Министерство угольной промышленности СССР

Центральный научно-исследовательский институт экономики и научно-технической информации угольной промышленности (ЦНИЭИуголь)

Всесоюзный научно-исследовательский институт горной механики им. М.М. Федорова

Проект

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СКИПОВЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ДЕЙСТВУЮЩИХ ШАХТ

МОСКВА — 1982

gost.e-ecolog.ru

С О Д Е Р Ж А Н И Е

1. Общие положения 1
2. Исходные данные 5
3. Геометрические характеристики сечений изнашиваемых конструктивных элементов жестких армировок 13
4. Допустимая скорость движения подъемных сосудов 23
4.1. По состоянию армировки ствола 23
4.2. По состоянию подъемной машины 23
4.3. Максимально допустимая скорость 23
5. Допустимая грузоподъемность подъемных сосудов 23
5.1. По состоянию армировки ствола 23
5.2. По состоянию подъемной машины 24
5.3. Максимально допустимая грузоподъемность 27
6. Продолжительность цикла подъема 27
7. Продолжительность работы подъемной установки 29
8. Производительность шахтного подъема 29
8.1. Часовая 29
8.2. Суточная 30
8.3. Годовая 30
9. Методика определения нормативных соотношений производительности общешахтного комплекса и системы горных работ 30
10. Формирование технических мероприятий по увеличению производительности шахтного подъема и определение затрат на их осуществление 35
10.1. Мероприятия по увеличению производительности подъемной установки за счет повышения скорости подъемных сосудов 35
10.2. Мероприятия по увеличению производительности подъемной установки за счет повышения грузоподъемности подъемных сосудов 36
10.3. Мероприятия по повышению работоспособности системы "сосуд-армировка" . . 37
10.4. Определение затрат на модернизацию шахтного подъема 38
Приложение 1. Методика определения фактических износов конструктивных элементов жестких армировок 47
Приложение 2. Инструкция к программе расчета жестких армировок 56
Приложение 3. Расчет армировки на устойчивость движения подъемных сосудов . . 74
Приложение 4. Таблицы параметров оборудования подъемных установок 104
Приложение 5. Методические указания к расчету тормозного момента и проверочному расчету на нескольжение канатов в режимах предохранительного торможения подъемных машин со шкивами трения 118
Приложение 6. Проверочный расчет электродвигателя на тепловой режим 122
Приложение 7. Расчет контрольного примера определения производительности скипового подъема и затрат на осуществление мероприятий по ее повышению . . 133

© ЦНИЭИуголь. 1982

Сдано в производство и подписано в печать 19.10.1982
Формат 60x84/16. Уч.-изд.л.13,40. Печ.л.11,25. Изд.№ М-5325
Тираж 100 экз. Заказ № 699

ЦНИЭИуголь, Москва, К-12, пр.Сапунова, д.13/15.
Типография, 1-й Смоленский пер., д.10/5

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

I.I. Настоящая методика содержит расчет производительности многоканатных и одноканатных скиповых подъемных установок, обеспечивающий комплексный подход к определению его технических возможностей, а также формирование и экономическую оценку мероприятий по повышению.

I.2. Методика позволяет определить скорость и грузоподъемность сосудов с учетом эксплуатационного состояния армировки шахтного ствола и подъемной машины, часовую, суточную и годовую производительности подъема.

При этом считается, что параметры подъемной машины (допустимая разность статических натяжений канатов и максимальное статическое натяжение канатов) уменьшаются со временем по экспоненциальному закону учитывающем фактор "старения" подъемной машины.

I.3. Методика регламентирует порядок формирования мероприятий по увеличению производительности подъема.

В соответствии с этим все возможные мероприятия по повышению производительности подъема сведены к двум основным направлениям: увеличению полезного груза и уменьшению чистого времени подъема. Каждое из направлений охватывает определенные узлы подъемной установки и включает одно или несколько мероприятий, обеспечивающих повышение производительности подъема. В ряде случаев реализация одного или нескольких мероприятий влечет за собой необходимость выполнения дополнительных работ по замене канатов, усилению копра, реконструкции или строительству нового здания подъемной машины.

Для определения необходимости усиления элементов копра в методике используется комплекс "Копер", разработанный институтом УкрНИИпроект для расчета элементов укосного копра и программа "Расчет башенного копра", разработанная институтом Донпромстройниипроект для расчета элементов башенного копра.

I.4. Решения по модернизации подъемного комплекса направлены как на удешевление строительно-монтажных работ, так и на сокращение остановки работы шахты на период модернизации.

При замене изношенных или имеющих недостаточную производительность подъемных машин целесообразно устанавливать новую машину с расположе-

нием привода, противоположным старой машине. Это позволяет работы по установке нового двигателя и редуктора (земляные работы, фундаменты, пристройка к существующему зданию, монтаж оборудования) производить без остановки работы подъема. Лишь замена коренной части и тормозной системы машины требует краткосрочной (6–8 дней) остановки шахты.

В тех случаях, когда из-за стесненности застроенной промплощадки невозможно выполнить пристройку к существующему зданию подъемной машины, целесообразно заказать новую машину с удлиненной вставкой между валом барабана и валом редуктора. При этом коренная часть и редуктор новой машины размещаются в проемах фундамента старой, что позволяет работы по замене машины завершать за 12–15 дней.

Замена скипов с увеличением грузоподъемности осуществляется в основном за счет удлинения с сохранением их размеров в плане. При этом необходима проверка высоты копра на переподъем скипов, а также глубины зумпфовой части ствола. Такое решение обычно связано с изменением конструкции бункера для улавливания угля, просыпающегося при загрузке скипов, а также с усовершенствованием технологической схемы чистки зумпфа.

Замена копра производится либо при его изношенности, либо когда старый копер не соответствует разрывному усилию каната реконструируемой подъемной установки. При замене копра существующий копер обычно станковой системы (т.е. принимающим усилия от подъема без передачи на станок).

При замене станка копра новый станок монтируется рядом со старым, а затем за 1–3 дня надвигается на место старого, предварительно сдвинутого станка.

Как и копер, армировка стволов заменяется либо при изношенности, либо при несоответствии новым параметрам подъема. Проектами предусматривается применение новой геометрической схемы расположения расстрелов с односторонним расположением проводников. Такая схема позволяет в ремонтную смену устанавливать элементы новой армировки, не препятствующие нормальной работе подъема на старой армировке, расстрелы располагаются строго в вертикальной плоскости, даже если существующая армировка имеет от нее отклонения.

Проверяется также возможность установки нового загрузочного устройства, рассчитанного на скипы большей емкости в существующих камерах, которые при необходимости расширяются.

При невозможности этого в стволе сооружается новая камера с привязкой к ней технологической цепи горных выработок околоствольного двора

1.5. Методика позволяет произвести оценку ресурса подъемных установок действующих шахт по фактору "армировка" с целью повышения пропускной способности стволов. Определение эксплуатационных возможностей армировок конкретных стволов производится с учетом фактического износа

расстрелов и регламентированного действующими правилами безопасности износа рабочих поверхностей проводников.

Расчет заключается в определении геометрических характеристик сечений изнашиваемых расстрельных балок и проводников допустимых и фактических запасов устойчивости системы "сосуд-армировка". Это позволяет определить возможности интенсификации действующей подъемной установки и дать нормы допустимого износа расстрелов.

I.6. Продолжительность остановок шахтных подъемных установок на выполнение работ по техническому обслуживанию и ремонту в методике определяется из условий соблюдения требований ПБ, ПТЭ и инструктивных материалов заводов-изготовителей оборудования, входящего в состав шахтных подъемных установок и других директивных материалов. Перечень и содержание этих работ помещен в утвержденном МУП СССР "Руководстве по техническому обслуживанию и ремонту шахтных подъемных установок".

I.7. При формировании мероприятий по увеличению производительности подъемных установок, оборудованных машинами со шкивами трения, за счет повышения грузоподъемности подъемных сосудов для их безопасной эксплуатации в методике производится определение правильности настройки тормозной системы. Правильность такой настройки характеризуется прежде всего значением расчетного и фактического тормозного момента, обеспечивающего своевременную остановку машины при отсутствии скольжения в режимах предохранительного торможения.

I.7.I. Нижняя граница допустимых значений тормозного момента предохранительного тормоза определяется минимально допустимым замедлением машины $[a_c]$ при опуске расчетного груза или опуске противовеса с порожним сосудом. Величина $[a_c]$ принимается для грузолюдских подъемных установок не менее I,5 м/с^2 и для грузовых – не менее I,2 м/с^2 при условии оборудования последних устройством, ограничивающим опуск груза или противовеса с порожним сосудом.

I.7.2. Верхняя граница допустимых значений тормозного момента предохранительного тормоза определяется условиями отсутствия скольжения канатов с заданным запасом нескольжения.

I.7.3. Оценка запасов нескольжения канатов производится по критерию отдаленности фактического состояния системы при предохранительном торможении от ее критического состояния, приводящего к скольжению канатов. Отдаленность системы от критического состояния должна гарантироваться расчетом для всех эксплуатационных режимов движения подъемных сосудов, при которых возможно предохранительное торможение, включая режимы: опуск и подъем сосудов с номинальным расчетным грузом и перегон порожних сосудов (опуск и подъем противовеса при порожнем сосуде).

I.7.4. Различаются три принципиально различных критических состояний системы по признакам:

- критическое отношение натяжений в набегающей и набегающей на шкив ветвей канатов;
- критическое замедление машины;
- критическая разность натяжений канатов.

Соответственно отношения критических значений указанных параметров к их фактическим величинам в режимах предохранительного торможения определяют запас неопрокидывания канатов по критериям K, Q и S.

I.7.5. Расчет на неопрокидывание канатов подъемных установок должен производиться по K-критерию с запасом неопрокидывания не менее I,2. Допускается в отдельных случаях по согласованию с ВНИИГМ им.М.М.Федорова производить расчет по Q или S -критериям с запасом неопрокидывания канатов не менее I,25.

I.7.6. Важнейшим параметром, определяющим верхнюю границу допустимых значений тормозного момента, является коэффициент трения между канатами и футеровкой канатоведущего шкива, расчетное значение которого (f) необходимо принимать равным 0,25 для футеровок всех видов из искусственных материалов, допущенных к эксплуатации, и равным 0,20 - для деревянной футеровки. В отдельных случаях по согласованию с ВНИИГМ им.М.М.Федорова на основании результатов опытной проверки фактического значения коэффициента трения в расчет допускается принимать $f = 0,3$.

I.7.7. Значения параметров массивности отдельных элементов подъемной установки (двигателя, редуктора, подъемной машины, отклоняющих или копровых шкивов, головных и уравновешивающих канатов, сосудов) должны приниматься в расчет строго в соответствии с паспортными или каталожными данными на каждый вид оборудования.

I.7.8. Расчетный вес перевозимого в скипах груза определять по данным настройки весового дозирующего устройства. При объемном дозировании расчетный вес груза определять, исходя из рабочей емкости дозатора; при этом объемный вес горной массы принимать равным I,6 кгс/м^3, а объемный вес породы - I,8 кгс/м^3. Во всех случаях вес груза не должен превышать значения, предусмотренного проектом для данной подъемной установки.

I.8. Для экономической оценки проводимых мероприятий разработана информационная база на основе каталожных данных стоимости различных типов подъемных машин, электродвигателей, редукторов, канатов, подъемных сосудов, зданий подъемных машин, бункеров, электроаппаратуры, армировки ствола.

