0,5 \cdot 4,2 = 2,1 \text{ ч.}$$

П.3.2.4. Затраты времени на вспомогательные и ремонтные операции (не совмещённые с уборкой породы)

П.3.2.4.1. Общие затраты времени на вспомогательные и ремонтные операции, не совмещённые с уборкой породы, принимаются в размере 15 % от заданной длительности проходческого цикла

$$T_{всп.р} = \frac{24,30 \cdot 4,2 \cdot 0,15}{120} = 3,7 \text{ ч.}$$

П.3.2.4.2. Удельные затраты времени на вспомогательные и ремонтные операции

$$T_{всп.р}^{уд} = \frac{3,7}{4,2} = 0,88 \text{ ч/м}$$

### П.3.3. РАСЧЕТ НЕОБХОДИМОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ И ВЫБОР ТИПОРАЗМЕРА БАДЫ

П.3.3.1. Возможная длительность уборки партии в тачке проходческого щита

$$T_{\text{уб}} = \frac{20 \cdot 30 \cdot 4,2}{120} - (6,5 + 3,9 + 2,1 + 3,7 + 0,5) = 8,5 \text{ ч.}$$

П.3.3.2. Необходимая производительность подъема

$$Q_{\text{п}} = \frac{0,83 (5 + 2 \cdot 0,5) \cdot 4,2 \cdot 1,25}{3,5} = 25,1 \text{ м}^3/\text{ч}$$

П.3.3.3. Максимальная скорость подъема бадьи принимается в соответствии с разделом 2.7

$$V_{\text{под}} = 7 \text{ м/с}$$

П.3.3.4. Необходимая суммарная вместимость бадьей

$$\sum_{i=1}^m Q_{\text{Б}i}^{\text{п}} = \frac{\left( \frac{0,7 \cdot 2 \cdot 735 - 110}{7} + 2,9 \cdot 2,7 + 220 \right) \cdot 2 \cdot 2}{\left( \frac{3600 \cdot 2 \cdot 0,94}{25,1 \cdot 2,0} - 55 \cdot 1,0 \right) \cdot 2} = 9,8 \text{ м}^3$$

П.3.3.5. По величине необходимой суммарной вместимости бадей и условию размещения в поперечном сечении ствола принимаются две бадей типа БПСМ-4,5

#### П.3.4. РАСЧЁТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И ВИБСР ТИПА ПОДЪЁМНОЙ МАШИНЫ

П.3.4.1. Выбор временных передвижных подъёмных установок  
Возможно использование двух передвижных подъёмных установок МПП-17,5 до конечной глубины ствола.

П.3.4.2. Выбор временных стационарно устанавливаемых подъёмных установок

П.3.4.2.1. Выбор диаметра каната для  $K_2 = 14 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

$$\rho' = \frac{100 \cdot 116}{\frac{100 \cdot 14 \cdot 10^5}{87 \cdot 10^2 \cdot 7,5} - (735+22)} = 8,35 \text{ кг/м};$$

В соответствии с ГОСТ 10506-76 принимается канат диаметром 38мм; для  $K_2 = 15 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

$$\rho' = \frac{100 \cdot 116}{\frac{100 \cdot 15 \cdot 10^5}{87 \cdot 10^2 \cdot 7,5} - (735+22)} = 7,52 \text{ кг/м};$$

В соответствии с ГОСТ 10506-76 принимается канат диаметром 36мм; для  $K_2 = 16 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

$$\rho' = \frac{100 \cdot 116}{\frac{100 \cdot 16 \cdot 10^5}{87 \cdot 10^2 \cdot 7,5} - (735+22)} = 6,84 \text{ кг/м}$$

В соответствии с ГОСТ 10506-76 принимается канат диаметром 36мм.

П.3.4.2.2. Проверка каната на запас прочности :

канат диаметром 38 мм с  $K_2 = 14 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

$$\frac{1345}{116} = 11,6 > 10,0$$

канат диаметром 36 мм с  $K_2 = 15 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

$$\frac{1295}{116} = 11,2 > 10,0$$

канат диаметром 36 мм с  $K_2 = 16 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

$$\frac{1290}{116} = 11,9 > 10,0$$

Все принятые канаты удовлетворяют условию обеспечения запаса прочности.