I.9. Основанием для разработки методики является тематический план институтов ЦНИЭуголь и ВНИИГМ им.М.М.Федорова.

I.I0. Цель методики состоит в повышении обоснованности расчетов производительности шахтного подъема.

I.II. Методика создана на основе результатов научно-исследова-

тельских работ институтов горной механики им.М.М.Федорова. Использовались также работы институтов "Центрогипрошахт", "УкрНИИпроект", "Донгипромотрой НИИпроект", проектные материалы институтов "Донгипрошахт", "Днепрогипрошахт", "Пигипрошахт", "Ворошиловградгипрошахт", "Типрошахт", "Ростовгипрошахт", Донецкой проектной конторы, нормативные и инструктивные документы. При разработке методики был учтен многолетний опыт эксплуатации действующих подъемных установок, опыт наладочных управлений треста "Донецкуглеавтоматика", опыт института и создания подъемных машин Донецкого машиностроительного завода им.Ленинского комсомола Украины.

I.I2. Методика может быть использована как при ручном, так и при машинном счете, для чего она разработана в алгоритмической форме, удобной для программирования на ЭВМ.

I.I3. Методика предназначена для производственных объединений, выполняющих расчеты по определению производительности скипового подъема действующих шахт, а также для проектных организаций, выполняющих проектные работы по модернизации подъема и преследует цель замены всех применяемых в настоящее время методик и руководств.

2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА

Таблица 2.I

Наименование параметров	Обозначение	Единица измерения	Значение
I	2	3	4
I. Эксплуатационно-технологические параметры			
I.I. Суточная производительность шахты по выдаче горной массы	$A_{сут}$	тс/сут	
I.2. Количество одновременно разрабатываемых горизонтов	$K_{гор}$		
I.4. Количество скиповых подъемов	$K_{под}$		
I.5. Число подъемных установок в стволе	$K_{уст}$		
I.6. Глубина ствола для j-го горизонта ($j = I, K_{гор}$)	$H_{ст}^{(j)}$	м	
2. Нормативно-технические параметры			
2.I. Число рабочих дней в течение года	$n_{рд}$	дни	
2.2. Число выходных и праздничных дней в течение года	$n_{вд}$	дни	
2.3. Число смен по добыче угля	$n_{см}$	смен	
2.4. Продолжительность ежесменного технического обслуживания	$t_{см}$	ч	0,5

Продолжение таблицы 2.1

I	2	3	4
2.5. Допустимое удельное давление канатов на футеровку канатоведущего шкива подъемной машины со шкивом трения	$[p]$	кгс/м^2	20.10^4
2.6. Допустимое значение отношения диаметра канатоведущего шкива подъемной машины к диаметру головного каната для подъемных установок со шкивом трения	$[\beta]$		
2.6.1. Для установок с отклоняющим шкивом			95
2.6.2. Для установок в случае отсутствия отклоняющих шкивов			79
2.6.3. Для установок с одноканатным шкивом трения			120
2.7. Допустимое значение отношения диаметра барабана подъемной машины к диаметру головного каната для барабанных подъемных машин	$[\beta]$		
2.7.1. При круглопрядных канатах			79
2.7.2. При канате закрытой конструкции			100
2.8. Предельно допустимое временное сопротивление проволок каната на разрыв	$[G_в]$	кгс/мм^2	160-180
2.9. Коэффициент сцепления каната с футеровкой канатоведущего шкива подъемной машины со шкивом трения	f		0,25
2.10. Допустимый запас нескольжения канатов	$[k]$		1,2
2.11. Кинематические параметры			
2.11.1. Основное ускорение скипа вне разгрузочных кривых	a_2	м/с^2	0,75
2.11.2. Основное замедление скипа	a_3	м/с^2	0,75
2.11.3. Ускорение в начале движения	a_1	м/с^2	0,5
2.11.4. Замедление при отторможении	a_4	м/с^2	0,5
2.11.5. Скорость выхода скипов на разгрузочных кривых	V_1	м/с	1,2

Продолжение таблицы 2.1

I	2	3	4
2.II.6. Скорость входа в разгрузочные кривые:	V_2		
- для скипов с секторным затвором			0,5
- для скипов с клапанным затвором			0,4
8. Геометрические параметры			
8.I. Многоканатный подъем			
8.I.I. Расстояние по вертикали от нулевой отметки до верхней кромки приемного бункера	$h_{разгр}$ м		
8.I.2. Расстояние по вертикали от отметки откаточного горизонта до нижней кромки загрузочного бункера	$h_{загр}$ м		
8.I.3. Превышение уровня разгрузочного лотка скипа над верхней кромкой приемного бункера	Δ_1 м		
8.I.4. Превышение уровня нижней кромки загрузочного бункера над загрузочным окном скипа	Δ_2 м		
8.I.5. Высота переподъема	$h_{пп}$ м		
8.I.6. Расстояние между верхними амортизаторами при переподъеме до нижнего перекрытия шлюзовой камеры	h_a м		
8.I.7. Расстояние между нижним перекрытием шлюзовой камеры и верхним уровнем подшкивной площадки	$h_{шл}$ м		
8.I.8. Превышение оси отклоняющего шкива над верхним уровнем перекрытия подканатной площадки	$h_{шк}$ м		
8.I.9. Расстояние по вертикали между осями канатоведущего и отклоняющего шкивов	$l_{вер}$ м		
8.I.I0. Расстояние между нижними амортизаторами при переподъеме до верхнего яруса отбойных брусьев	$h_{отб}$ м		

Продолжение таблицы 2.I

I	2	3	4
3.I.II. Расстояние между верхним брусом отбойных брусьев до нижней точки петли уравновешивающих канатов	$h_{пет}$	м	
3.I.I2. Горизонтальное расстояние между отвесами головных канатов	ℓ_s	м	
3.I.I3. Высота копра (расстояние) от отметки устья отвала до оси канатоведущего шкива	$H_к$	м	
3.2. Одноканатный подъем			
3.2.I. Расстояние по вертикали от нулевой отметки до верхней кромки приемного бункера	$h_{разгр}$	м	
3.2.2. Расстояние по вертикали от отметки откаточного горизонта до нижней кромки загрузочного бункера	$h_{загр}$	м	
3.2.3. Превышение уровня разгрузочного лотка скипа над верхней кромкой приемного бункера	Δ_1	м	
3.2.4. Превышение уровня нижней кромки загрузочного бункера над загрузочным окном скипа	Δ_2	м	
3.2.5. Расстояние между верхним брусом отбойных брусьев до нижней точки петли уравновешивающего каната	$h_{пет}$	м	
4. Параметры подъемной машины			
4.I. Учетырехканатная подъемная машина			
4.I.I. Тип			
4.I.2. Диаметр канатоведущего шкива	$D_ш$	м	
4.I.3. Диаметр отклоняющего шкива	$D_{от}$	м	
4.I.4. Количество головных канатов	n	шт.	
4.I.5. Максимальное допустимое значение статических натяжений головных канатов	$[S]$	кгс	

Продолжение таблицы 2.I

I	2	3	4
4.I.6. Максимально допустимая разность статических натяжений головных канатов	$[\Delta S]$	кгс	
4.I.7. Максимально допустимый диаметр головного каната	$[d]_к$	мм	
4.I.8. Минимально допустимое передаточное отношение редуктора	$[i]$		
4.I.9. Максимально допустимое число оборотов электродвигателя	$[n]_м$	об/мин	
4.I.IO. Регламентированный объем машинного зала	$[V_0]$	м³	
4.I.II. Маховый момент инерции вращающихся элементов машины, приведенный к коренному валу	$(GD^2)_м$	кгс.м²	
4.I.I2. Маховый момент инерции всех отклоняющих шкивов, приведенный к собственной оси вращения	$(GD^2)_ш$	кгс.м²	
4.2. Одноканатная подъемная машина			
4.2.I. Тип			
4.2.2. Диаметр барабана	$D_б$	м	
4.2.3. Ширина барабана (для подъемной машины с неразрезным барабаном)	B	м	
4.2.4. Ширина заклиненной части барабана		м	
4.2.5. Ширина переставной незаклиненной части барабана	$B_з$	м	
4.2.6. Шаг нарезки	$t_{нар}$	мм	
4.2.7. Максимально допустимый диаметр головного каната	$[d]_{гк}$	мм	
4.2.8. Допустимое число слоев навивки каната на барабан	$[z_i]$	шт	
4.2.9. Минимально допустимое передаточное отношение редуктора	$[i]$		
4.2.IO. Максимально допустимое			

Продолжение таблицы 2.I

I	2	3	4
число оборотов электродвигателя	$[n]_м$	об/мин	
4.2.II. Максимально допустимое значение статического натяжения головного каната	$[S]$	кгс	
4.2.I2. Максимально допустимая разность статических натяжений головных канатов	$[\Delta S]$	кгс	
4.2.I3. Маховый момент инерции вращающихся элементов машины, приведенный к коренному валу	$(GD^2)_м$	кгс·м^2	
4.2.I4. Регламентированный объем здания подъемной машины	$[V_0]$	м^3	
5. Параметры электродвигателя			
5.I. Тип			
5.2. Количество	$K_{дв}$	шт	
5.3. Мощность	$N_{дв}$	кВт	
5.4. Число оборотов	$n_{дв}$	об/мин	
5.5. Коэффициент перегрузочной способности электродвигателя	$[\gamma]$		
5.6. Маховый момент инерции ротора электродвигателя	$(GD^2)_{дв}$	кгс·м^2	
6. Параметры редуктора			
6.I. Тип			
6.2. Максимально допустимый крутящий момент на тихоходном валу редуктора	$[M]_{кр}$		
6.3. Максимально допустимое число оборотов моторного вала редуктора	$[n]_{ред}$	об/мин	
6.3. Минимально допустимое передаточное число редуктора	$[i]_{ред}$		
6.4. Маховый момент инерции вращающихся элементов редуктора, приведенный к его тихоходному валу	$(GD^2)_{ред}$	кгс·м^2	
7. Параметры головных канатов			
7.I. ГОСТ			
7.2. Диаметр головного каната	$d_{гк}$	мм	
7.3. Вес I погонного метра	$q_{гк}$	кгс/м	
7.4. Разрывное усилие каната	K_z	кгс	

Продолжение таблицы 2.I

I	: 2	: 3	: 4
9. Параметры копровых (отклоняющих) шкивов			
9.I. Тип шкива			
9.2. Диаметр шкива	$D_к$	м	
9.3. Максимально допустимый диаметр головного каната	$[d]$	мм	
9.4. Максимально допустимое усилие на шкиве	$[Q]_{шк}$	кгс	
9.5. Маховый момент инерции направляющего шкива, приведенный к собственной оси вращения	$(GD_{нш})^2$	кгс.м^2	
I0. Параметры скипов			
I0.I. Тип скипа			
I0.2. Емкость скипа	$Q_м$	м^3	
I0.3. Грузоподъемность скипа	$Q_{гр}$	кгс	
I0.4. Вес скипа с прицепным устройством	Q_c	кгс	
I0.5 Общий вес скипа с грузом	$Q_к$	кгс	
I0.6. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, перпендикулярной плоскости проводников	A_c	м	
I0.7. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, параллельной плоскости проводников	B_c	м	
I0.8. Высота скипа без прицепного устройства	h_c'	м	
I0.9. Высота скипа с прицепным устройством	h_c	м	
I0.I0. Общая пауза на загрузку разгрузку скипа	$t_п$	с	
I0.II. Моменты инерции груженого скипа: относительно центральной горизонтальной оси, перпендикулярной плоскости проводников	J_φ	кгс.см.с^2	
относительно центральной горизонтальной оси, лежащей в плоскости проводников	J_y	кгс.см.с^2	
относительно центральной вертикальной оси	J_θ	кгс.см.с^2	
8. Параметры уравновешивающих канатов			
8.I. ГОСТ			
8.2. Типоразмер			

Продолжение таблицы 2.I

I	2	3	4
8.3. Количество	$n_{yк}$	шт.	
8.4. Вес I погонного метра	$q_{yк}$	кгс/м	
I0.I2. Мультипликаторы частот поворотных колебаний:			
лобовых	f_φ^2		
боковых	f_ψ^2		
в горизонтальной плоскости	f_θ^2		
I0.I3. Расстояние по вертикали от центра тяжести скипа до жестких рабочих или предохранительных направляющих:			
нижних	a_c	см	
верхних	b_c	см	
I0.I4. Расстояние по вертикали между жесткими направляющими		см	
II. Параметры схемы армировки			
II.I. Шаг армировки	$h_{ор}$	см	
II.2. Ширина колеи	S	см	
II.3. Расстояние от оси подвески до плоскости, проходящей через лобовые поверхности проводников (односторонних)	D	см	
II.4. Материал крепи			
II.5. Проводники			
II.5.I. Тип			
II.5.2. Моменты инерции:			
лобовой	$J^л$	$см^4$	
боковой	$J^б$	$см^4$	
II.5.3. Площадь сечения	$F_{пр}$	$см^2$	
II.5.4. Износ согласно требованиям ПБ (§ 3I2)	$\delta^л = \delta^б$		
II.6. Расстрелы			
II.6.I. Тип			
II.6.2. Момент инерции	J_y	$см^4$	
II.6.3. Площадь сечения	$F_р$	$см^2$	
II.6.4. Фактический износ	$\delta_р$	см	
II.6.5. Глубина заделки концов расстрелов в крепь ствола	$t_{ср}$	см	

Для проведения расчетов необходимо дополнительно иметь следующую документацию (см.приложение 7):

а) схему армировки и геометрические размеры ее элементов;

б) чертежи скипа (общий вид, металлоконструкции кузова и рамы.

3. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ СЕЧЕНИЙ ИЗНАШИВАЕМЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ЖЕСТКИХ АРМИРОВОК

3.1. Определение геометрических характеристик сечений изнашиваемых расстрельных балок

Момент инерции равномерно изношенного сечения балки двутаврового профиля относительно центральной вертикальной оси ОУ (рис.3.1а) определяется по формуле

$$J_{yu} = J_y - \delta_p M_1 + \delta_p^2 M_2 \ , \qquad см^4 \qquad (3.1)$$

где J_y – момент инерции сечения новой расстрельной балки относительно центральной вертикальной оси ОУ, $см^4$; определяется по табл.3.1 в зависимости от номера профиля;

δ_p – фактический износ расстрельной балки на сторону, см; определяется согласно раздела 1.1 приложения 1;

M_1, M_2 – коэффициенты геометрии сечения новой расстрельной балки двутаврового профиля; определяются по табл.3.2 в зависимости от номера профиля.

Площадь сечения равномерно изнашиваемой балки двутаврового профиля определяется по формуле

$$F_{pu} = F_p - \delta_p M_3 \ , \qquad см^2 \qquad (3.2)$$

где F_p – площадь поперечного сечения новой расстрельной балки, $см^2$; определяется по табл.3.1 в зависимости от номера профиля;

M_3 – коэффициент геометрии сечения новой расстрельной балки двутаврового профиля, см; определяется по табл.3.2.

Момент инерции сечения равномерно изнашиваемой балки полого прямоугольного профиля относительно центральной вертикальной оси ОУ (рис. 3.1б) определяется по формуле

$$J_{yu} = \frac{1}{12}\left[\left(h_p - 2\delta_p\right)\left(b_p - 2\delta_p\right)^3 - \left(h_p - 2t_p + \delta_p\right) \times \right.$$
$$\left. \times \left(b_p - 2\cdot t_p + \delta_p\right)^3\right] \ , \ см^4 \qquad (3.3)$$

где h_p, b_p, t_p – соответственно высота и ширина профиля, толщина стенки новой расстрельной балки, см; определяется по табл.3.1;

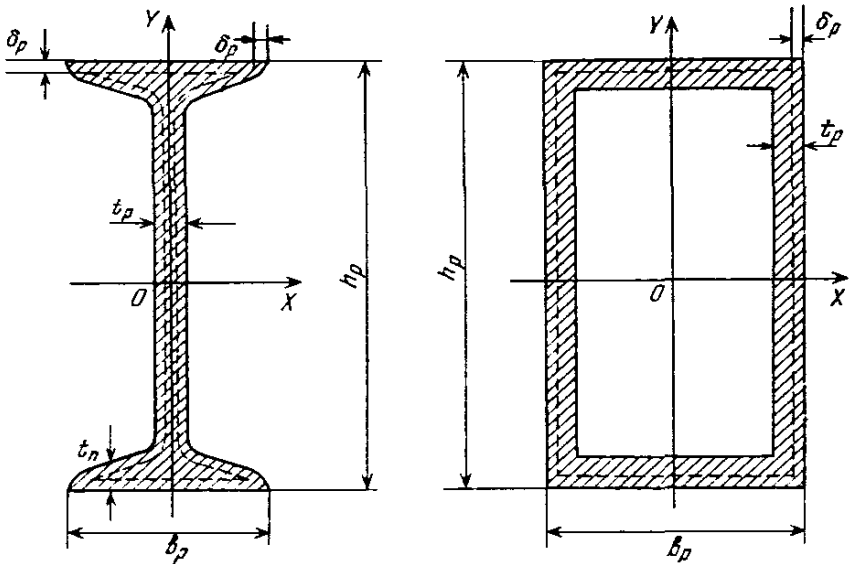


Рис.3.I. Сечения расстрельных балок двутаврового (а) и полого прямоугольного (б) профилей

Характеристика профилей расстрелов

Таблица 3.I

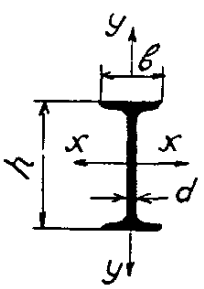
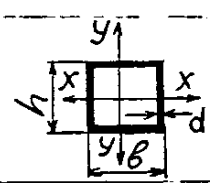
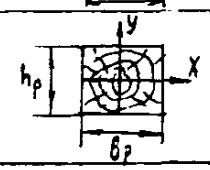
№ пп	Сечение профиля и обозначение размеров	Наименование профиля	ГОСТа или ОСТа	Номер профиля	Размеры, мм h_p	b_p	t_p	J_x см^4	J_y см^4	W_x см	W_y см^3	q_p кг/пм	F_p см^2	Оптовая цена, руб/тс (руб/м^3)
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5
I.		балки двутавровые	ОСТ I00I6-39	I8	I80	94	6,5	I660	I22	I85	26,0	24,I	30,6	207
2.				20в	200	I02	9,0	2500	I69	250	33,I	3I,I	39,5	207
3.				22в	220	II2	9,5	3570	239	322	42,7	36,4	46,4	207
4.				24в	240	II3	I0,0	4800	297	400	50,4	4I,2	52,6	200
5.				27в	270	I24	I0,5	6870	366	509	58,9	47,I	60,0	200
6.				30в	300	I28	II,0	9400	422	627	65,9	52,7	67,2	200
7.				33в	330	I32	II,5	I2500	484	757	73,4	58,6	74,7	200
8.				36в	360	I38	I2,0	I6530	582	9I9	84,3	65,2	83,5	200
9.				40в	400	I44	I2,5	22780	692	II40	96,2	73,8	94,I	200
I0.			ГОСТ 8239-72 (ГОСТ 8239-56)	24а	240	I25	5,5	3800	260	3I7	4I,6	29,4	37,5	200
II.				27а	270	I35	6,0	5500	337	407	50,0	33,9	43,2	200
I2.				30а	300	I45	6,5	7780	436	5I8	60,I	39,2	49,9	200
I3.				36	360	I45	7,5	I3380	5I6	743	7I,I	48,6	6I,9	200
I4.				40	400	I55	8,3	I9062	667	953	86,I	57,0	72,6	200
I5.			ГОСТ I9425-74 (ГОСТ 5I57-53)	24Ш	240	II0	8,2	4640	276	387	50,2	38,3	48,7	200
I6.				30Ш	300	I30	9,0	9500	480	633	73,9	50,2	64,0	200
I7.				36Ш	360	I30	9,5	I5340	5I8	852	79,7	57,9	73,8	200
I8.			ГОСТ I9425-74	20С	200	I00	7,0	2370	I59	237	3I,8	27,9	35,6	200
I9.				20Са	200	I02	9,0	2500	I70	250	33,3	3I,I	39,6	200
20.				22С	220	II0	7,5	3400	228	3I0	4I,5	33,I	42,I	200
2I.				27С	270	I22	8,5	6550	346	485	56,7	42,8	54,5	200
22.				27Са	270	I24	I0,5	6870	366	507	59,0	47,0	59,9	200
23.				33С	330	I40	I4	I7360	6I8	964	88,3	7I,3	90,9	200
24.		обычный коробчатый профиль			I60	I00	I0	I564	740	I98	I48	37,6	50,6	245
25.					I70	I04	I0	I930	840	223	I62	39,6	52,0	245
26.					2I2	I30	I2	4460	I965	420	303	59,4	77,8	245
27.					200	I25	I2	4460	I965	420	303	59,4	75,8	245
28.		деревянный брус			220	220	-	I952I		I775		29,0	484,0	45

Таблица 3.2

№ двутаврового профиля	ОСТ 10016-39									ГОСТ 19425-74 (ГОСТ 5157-53)		
	18	20а, в	22а, в	24а, в	27а, в	30а, в, с	33 а, в, с	36 а, в, с	40а, в, с	24М	30М	36М
, $см^3$	355	442	584	686	798	906	997	1143	1300	603	945	974
, $см^2$	202	235	283	316	351	385	412	453	496	285	392	402
, см	71	77	85	91	99	107	114	122	133	88	108	119

№ двутаврового профиля	ГОСТ 19425-74					ГОСТ 8239-72 (ГОСТ 8239-56)						
	20С	20Са	22С	27С	27Са	36С	24а	27а	30а	33	36	40
, $см^3$	429	456	568	778	818	1196	786	978	1205	1107	1231	1511
, $см^2$	230	241	277	344	358	470	345	401	463	438	472	542
, см	77	77	85	99	99	123	95	105	114	118	126	137

Площадь сечения равномерно изнашиваемой балки полого прямоугольного профиля определяется по формуле

$$F_{pu} = \left(h_p - 2\delta_p\right)\left(B - 2\delta_p\right) - \left(h_p - 2t_p + \delta_p\right) \times \left(B - 2t_p + \delta_p\right),\ см^2 \qquad (3.4)$$

Для удобства выполнения расчетов искомое значение момента инерции сечения равномерно изнашиваемой расстрельной балки можно определять по формуле:

$$J_{yu} = J_y \cdot \alpha_p \ , \qquad (3.5)$$

где α_p – коэффициент износа расстрела, характеризующий изменение момента инерции сечения относительно центральной вертикальной оси ОУ.