П.3.4.2.3. Принимается канат с меньшим диаметром и меньшим значением временного сопротивления разрыву проволок, т.е. канат диаметром 36 мм с  $K_2 = 15 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$ .

П.3.4.2.4. Выбор причепного устройства

Принимается причепное устройство типа ЛНЗ-П-36.

П.3.4.2.5. Фактическая конечная нагрузка

$$P_k^* = 17,0 + 10 \cdot 4,4 \cdot 4,5 + 10 \cdot \left(4,5 - \frac{4,5}{2}\right) (10 \cdot 0,5 + 14,0 + 2,45) = 110,5 \text{ кН.}$$

П.3.4.2.6. Фактический запас прочности каната

$$m_{\varphi_1} = \frac{1295}{110,5 + 0,01 \cdot 7,52 (600 + 22)} = 8,2 > 7,5 ;$$

$$m_{\varphi_2} = \frac{1295}{110,5 + 0,01 \cdot 7,52 (735 + 22)} = 7,7 > 5$$

Принятый канат удовлетворяет условию обеспечения необходимого запаса прочности при фактической конечной нагрузке.

П.3.4.2.7. Необходимое наибольшее статическое натяжение каната

$$P_{cm}^* = 17,0 + 10 \cdot 4,4 \cdot 4,5 + 10 \cdot \left(4,5 - \frac{4,5}{2}\right) (10 \cdot 0,5 + 14,0 + 2,45 + 0,01 \cdot 7,25 (735 + 22)) = 167,4 \text{ кН}$$

П.3.4.2.8. В соответствии с необходимым наибольшим статическим натяжением каната принимается подъемная машина

Ц 3,5х2,4 ГОСТ 18114-72 :

диаметр барабана  $D_8^T = 3,5$  м;

ширина барабана  $B_8^T = 2,4$  м ;

статическое натяжение каната не более  $P_{cm}^T = 200$  кН ;

передаточное число редуктора  $i_p = 10,5$  и  $11,5$  ;

частота вращения вала двигателя не более  $n_{доп} = 600$  об/мин;

скорость подъема не более  $11,20$  м/с ;

маховый момент машины  $G_m = 3200$  кН.м ;

маховый момент редуктора  $G_p = 1850$  кН.м.

П.3.4.2.9. Проверка выбранной подъемной машины по диаметру барабана

$$0,06 d_k = 0,06 \cdot 36 = 2,16 \text{ м}$$

Диаметр барабана выбранной подъемной машины соответствует отношению наименьшего диаметра навилки к диаметру каната.

П.3.4.2.10. Проверка выбранной подъемной машины по ширине барабана :

$$B_8^p = \frac{\{735 + 22 + 6 \cdot 3,14 [3,5 \cdot 10^{-3} (3-1) \cdot 36] + 20(10^{-3} \cdot 36 + 0,002)\}}{3,14 \cdot 3,5 + 10^{-3} (3-1) \cdot 36} \cdot 3$$

$$= 0,99 \text{ м}$$

Выбранная подъемная машина удовлетворяет условиям канатобъемности барабана.

П.3.4.2.11. Фактическое число слоёв навилки каната на барабан

$$m_{cl}^p = \frac{0,99}{2,4} \cdot 3 = 1,2$$

Принимаем  $m_{ca}^* = 2$ , что соответствует допустимому количеству слоёв наливки для принятой подъёмной машины.

#### П.3.4.2.12. Выбор шкива

$$D_{шк} \geq 0,1 \cdot \Sigma \geq 3,6 \text{ м}$$

Принимается шкив ШКР-4:

диаметр шкива 4,0 м;

моховый момент  $101,4 \text{ кН/м}^2$ ;

масса 4600 кг.

#### П.3.4.3. Выбор постоянных подъёмных машин

##### П.3.4.3.1. Выбор типоразмера бадьи

По условию размещения в поперечном сечении ствола принимаются две бадьи типа БКМ-4,5.