Значения коэффициента α_p находятся по одному из графиков рис 3.2а в зависимости от износа δ_p сечения соответствующей расстрельной балки.

Искомое значение площади сечения равномерно изнашиваемой расстрельной балки можно определять по формуле:

$$F_{pu} = F_p \cdot f_p \ , \qquad (3.6)$$

где f_p -коэффициент изменения площади сечения изнашиваемого расстрела. Значения коэффициента f_p находятся по одному из графиков рис. 3.2б в зависимости от износа δ_p сечения соответствующей расстрельной балки.

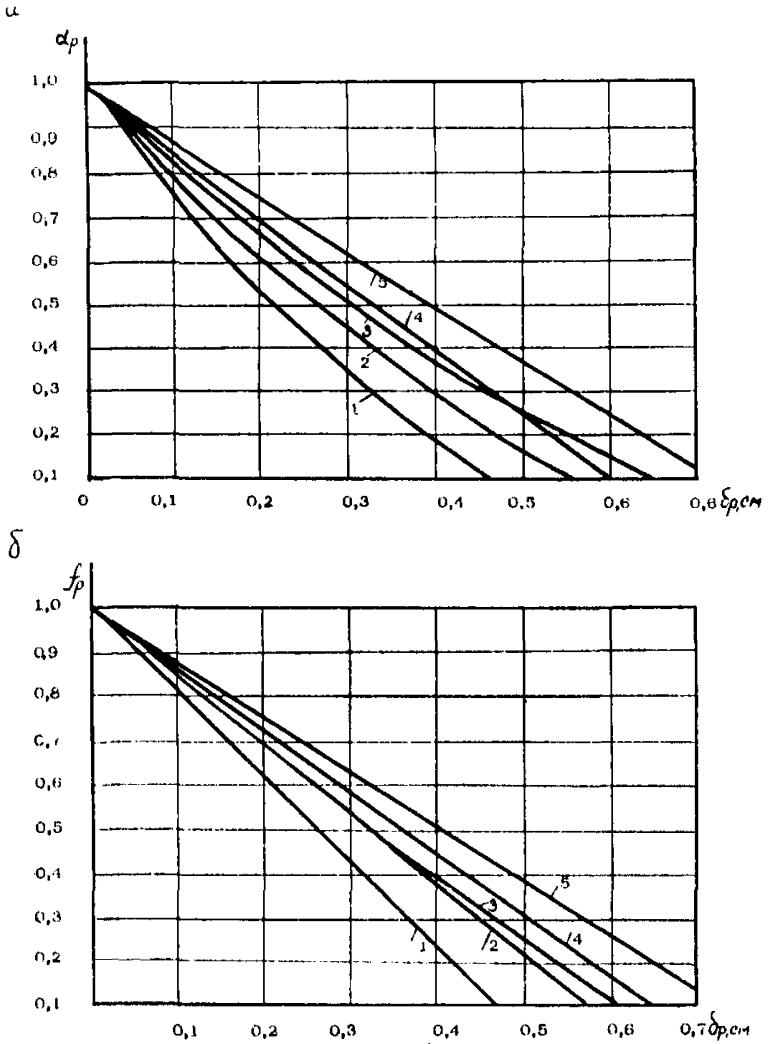


Рис. 3.2. Графики коэффициентов α_ρ и f_ρ, характеризующих изменение соответственно моментов инерции (а) и площадей (б) сечений расстрельных балок из двутавра (№ 20-I, № 30-2, № 40-3 по ОСТ 10016-39)и полого прямоугольного профиля (П170х104х10-4, П212х130х12-5) в зависимости от износа δ_ρ

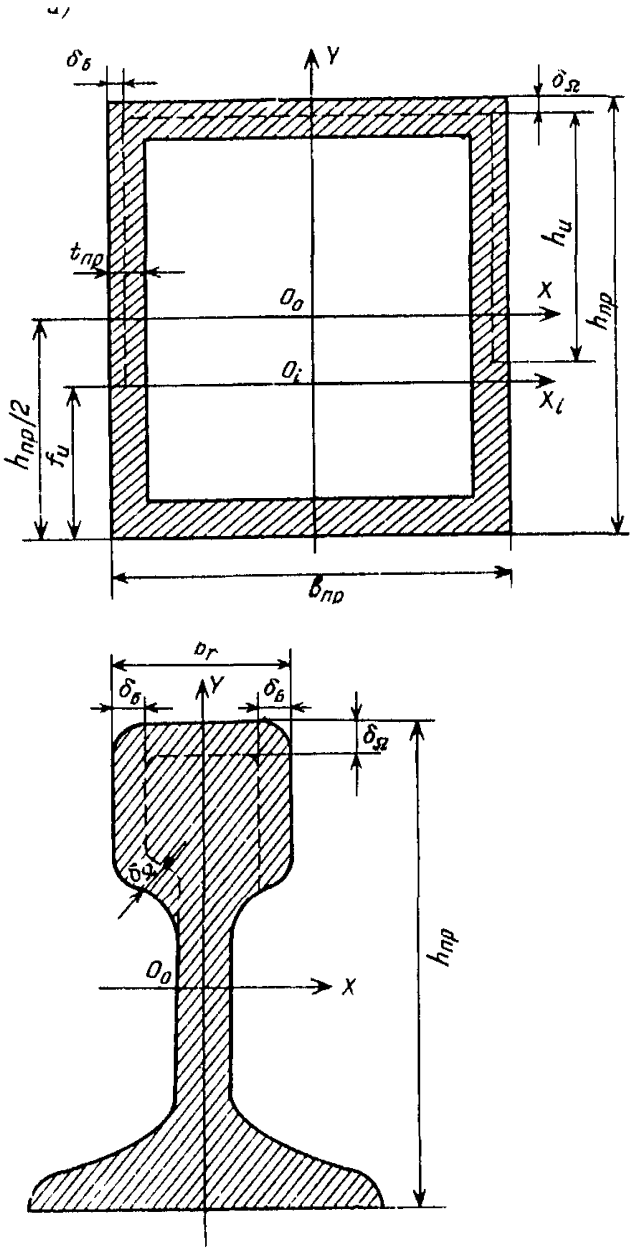


Рис.3.3. Сечения проводников прямоугольного (а) и рельсового (б) профилей

3.2. Определение геометрических характеристик сечений изнашиваемых проводников

Лобовой момент инерции сечения изнашиваемого проводника прямоугольного профиля- момент инерции сечения относительно центральной оси ОХ (рис. 3.3а) определяется по формуле:

$$J_{Au} = J_{xu} = J_x - e_u^2 F_{npu} - K\left[c_u^2 b_{np}\delta_л + 2\left(\frac{\delta_б h_u^3}{12} + a_u^2 \cdot h_u \delta_б\right)\right], \quad (3.7)$$

где $J_x = J_л$ -лобовой момент инерции сечения нового проводника прямоугольного профиля, $см^4$;

h_u - высота изношенной с боковой стороны части сечения проводника прямоугольного профиля, см;

b_{np} -ширина профиля нового проводника прямоугольного профиля, см; определяется по табл. 3.3 в зависимости от типоразмера профиля проводника;

$\delta_л$, $\delta_б$ -фактические износы рабочей поверхности проводника соответственно в лобовом и боковом направлениях, см; определяется согласно раздела I.2 приложения I;

K -коэффициент износа проводника прямоугольного сечения (K =I,5- для полого профиля; K =I,0- для сплошного профиля);

F_{npu} -площадь поперечного сечения изношенного проводника, $см^2$.

Площадь F_{npu} определяется по формуле:

$$F_{np.u} = F_{np} - K\left(b_{np}\cdot\delta_л + 2h_u\delta_б\right), \; см^2 \quad (3.8)$$

где -площадь поперечного сечения нового проводника, $см^2$; определяется по формуле:

$$F_{np} = b_{np}\cdot h_{np}\left(1 - K_{np1}\cdot K_{np2}\right), \; см^2 \quad (3.9)$$

где h_{np} - высота профиля нового проводника, см; определяется по табл. 3.3;

K_{np1}, K_{np2}- коэффициенты геометрии проводника.

Значения коэффициентов геометрии для проводников полого профиля:

$$K_{np1} = 1 - \frac{2t_{np}}{b_{np}}, \quad (3.10) \qquad K_{np2} = 1 - \frac{2t_{np}}{h_{np}}, \quad (3.11)$$

где t_{np} - толщина стенок нового проводника, см; определяется по табл.3.3.

Для проводников прямоугольного сплошного сечения $K_{np1} = K_{np2} = 0$

Лобовой момент инерции сечения нового проводника прямоугольного профиля определяется по формуле:

$$J_л = J_x = \frac{b_{np}\cdot h_{np}^3}{12}\left(1 - K_{np1}\cdot K_{np2}^3\right), \; см^4 \quad (3.12)$$

где $a_п$, $c_п$, $e_п$ – геометрические характеристики сечения изнашиваемого проводника прямоугольного профиля.

Значения геометрических характеристик сечения:

$$a_п = \frac{h_{пр} - h_п}{2} - K\delta_л \quad , \tag{3.13}$$

$$c_п = \frac{h_{пр} - K\delta_л}{2} \quad , \tag{3.14}$$

$$e_п = \frac{h_{пр}}{2} - f_п \quad , \tag{3.15}$$

$$f_п = \frac{\frac{F_{пр} \cdot h_{пр}}{2} - K\left[h_{пр} b_{пр} \delta_л + 2h_л \delta_б \left(h_{пр} - \frac{h_п}{2}\right)\right]}{F_{пр\,и}} \quad , \tag{3.16}$$

$$h_и = \frac{2}{3} h_{пр} - \delta_л \quad , \tag{3.17}$$

Боковой момент инерции сечения изнашиваемого проводника прямоугольного профиля – момент инерции сечения относительно центральной оси $0V$ (рис.3.3а) определяется по формуле:

$$J_{би} = J_{уч} = J_у - K\left(\frac{\delta_л b_{пр}^3}{12} + b_{пр} h_и \delta_б \frac{b_{пр} - 2K\delta_б}{2}\right), \text{ см}^4 \tag{3.18}$$

где $J_у = J_б$ – боковой момент инерции сечения нового проводника прямоугольного профиля, см^4.

Значение бокового момента инерции сечения:

$$J_б = J_х = \frac{h_{пр} b_{пр}^3}{12}\left(1 - K_{пр1}^3 \cdot K_{пр2}\right), \text{ см}^4 \tag{3.19}$$

Лобовой $J_{ли} = J_{хи}$ и боковой $J_{би} = J_{уи}$ моменты инерции сечения изнашиваемого проводника рельсового профиля относительно соответствующих центральных осей $0X$ и $0У$ (рис.3.2б).

Для удобства выполнения расчетов искомые значения моментов инерции сечения изнашиваемого проводника относительно центральных осей $0X$ (лобовой момент инерции) и $0У$ (боковой момент инерции) можно определять по формулам:

$$J_{ли} = J_{хи} = J_х \beta_л, \tag{3.20}$$

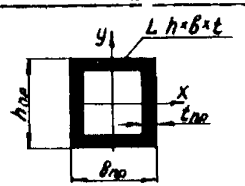
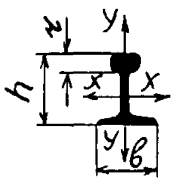
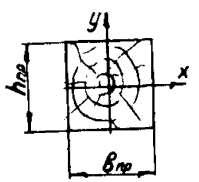
$$J_{бц} = J_{уи} = J_у \beta_б, \tag{3.21}$$

где $\beta_л$, $\beta_б$ – коэффициенты износа проводника, характеризующие изменение соответственно лобового и бокового центральных моментов инерции его сечения.

Значения коэффициентов $\beta_л$ и $\beta_б$ находятся по одному из графиков рис.3.4 – 3.9 в зависимости от износа $\delta_л$ сечения проводника соответствующего типоразмера.

Характеристика профилей проводников

Таблица 3.3

№ пп	Чертеж и обозначения размеров	Наименование профиля	№ ГОСТа или ОСТа	Номер профиля	Размеры, мм			z	J_x см^4	J_y см^4	W_x см^3	W_y см^3	$q_{пр}$ кг/пм	$F_{пр}$ см^2	Оптовая цена, руб/т (руб/м)
					$h_{пр}$	$b_{пр}$	$t_{пр}$								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1.		Сварной коробчатый профиль			160	100	10	–	1560	740	198	148	37,6	50,6	250
2.					160	160	12	–	2630	2630	329	329	58,8	74,8	301
3.					170	160	12	–	3023	2790	356	348	61,2	77,2	350
4.					200	190	16	–	5908	6424	622	642	90,9	115	373
5.		Рельс	ГОСТ 6726-53	Р33	128	110	12	27,2	968	167	156	30	33,5	42,8	96
6.			ГОСТ 3542-47	Р38	135	114	13	28,7	1222	209	180	37	38,4	49,1	101
7.			ГОСТ 7173-54	Р43	140	114	14,5	30,4	1489	260	208	45	44,7	57,0	113
8.			ГОСТ 7174-75	Р50	152	132	15,5	33,0	2018	375	248	57	51,6	65,8	116
9.			ГОСТ 8161-63	Р65	180	150	18	31,6	3548	569	359	76	64,6	82,9	150
10.		Деревянный брус			140	140	–	–	3201	457			11,86	196,0	40
11.					160	160	–	–	5461	683			15,4	256,0	40
12.					180	180	–	–	8748	972			19,4	324,0	40
13.					200	200	–	–	13333	1333			24,0	400,0	40
14.					220	220	–	–	19521	1775			29,0	484,0	40

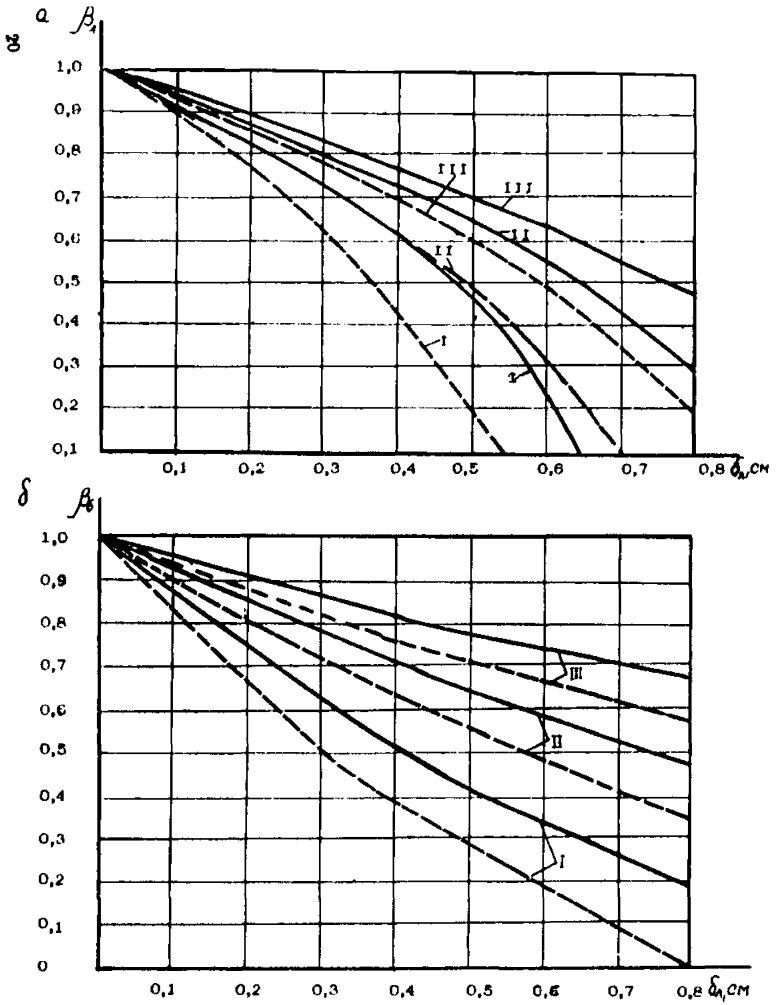


Рис.3.4. Графики изменения коэффициентов $\beta_л$ (а) и $\beta_б$ (б) для металлических полых проводников сечением 200х190х16 (сплошные линии) и 170х160х12 (пунктирные) для случаев I – $(1,5 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 2,5)$, II – $(0,75 \leq \frac{\delta_б}{\delta_л} \leq 1,5)$, III – $(0,25 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 0,75)$

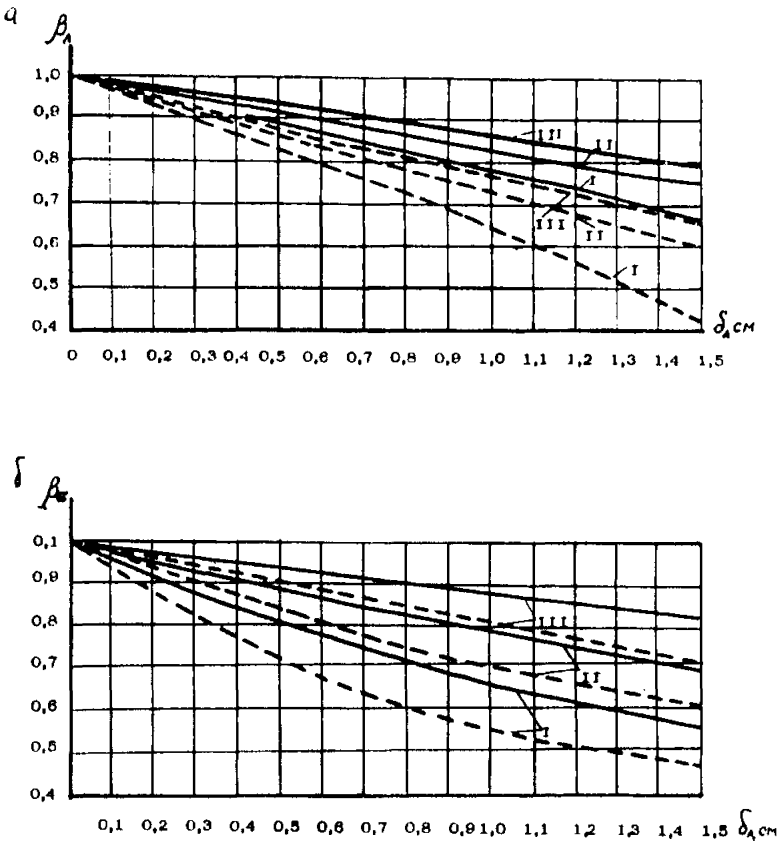


Рис.3.5. Графики изменения коэффициентов $\beta_л$ (а) и $\beta_б$ (б) для деревянных проводников сечением 140х140 (пунктирные линии) и 220х220 (сплошные) для случаев I – $(1,5 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 2,5)$, II – $(0,75 \leq \frac{\delta_б}{\delta_л} \leq 1,5)$, III – $(0,25 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 0,75)$

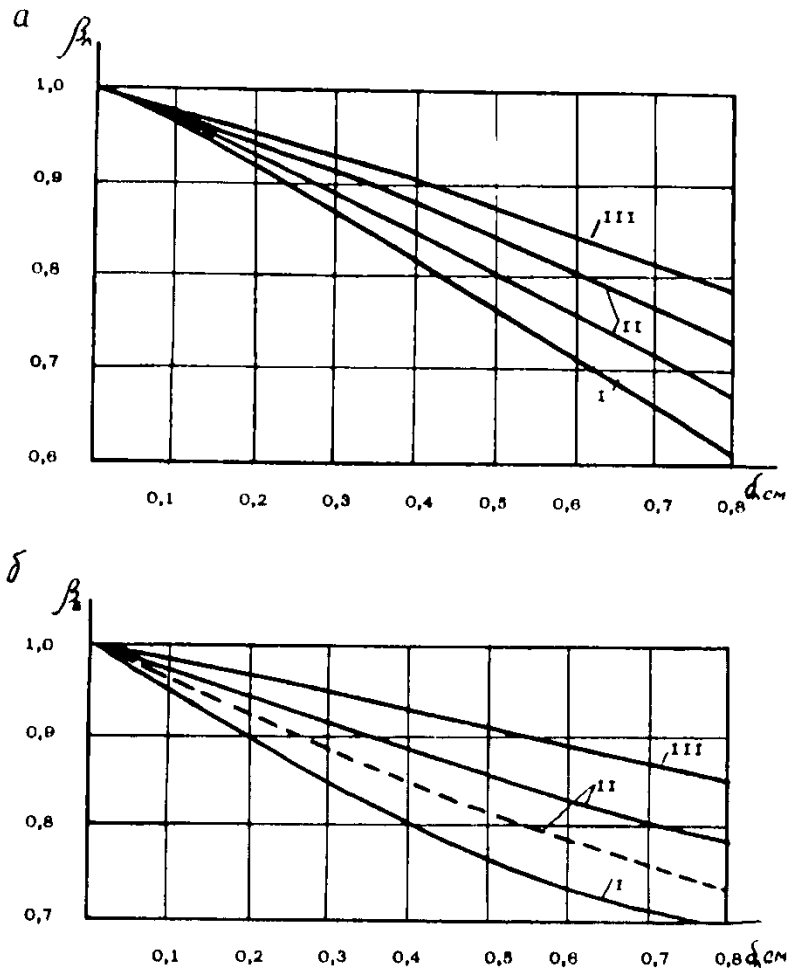


Рис.3.6. Графики изменения коэффициентов $\beta_л$ (а) и $\beta_в$ (б) для проводников из рельсов Р38 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I – $(1,5 < \frac{\delta_в}{\delta_л} < 2,5)$, II – $(0,75 \leq \frac{\delta_в}{\delta_л} \leq 1,5)$, III – $(0,25 < \frac{\delta_в}{\delta_л} < 0,75)$