П.3.4.3.2. Выбор каната и прицепного устройства и определение необходимого наибольшего статического натяжения каната.

Производится аналогично разделам П.3.3.2.1 – П.3.3.2.4,

##### П.3.3.2.7.

Канат диаметр 36 мм  $K_{\Sigma} = 15 \cdot 10^5 \text{ кН/м}^2$

Прицепное устройство типа УПЗ-II-36

Фактический запас прочности каната  $m_{\Sigma_1} = 8,7$ ,  $m_{\Sigma_2} = 7,7$

Необходимое наибольшее статическое натяжение каната

$$P_{cm}^* = 167,4 \text{ кН.}$$

##### П.3.4.3.3. Проверка выбора бадьи

Для подъёмной установки ЦР 4х3/0,7 наибольшее статическое натяжение каната  $P_{cm}^* = 200 \text{ кН}$

$$167,4 < 200$$

Допустимое наибольшее статическое натяжение каната постоянной подъёмной машины позволяет осуществлять уборку порода бадьей БКМ-4,5.

П.3.4.3.4. Проверка кантовѣмкости барабана подъемной машины

$$\frac{(735+22+6.3.14 \cdot 4.30)(10^{-3} \cdot 36 + 0.003)}{3.14 \cdot 4.3} = 0.89 < 2$$

Постоянная подъемная машина удовлетворяет условию необходимой кантовѣмкости барабана.

### П.3.5. РАСЧЕТ МОЩНОСТИ И ВЫБОР ТИПА ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ

П.3.5.1. Производится для подъемной машины типа Ц 3,5х2,4

П.3.5.2. Эффективная мощность привода с учетом допустимого нагрева

$$N_{\text{эф}} = \frac{[110,5 + 0,01 \cdot 7,25 (735 + 22)] \cdot 7}{10 \cdot 2 \cdot 0,93} \times$$

$$\sqrt{\frac{0,36 \cdot 30 + 1,2 \cdot 75 + 106 + 1,25 \cdot \frac{735-55}{7} + 35}{0,25(108+150) + 0,1 \cdot 85 + 0,35 \cdot 0,75 \cdot 4,5 \cdot 55 + 2 \cdot \frac{735-55}{7} + 20}}$$

= 1355 кВт.

П.3.5.3. Минимальная установленная мощность привода

$$N_{\text{уст}} = 1,1 \cdot 1355 = 1490 \text{ кВт}$$

П.3.5.4. Выбор количества двигателей

Так как  $N_{\text{уст}} > 1250$  кВт, то принимается двухдвигательный привод.

П.3.5.5. Принимается редуктор типа ЦО2-16

Передающее число  $i_p = 10,5$ .

П.3.5.6. Необходимая синхронная скорость вращения вала двигателя

$$n_s^* = \frac{60 \cdot 7 \cdot 10,5}{3,14 \cdot 3,5} = 401 \text{ об/мин}$$

Допускаемая скорость вращения вала двигателя 600 об/мин

П.3.5.7. Выбор двигателя

Принимаются два двигателя типа АСН-16-57-12 У4

Номинальная мощность  $N_{ном} = 300 \text{ кВт}$

Синхронная скорость вращения  $n_s^* = 500 \text{ об/мин}$

Номинальная скорость вращения  $n_n = 490 \text{ об/мин}$

номинальный ток ротора  $I_r = 480 \text{ А}$ ,

номинальное напряжение ротора  $U_r = 990 \text{ В}$ ,

перегрузочная способность  $\frac{M_{max}}{M_{ном}} = 2,4$

маховый момент ротора  $G_r^2 = 10,3 \text{ кНм}$ .