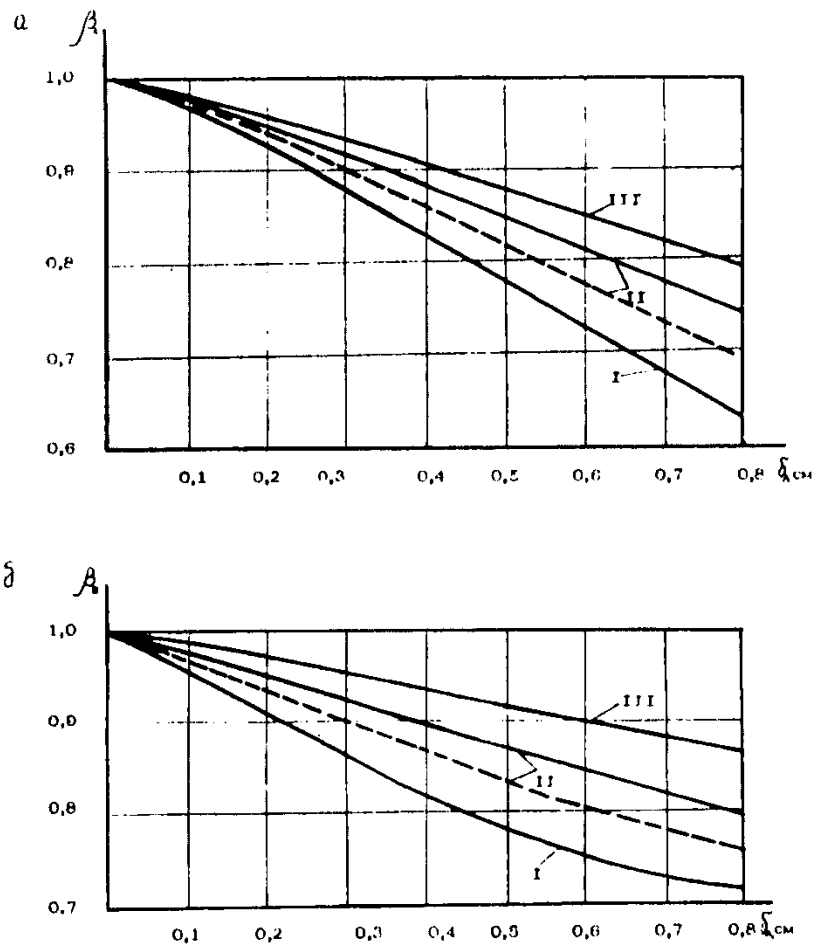


Рис.3.7. Графики изменения коэффициентов $\beta_л$ (а) и $\beta_в$ (б) для проводников из рельсов Р43 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I – $(1,5 < \frac{\delta_в}{\delta_л} < 2,5)$, II – $(0,75 \leq \frac{\delta_в}{\delta_л} \leq 1,5)$, III – $(0,25 < \frac{\delta_в}{\delta_л} < 0,75)$

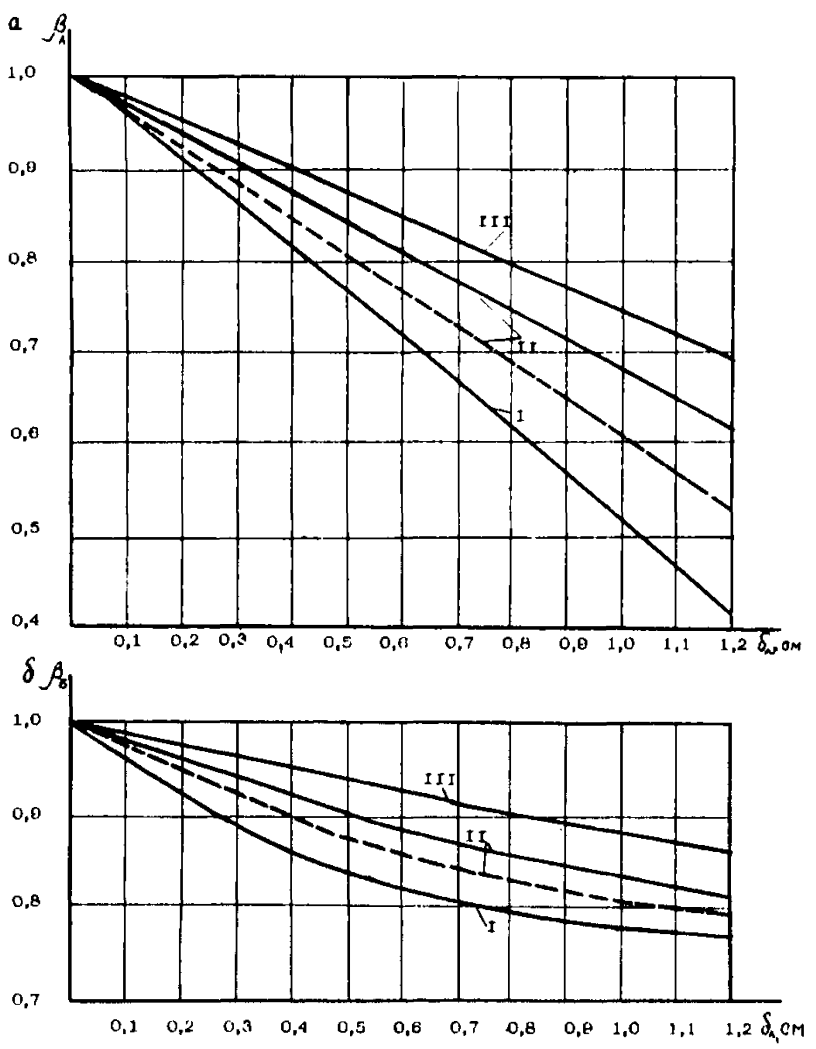


Рис.3.8. Графики изменения коэффициентов $\beta_л$ (а) и $\beta_б$ (б) для проводников из рельсов Р50 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I – $(1{,}5 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 2{,}5)$, II – $(0{,}75 \leq \frac{\delta_б}{\delta_л} \leq 1{,}5)$, III – $(0{,}25 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 0{,}75)$

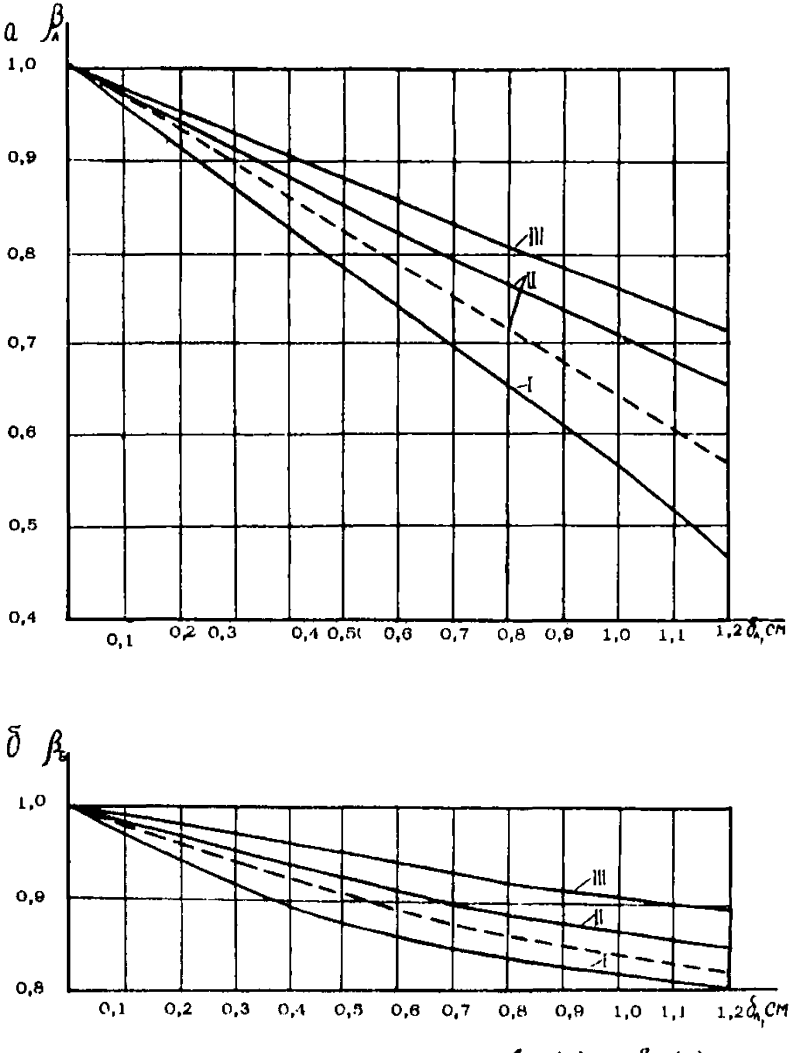


Рис.3.9. Графики изменения коэффициентов $\beta_л$ (а) и $\beta_б$ (б) для проводников из рельсов Р65 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I $(1{,}5 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 2{,}5)$, II – $(0{,}75 \leq \frac{\delta_б}{\delta_л} \leq 1{,}5)$, III – $(0{,}25 < \frac{\delta_б}{\delta_л} < 0{,}75)$

4. ДОПУСТИМАЯ СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ

4.1. По состоянию армировки ствола

Допустимая скорость движения сосудов для данной подъемной установки определяется из выражения:

$$V_{арм} = \min \left\{ [V^{л}], [V^{б}] \right\}, \ м/с \qquad (4.1)$$

где $[V^{л}], [V^{б}]$ – допустимые скорости движения по отношению соответственно к лобовым и боковым колебаниям сосуда, м/с.

Значения $[V^{л}]$ и $[V^{б}]$ при заданной грузоподъемности скипов определяются из расчета системы на устойчивость движения сосудов в проводниках жесткой армировки, когда действительный $K^{л(б)}$ и допустимый $K^{р(б)}$ запасы устойчивости по отношению к лобовым (боковым) колебаниям сосуда равны, т.е.

$$K^{л(б)} = [K^{л(б)}]$$

Расчет допустимых скоростей должен проводиться в соответствии с методикой, изложенной в приложении 3.

4.2. По состоянию подъемной машины.

4.2.1. Максимально допустимая скорость по паспорту машины с учетом ее эксплуатационного износа (старения):

$$V_{п} = [V_{п.нм}] e^{-\beta_v t}, \ м/с \qquad (4.2)$$

где $[V_{п.нм}]$ – каталожная (стандартная) нормативная максимальная скорость движения (м/с);

$\beta_v = 0.01$ – коэффициент, учитывающий износ машины;

t – срок службы подъемной машины с момента пуска в эксплуатацию (год).

4.2.2. По двигателю (электроприводу):

$$V_{д} = \frac{\pi D n_{дв}}{60 \cdot i}, \ м/с \qquad (4.3)$$

4.2.3. По акту наладки подъемной машины $V_{м}$, м/с

4.3. Максимально допустимая скорость движения подъемных сосудов:

$$[V_{доп}] = \min \left\{ V_{п}, V_{д}, V_{м}, V_{арм} \right\}, \ м/с \qquad (4.4)$$

5. ДОПУСТИМАЯ ГРУЗОПОДЪЕМНОСТЬ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ

5.1. По состоянию армировки ствола.

Допустимый вес груженых скипов для данной подъемной установки определяется из выражения:

$$Q_{арм} = \min \left\{ [Q^{л}], [Q^{б}] \right\}, \ кгс \qquad (5.1)$$

где $[Q^{л}]$, $[Q^{б}]$ – допустимые веса груженых скипов по отношению соответственно к их лобовым и боковым колебаниям, кгс.

Значения $[Q^{л}]$ и $[Q^{б}]$ определяются для $V = [V_{доп}]$ (см.п.4.3) из расчета системы на устойчивость движения сосудов в проводниках жесткой армировки, когда действительный $K^{л(б)}$ и допустимый $[K^{л(б)}]$ запасы устойчивости по отношению к лобовым (боковым) колебаниям сосуда равны, т.е.

$$K^{л(б)} = [K^{л(б)}] ,$$

Расчет допустимых весов должен проводиться в соответствии с методикой, изложенной в приложении 3.

$$Q_1 = Q_{арм} - max\,(Q_{c1}; Q_{c2}), \text{ кгс} \qquad (5.2)$$

5.2. По состоянию подъемной установки.

5.2.1. Расчет усилий в канатах.

Натяжения ветвей канатов без учета весов сосудов:

$$S_{01} = (\ell_1 - h) q_{гк} + (H_n + \ell_2) q_{ук}, \text{ кгс}$$

$$S_{02} = (H_n + \ell_1 - h) q_{гк} + \ell_2 \cdot q_{ук}, \text{ кгс}$$

Натяжение канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении груженого левого сосуда:

$$S_1^{вл} = S_{01} + Q_{c1} + Q_{гр}, \text{кгс}; \; S_1^{нл} = S_{02} + Q_{c1} + Q_{гр}, \text{ кгс}$$

Натяжение канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении левого сосуда (груженого):

$$S_2^{вл} = S_{02} + Q_{c2}, \text{кгс}; \; S_2^{нл} = S_{01} + Q_{c2}, \text{кгс}$$

Натяжения канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении правого сосуда (груженого)

$$S_1^{вп} = S_{01} + Q_{c2} + Q_{гр}, \text{кгс}; \; S_1^{нп} = S_{02} + Q_{c2} + Q_{гр}, \text{ кгс}$$

Натяжение канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении правого груженого сосуда:

$$S_2^{вп} = S_{02} + Q_{c1}, \text{кгс}, \; S_2^{нп} = S_{01} + Q_{c1}, \text{ кгс}$$

5.2.2. Разности статических натяжений канатов при верхнем и нижнем положении левого груженого сосуда:

$$\Delta S^{вл} = S_1^{вл} - S_2^{вл}, \text{кгс}; \; \Delta S^{нл} = S_1^{нл} - S_2^{нл}, \text{ кгс}$$

Разности статических натяжений канатов при верхней и нижнем положении правого груженого сосуда:

$$\Delta S^{вп} = S_1^{вп} - S_2^{вп}, \text{ кгс}; \quad \Delta S^{нп} = S_1^{нп} - S_2^{нп}, \text{ кгс}$$

5.2.3. Максимальное статическое натяжение канатов:

$$S_{max} = max \left\{ S_1^{вл}, S_1^{нл}, S_1^{вп}, S_1^{нп} \right\}, \text{ кгс}$$

5.2.4. Максимальная разность статических натяжений:

$$\Delta S_{max} = max \left\{ \Delta S^{вл}, \Delta S^{нл}, \Delta S^{вп}, \Delta S^{нп} \right\}, \text{ кгс}$$

5.2.5. Минимально допустимый запас прочности канатов:

для одноканатного подъема

$$[m] = \begin{cases} 6,5 - при \ L \leq 600 \text{ м} \\ \dfrac{8,5}{1 + \dfrac{\alpha}{1950}} - при \ L > 600 \text{ м} \end{cases}$$

для многоканатного подъема

$$[m] = \begin{cases} 7 - при \ L \leq 600 \text{ м} \\ \dfrac{9,5}{1 + \dfrac{\alpha}{1680}} - при \ L > 600 \text{ м} \end{cases}$$

5.2.6. Требуемая канатоемкость барабана:

для двухбарабанной подъемной машины с цилиндрическими барабанами

$$B_{тр} = \left(\frac{H_п + h_ц}{\pi D_б} + n_{тр} + 1 \right) \left(d_{2к} + S \right), \text{ мм}$$

где $h_ц$ - резервная длина каната, предназначенная для взятия проб на испытание, м; принимается равной 30 м;

$n_{тр}$ - число витков трения каната; для барабанов с деревянной футеровкой принимается равным 3; для барабанов с металлической футеровкой - 5;

S - зазор между смежными витками канатов, мм; принимается равным 3 мм;

для подъемных машин с одинарным цилиндрическим неразрезным барабаном:

$$B_{тр} = \left(\frac{H_п + 2h_ц}{\pi D_б} + 2n_{тр} + 1 + a_1 \right) \left(d_{гк} + S \right), \text{ мм}$$

где a_1 - зазор между навивающейся и свивающейся ветвями, равный не менее чем одному витку.

для однобарабанной подъемной машины с разрезным цилиндрическим барабаном:

а) требуемая ширина заклиненной части барабана

$$B_{тр\ (закл)} = \left(\frac{H_п + h_и}{\pi D_б} + n_{тр} + n_{заз}\right)\left(d_{гк} + S\right),\ мм$$

где $n_{заз}$ – зазор между навитым канатом и разрезом на барабане, равный не менее чем одному витку;

б) требуемая ширина незаклиненной части барабана

$$B_{тр\ (пер)} = \left(\frac{H_{пер} + h_и}{\pi D_б} + n_{тр}\right)\left(d_{гк} + S\right),\ мм$$

где $H_{пер}$ – высота переподъема между смежными горизонтами или необходимая высота перестановки, м.

5.2.7. Минимально допустимое значение отношения диаметра канатоведущего шкива (барабана) к диаметру головного каната:

– для многоканатных подъемных установок

$$[\beta] = \begin{cases} 95 - \text{для установок с отклоняющим шкивом} \\ 79 - \text{для установок в случае отсутствия отклоняющих шкивов;} \end{cases}$$

– для установок с одноканатным шкивом трения $[\beta] = 120$

для одноканатных подъемных установок барабанного типа

$$[\beta] = \begin{cases} 79 - \text{при круглопрядных канатах} \\ 100 - \text{при канате закрытой конструкции} \end{cases}$$

5.2.8. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по состоянию каната:

$$Q_2 = \frac{Q_{сум} \cdot n_{гк}}{[m]} - \max\left(Q_{c1}, Q_{c2}\right) - \max\left(S_{01}, S_{02}\right),\ кгс \qquad (5.3)$$

5.2.9. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по состоянию машины:

$$Q_3 = [S]\, e^{-\beta_{тр}^{\pm}} - \max\left(Q_{c1}, Q_{c2}\right) - \max\left(S_{01}, S_{02}\right),\ кгс \qquad (5.4)$$

$$Q_4 = \begin{cases} [\Delta S]\, e^{-\beta_{тр}^{\pm}},\ кгс & \text{– для двухскиповой установки} \\ [\Delta S]\, e^{-\beta_{тр}^{\pm}} - \left(Q_{пр} - Q_{c1}\right),\ кгс & \text{– для односкиповой с противовесом подъемной установки} \end{cases} \qquad (5.5)$$

5.2.10. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по состоянию копрового шкива

$$Q_5 = [S_{вк}]\, e^{-\beta_в^+} - \max\left(Q_{c1}, Q_{c2}\right) - \max\left(S_{01}, S_{02}\right), \text{ кгс} \quad (5.6)$$

5.2.11. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по условию удельного давления канатов на канатоведущий шкив:

$$Q_6 = 10\,[p] \cdot k D \cdot d - \left(S_{01} + S_{02} + Q_{c1} + Q_{c2}\right), \text{ кгс} \quad (5.7)$$

5.2.12. Максимально допустимая грузоподъемность по условию несоскальзывания канатов Q_7 в режимах предохранительного торможения определяется согласно приложения 5 по условию:

$$F_{max} \geq F_{min}$$

5.2.13. Допустимая грузоподъемность скипа по условию прочности редуктора:

$$Q_8 = \frac{1}{1+\frac{a_2}{g}}\left\{\frac{2[M_{кр}]}{D_б} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \frac{a_2}{g}\left(\frac{G_{кн}^2}{D_б^2} + S_{01} + S_{02} + Q_{c1} + Q_{c2}\right)\right\}, \text{ кгс} \quad (5.8)$$

5.2.14. Допустимая грузоподъемность скипа по мощности привода:

для двухскиповых подъемных установок

$$Q_9 = \frac{80\,N_{дв}}{[V_{доп}]} - \left(Q_{c1} - Q_{c2}\right) - \left(S_{02} - S_{01}\right), \text{ кгс} \quad (5.9)$$

для односкиповых подъемных установок

$$Q_9 = \frac{80\,N_{дв}}{[V_{доп}]} - \left(Q_{вр} - Q_{c1}\right) - \left(S_{02} - S_{01}\right), \text{ кгс} \quad (5.10)$$

5.3. Максимально допустимая грузоподъемность скипа:

$$[Q] = \min\left\{Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5, Q_6, Q_7, Q_8, Q_9\right\}, \text{ кгс} \quad (5.11)$$

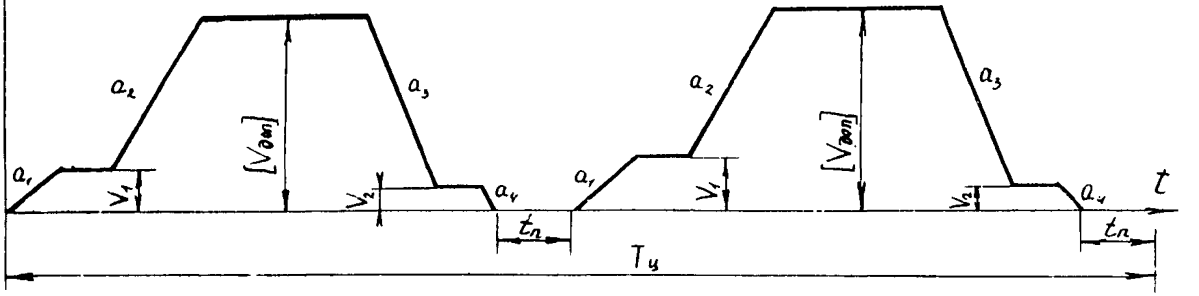
6. ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ЦИКЛА ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ.

6.1. Для двухскиповой подъемной установки (см.рис.6.1):

$$T_ц = 2\left[\frac{H_п - 2h_{кр}}{[V_{доп}]} + h_{кр}\left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2}\right) - \left(\frac{V_1}{a_2} + \frac{V_2}{a_3}\right) + t_п\right] + \left[V_{доп}\right]\left(\frac{1}{a_2} + \frac{1}{a_3}\right) + \left(\frac{V_1}{a_1} + \frac{V_2}{a_4}\right) + \frac{1}{[V_{доп}]}\left(\frac{V_1^2}{a_2} + \frac{V_2^2}{a_3}\right), \text{ с} \quad (6.1)$$

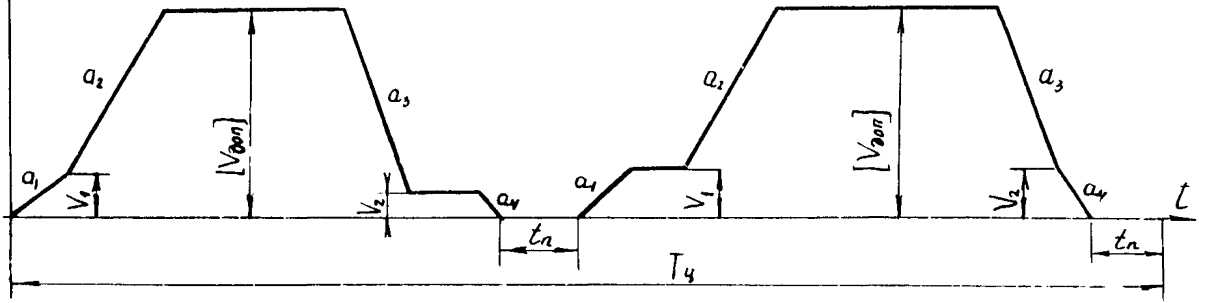
V_1 м/с
a_1 м/с

Рис.6.I. Диаграмма движения скипов двухскиповой подъемной установки



V_1 м/с
a_1 м/с

Рис.6.2. Диаграмма движения скипа односкиповой с противовесом подъемной установки



6.2. Для односкиповой подъемной установки (см.рис.6.2):

$$T_ц = 2\left[\frac{H_п - h_{кр}}{[V_{доп}]} + t_п - \frac{V_1}{a_2}\right] + V_1\left(\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_4}\right) + \\ + h_{кр}\left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2}\right) + [V_{доп}]\left(\frac{1}{a_2} + \frac{1}{a_3}\right), \text{ с} \qquad (6.2)$$

7. ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ РАБОТЫ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ.