П.3.5.8. Приведенная масса движущихся частей подъемной установки

$$M_{пр} = \frac{I}{3,5^2 \cdot 9,81} (3200 + 1850 + 101,4 + 2 \cdot 10,5^2 \cdot 10,3) + \\ + (110,5 + 56,9) \frac{I}{9,81} = 78,9 \text{ т.}$$

П.3.5.9. Наибольшее статическое изгибающее среднее усилие на обode барабана подъемной машины

$$F_{cp} = 110,5 + 0,017 \cdot 52 (735 + 22) + 0,75 \cdot 78,9 = 226,6 \text{ кН}$$

П.3.5.10. Максимальное усилие на обode барабана подъемной машины

$$F_{max} = 1,3 \cdot 226,6 = 294,5 \text{ кН}$$

П.3.5.11. Номинальное усилие электродвигателя

$$F_{\text{ном}} = \frac{1,02 \cdot 800 \cdot 2}{7} = 233,1 \text{ кН}$$

П.3.5.12. Проверка двигателя по перегрузочной способности

$$\frac{F_{\text{max}}}{F_{\text{ном}}} = \frac{294,5}{233,1} = 1,26 < 2,4$$

Принятый двигатель удовлетворяет условиям работы.

П.3.5.13. Фактическая скорость подъёма

$$V_{\text{ф}} = \frac{3,14 \cdot 3,5 \cdot 490}{60 \cdot 10,5} = 6,5 \text{ м/с.}$$

### П.3.6. РАСЧЁТ РОТОРНЫХ СОПРОТИВЛЕНИЙ

П.3.6.1. Производится для подъёмной машины типа ЦЗ,5х2,4.

П.3.6.2. Номинальный и максимальный момент электродвигателя :

$$M_{\text{ном}} = \frac{1,02 \cdot 800 \cdot 3,5 \cdot 0,93}{2 \cdot 8,5} = 156,2 \text{ кНм ;}$$

$$M_{\text{max}} = 2,4 \cdot M_{\text{ном}} = 374,9 \text{ кНм}$$

П.3.6.3. Статический момент сопротивления

$$M_{\text{ст}} = \left[ 110,5 + 0,01 \cdot 7,52 (735 + 22) \right] \frac{3,5}{2} = 293,0 \text{ кНм.}$$

П.3.6.4. Средний пусковой момент

$$M_{\text{ср}} = \frac{293,0 + 0,75 \cdot 73,9 \cdot \frac{3,5}{2}}{2 \cdot 0,93} = 213,2 \text{ кНм.}$$

П.3.6.5. Номинальное скольжение

$$S_n = \frac{500 - 490}{500} = 0,02$$

П.3.6.6. Предварительное значение коэффициента переключения

$$\lambda_{пр} = \sqrt{\frac{6+I}{0,02}} = 1,74$$

П.3.6.7. Моменты переключения :

$$M_1 = \frac{2 \cdot 1,74}{1 + 1,74} \cdot 213,2 = 270,8 \text{ кНм} ;$$

$$M_2 = \frac{2}{1 + 1,74} \cdot 213,2 = 155,6 \text{ кНм}$$

П.3.6.8. Проверка двигателя по соотношению моментов:  
номинального, статического и переключения

$$\frac{M_{ст}}{m_{об}} = 146,5 \text{ кНм} \quad 0,9 \cdot M_{max} = 337,4 \text{ кНм}$$

Условия  $M_{ном} > \frac{M_{ст}}{m_{об}}$  ,  $M_1 \leq 0,9 M_{max}$  выполняются, а

условие  $M_2 \geq 1,1 \frac{M_{ст}}{m_{об}}$  не выполняется, поэтому

$$M_2 = 1,1 \frac{293}{2} = 161,2 \text{ кНм}$$

П.3.6.9. Момент, развиваемый двигателем на предварительной ступени

$$\frac{M_{ном}}{M_{ст}} \cdot m_{об} = \frac{161,2 \cdot 2}{293} = 1,107$$

$$1,0 < \frac{M_{\text{ном}} m_{\text{об}}}{M_{\text{ср}}} < 1,15 \quad M_{\text{ср}} = 0,6 \cdot 156,2 = 93,7 \text{ кН.м}$$

П.3.6.10. Момент, развиваемый двигателем на маневровой ступени

$$M_{\text{ман}} = 1,1 \cdot 156,2 = 171,8 \text{ кН.м}$$

П.3.6.11. Критическое скольжение на естественной характеристике

$$S_{\text{ск}} = 0,02 (2,4 + \sqrt{2,4^2 - 1}) = 0,092$$

П.3.6.12. Скольжение на естественной характеристике при верхнем и нижнем моментах переключения :

$$S_{\text{с1}} = 0,092 \left[ \frac{374,9}{270,8} - \sqrt{\left( \frac{374,9}{270,8} \right)^2 - 1} \right] = 0,039 ;$$

$$S_{\text{с2}} = 0,092 \left[ \frac{374,9}{161,2} - \sqrt{\left( \frac{374,9}{161,2} \right)^2 - 1} \right] = 0,021$$

П.3.6.13. Корректировка величины коэффициента переключения

$$\lambda = \sqrt[3]{\frac{1}{0,021}} = 1,73$$

П.3.6.14. Корректировка величины моментов переключения

$$M_2 = \frac{270,8}{1,73} = 155,5 \text{ кН.м} < 161,2 \text{ кН.м}$$

Так как величина  $M_2 < 1,1 \frac{M_{\text{ср}}}{m_{\text{об}}}$ , то принимается  $M_2 = 161,2 \text{ кН.м}$  и корректируется величина  $M_1$  ;

$$M_1 = 161,2 = 278,9 \text{ кН.м} < 0,9 \cdot M_{\text{ном}}$$

П.3.6.15. Внутреннее активное сопротивление ротора (в относительных единицах)

$$\tau_p = 0,02$$

П.3.6.16. Сопротивление цепи ротора различных ступеней :

$$R_8 = 0,02 \cdot 1,73 = 0,035$$

$$R_7 = 0,02 \cdot 1,73^2 = 0,060$$

$$R_6 = 0,02 \cdot 1,73^3 = 0,104$$

$$R_5 = 0,02 \cdot 1,73^4 = 0,179$$

$$R_4 = 0,02 \cdot 1,73^5 = 0,310$$

$$R_3 = 0,02 \cdot 1,73^6 = 0,536$$

$$R_{\text{ном}} = \frac{156,2}{171,8} = 0,909$$

$$R_{\text{пр}} = \frac{156,2}{93,7} = 1,667$$

$$\frac{0,9}{\lambda} = 0,520 :$$

$$\frac{1,1}{\lambda} = 0,636$$

$$0,502 < 0,536 < 0,636$$

Коэффициент переключения выбран правильно и не требует корректировки.

П.3.6.17. Сопротивление ступеней:

$$\tau_8 = 0,035 - 0,02 = 0,015$$

$$\tau_7 = 0,060 - 0,035 = 0,025$$

$$\tau_6 = 0,104 - 0,060 = 0,044$$

$$\tau_5 = 0,179 - 0,104 = 0,075$$

$$\tau_4 = 0,310 - 0,179 = 0,131$$

$$\tau_3 = 0,536 - 0,310 = 0,226$$

$$\tau_{\text{ном}} = 0,909 - 0,536 = 0,373$$

$$\tau_{\text{пр}} = 1,667 - 0,909 = 0,758$$

П.3.6.18. Ток ступеней за время их работы (среднее значение действующего тока)

Для предварительной ступени  $J_{\text{пр}} = 0,6 \cdot 480 = 288 \text{ A} ;$

для маневровой ступени  $J_{\text{ном}} = 1,1 \cdot 480 = 528 \text{ A}$

для пусковой ступени  $J_{\text{п.к.}} = 1,0 \cdot 480 = 480 \text{ A}$

П.3.6.19. Длительность цикла выдачи энергии в начальный период прохода

$$t'_m = \frac{2,55 - 110}{8,5} + \frac{4,3,5}{0,75} + 4,555 \cdot 0,75 \cdot 1,00 + 106 + 150 = 429 \text{ с}$$

П.3.6.20. Продолжительности включения ступеней роторных сопротивлений

$$ПВ_{пр} = \frac{30}{489} = 0,06 ; \quad ПВ_{мин} = \frac{30 + 79}{439} = 0,21$$

Учитывая необходимость навивки каната на барабан, ремонтных работ в стволе, использования подъёмной установки при армровке ствола, следует принять

$$ПВ_{пр} = 0,25 ; \quad ПВ_{мин} = 0,25 ;$$

$$ПВ_{стух} = \frac{30 + 79 + 106 + 20}{489} = 0,47$$

П.3.6.21. Эквивалентный ток ступеней с учётом режима их работы в течение цикла :

$$J_{экв.пр} = 283 \sqrt{0,25} = 144 \text{ А} ;$$

$$J_{экв.мин} = 523 \sqrt{0,25} = 264 \text{ А} ;$$

$$J_{стух.мин} = 480 \sqrt{0,47} = 329 \text{ А} .$$

П.3.6.22. Формуляр расчёта роторных сопротивлений

Наименование ступени	Сопротивление цепи ротора	Сопротивление ступени		Среднее значение действующего тока	Продолжительность включения	Эквивалентный ток
	отн. ед.	отн. ед.	См			
I	2	3	4	5	6	7
Ротор	0,02					
8	0,035	0,015	0,018	460	0,47	329
7	0,060	0,025	0,030	480	0,47	329
6	0,104	0,044	0,052	460	0,47	329

I	2	3	4	5	6	7
5	0,179	0,075	0,069	480	0,47	329
4	0,310	0,131	0,155	480	0,47	329
3	0,536	0,226	0,269	480	0,47	329
Маневровая	0,909	0,373	0,444	528	0,25	264
Предварительная	1,667	0,758	0,902	288	0,25	144

П.3.6.23. По данным расчётного формуляра производится выбор стандартных ящиков сопротивления и составляется схема их соединения для каждой фазы

### П.3.7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЕКТНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОХОДИМ СТВОЛА

П.3.7.1. Производится для случая оснащения ствола двумя подъёмными машинами типа ЦЗ,5х2,4

П.3.7.2. Длительность цикла выдачи бады

$$T_{\text{ц}} = \frac{0,7 \cdot 2,735 - 110}{8,5} + \frac{2,2 \cdot 8,5}{0,75} + 1,0 \cdot 4,5 \cdot 55 + \\ + 108 + 150 = 660 \text{ с}$$

П.3.7.3. Техническая производительность подъёмных установок

$$P_{\text{тех}} = \frac{3600 \cdot 0,94}{1,8} \sum_{j=1}^2 \frac{4,5}{660} = 25,26 \text{ м}^3/\text{ч}$$

П.3.7.4. Время уборки породы

$$T_{\text{с}} = \frac{(6 + 2 \cdot 0,5)^2 \cdot 4,2 \cdot 1,8 \cdot 1,25}{1335 \cdot 0,94 \cdot \frac{2}{\sqrt{1}} \cdot \frac{4,5}{660}} = 8,1 \text{ ч}$$

П.3.7.5. Длительность проходческого цикла

$$T_{\text{к}} = 6,5 + 3,0 + 3,2 + 3,5 + 3,1 + 0,5 = 24,8 \text{ с}$$

П.3.7.6. Средние месячные темпы проходки ствола

$$V_{\text{пр}} = \frac{24 \cdot 30 \cdot 4,2}{24,8} = 122 \text{ м/мес}$$

П.3.7.7. Расчётное время проходки ствола

$$T = \frac{735}{122} = 6,02 \text{ мес}$$

П.3.7.8. Средние затраты труда в человеко-сменах на одну заходку

$$T_{\text{чс}} = \frac{24,8 \cdot 28}{24} = 28,9 \text{ челосмен}$$

П.3.7.9. Средняя производительность труда одного проходчика за сменный выход

$$P_{\text{пр}} = \frac{0,785 \cdot 6^2 \cdot 4,2}{28,9} = 4,11 \text{ м}^3 \text{ ствола в смену/выход}$$

## Содержание

	Стр.
Введение .....	2
I. Общие положения .....	4
2. Режим работы и расчёт основных параметров комплекса проходческого подъёмного оборудования .....	56
Приложение I. Цикл проходческий. Методика расчёта длитель- ности составляющих .....	9
Приложение 2. Комплекс подъёмного оборудования. Методика расчёта основных параметров .....	22
Приложение 3. Пример расчёта. Длительность составляющих проходческого цикла и основных параметров комплекса подъёмного оборудования .....	60

ЦГШ Зак. N.174.....

ТИР. 30 экз