7.1. В течение суток:

$$T_{р.сут} = 24 - 0{,}5\,n_{см} - T_р, \text{ ч} \qquad (7.1)$$

где $T_{р.сут}$ – продолжительность работы подъемной установки в течение суток, ч;

$T_р$ – продолжительность остановки подъема в течение ремонтной смены, ч; определяется согласно утвержденных нормативов.

7.2. В течение года:

$$T_{р.год} = \begin{cases} T_к - T_{пр} - T_{вых}, \text{ дни} & \text{при } T_{пр} + T_{вых} > T_{пн} + T_{рс} \\ T_к - T_{пн} - T_{рс}, \text{ дни} & \text{при } T_{пр} + T_{вых} \le T_{пн} + T_{рс} \end{cases} \qquad (7.2)$$

где $T_{р.год}$ – продолжительность работы подъемной установки в течение года, дни;

$T_к$ – календарный фонд времени в планируемом году, дни;

$T_{пр}$ – число праздничных дней в планируемом году, дни;

$T_{вых}$ – число выходных дней в планируемом году, дни;

$T_{р.с}$ – затраты времени на ремонтные работы, связанные с ремонтом нарушенных участков крепи ствола, с переходом на новый горизонт, прокладкой дополнительных ставов, коммуникаций, реконструкцией и прочие, на которые необходимо составление специальных проектов, утвержденных в установленном порядке, дни; определяются согласно разработанному проекту;

$T_{пн}$ – годовой фонд времени остановок подъемного комплекса на проведение ремонтных работ, дни.

8. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ШАХТНОГО ПОДЪЕМА.

8.1. Часовая:

$$A_п(ч) = \sum_{к=1}^{n} a_{к(ч)}, \text{ тс/ч} \qquad (8.1)$$

где n – число подъемных установок;

$Q_{к(т)}$ – часовая производительность К-ой подъемной установки, тс/ч; определяется по формуле

$$Q_{к(т)} = \begin{cases} 3{,}6\ \dfrac{Q_{к(гр)}}{T_{к(ц)}}, & тс/т \\ 7{,}2\ \dfrac{Q_{к(гр)}}{T_{к(ц)}}, & тс/т \end{cases} \qquad \begin{array}{l} \text{– для односкиповой с противовесом подъемной установки} \\ \text{– для двухскиповой подъемной установки} \end{array} \qquad (8.2)$$

где $Q_{к(гр)}$ – грузоподъемность сосуда К-ой подъемной установки, кгс;

$T_{к(ц)}$ – продолжительность цикла подъемной операции К-ой подъемной установки, с;

8.2. Суточная:

$$A_{п(сут)} = \sum_{к=1}^{n} Q_{к(т)} \cdot T_{к(р\ сут)} \quad тс/сутки \qquad (8.3)$$

где $T_{к(р\ сут)}$ – продолжительность работы К-ой подъемной установки в течение суток, ч.

8.3. Годовая:

$$A_{п(год)} = \sum_{к=1}^{n} Q_{к(т)} \cdot T_{к\ (р.сут)} \cdot T_{к\ (р.год)}\ , \quad тс/год \qquad (8.4)$$

где $T_{к(р.год)}$ – продолжительность работы К-ой подъемной установки в течение года, ч.

9. МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ НОРМАТИВНЫХ СООТНОШЕНИЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОБЩЕШАХТНОГО КОМПЛЕКСА И СИСТЕМЫ ГОРНЫХ РАБОТ.

9.1. Производительность общешахтного комплекса ($\bar{A}_п$), включающего в себя угольные и породные подъемы и технологический комплекс на поверхности, определяется по формуле

$$\bar{A}_п = min\left(A_{п(т)}, A_{ут}\right) \mathcal{K}_у \frac{1}{60}\ , \quad тс/мин \qquad (9.1)$$

где $A_{п(т)}, A_{ут}$ – соответственно технические производительности угольного подъема и угольной технологической цепи поверхностного комплекса, тс/ч;

$\mathcal{K}_у$ – коэффициент готовности угольного подъема и угольной технологической цепи поверхностного комплекса. Определяется на основе хронометражных наблюдений по формуле

$$K_y = \frac{t_н}{t - t_{нп}} \quad ; \qquad (9.1)$$

где t – общая длительность добычных смен, в течение которых производились непрерывные хронометражные наблюдения, мин. Не должна быть менее 7000 мин.

$t_н$ – чистое время работы общешахтного комплекса за время t, мин

$t_{нп}$ – простои общешахтного комплекса по независящим от него причинам (не принимает уголь обогатительная фабрика, нет груза под стволом или бункер пуст и т.п.), мин.

Значения коэффициента готовности K_y не должны быть менее 0,9. В противном случае разрабатываются и осуществляются мероприятия по повышению значения коэффициента готовности (замена устаревшего малонадежного оборудования на новое, улучшение организации ремонта и обслуживания оборудования и т.п.).

9.2. Производительность общешахтного комплекса не должна ограничиваться пропускной способностью породного подъема и породной технологической цепи поверхностного комплекса, определяемой как частное от деления технической производительности породного подъема на коэффициент неравномерности $K_н$. Значения коэффициента $K_н$ принимаются равными 1,5– для чистопородных подъемов и 1,0 для грузолюдских подъемов /ПТЭ § 358/.

Если породный подъем и породная технологическая цепь поверхностного комплекса не в состоянии выдавать объемы породы, предусмотренные при расчете производственной мощности шахты, то должны осуществляться мероприятия по повышению пропускной способности этих звеньев.

9.3. Производительность ($\bar{U}$) системы горных работ (технические возможности шахты по фронту горных работ); определяется по формуле

$$\bar{U} = \left(\sum_{i=1}^{n} \bar{u} + D_{п.з} \right) \frac{1}{T} \quad , \text{т/мин} \qquad (9.3)$$

где $\bar{u}$ – расчетная нагрузка на i -й очистной забой, тс/сут;

n – число очистных забоев, установленное при расчете производственной мощности шахты;

$D_{п.з}$ – расчетная добыча угля из подготовительных забоев, тс/мин;

T – продолжительность работы очистных забоев в течение суток по добыче угля, мин.

9.4. Необходимое для эффективной работы шахты (нормативное) соотношение производительности общешахтного комплекса и системы очистных работ ($\frac{A_я}{\bar{U}}$) определяется по зависимостям (рис. 9.1), связывающим

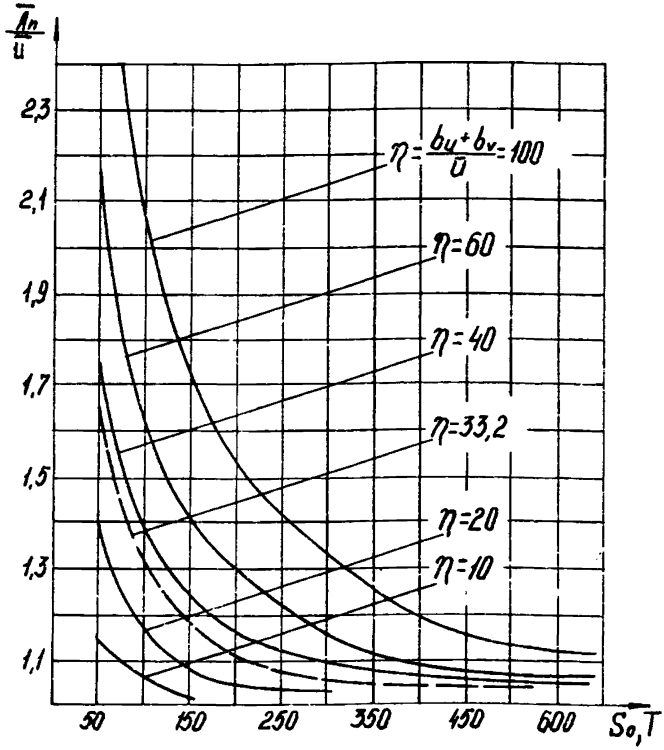


Рис. 9.I. График для определения нормативных соотношений производительностей угольного подъема и горных работ в зависимости от емкости бункера и неравномерности углепотока.

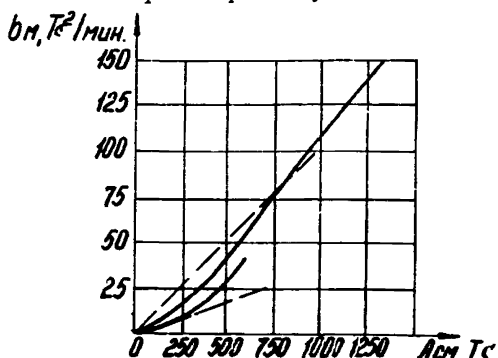


Рис. 9.2. График для определения коэффициентов дисперсии объемов добычи угля в зависимости от нагрузки на очистной забой.

значение с емкостью аккумулирующего бункера под стволом ($S_б$) при различных значениях показателя неравномерности углепотоков (η).

Примечания: I. При построении графиков учитывается полезная емкость аккумулирующего бункера (S_0), определяемая как разность между

ду его полной емкостью и емкостью, необходимой для оставления в бункере объемов угля с целью предотвращения утечек воздуха.

2. Исследования показывают, что бункеры емкостью до 50 тс практически не усредняют общешахтные углепотоки. Поэтому наличием бункеров меньшей емкости можно пренебречь, считая условно, что бункера нет.

9.5 Показатель неравномерности углепотоков (η)

$$\eta = \frac{\beta_u + \beta_v}{\bar{u}}, \quad тс \tag{9.4}$$

где β_u – коэффициент дисперсии общешахтного углепотока, $тс^2$/мин. Определяется как сумма коэффициентов дисперсии углепотоков из очистных забоев (β_m^i)

$$\beta_u = \sum_{i=1}^{n} \beta_м^i \tag{9.5}$$

где β_m^i – коэффициент дисперсии углепотоков из i-го очистного забоя, $тс^2$/мин. Определяется по графику, представленному на рис. 9.2

β_v – коэффициент дисперсии выходящего из бункера углепотока, $тс^2$/мин. Рассчитывается по формуле

$$\beta_v = 2\bar{A}_п^2 \mu_y (1-\mu_y)\theta, \quad \frac{тс^2}{мин} \tag{9.6}$$

здесь θ – среднее время простоя общешахтного комплекса по собственным причинам, мин. Определяется на основе хронометражных наблюдений, выполняемых для определения μ_y. Значение θ не должно превышать 20 мин. Если фактическое значение θ больше 20 мин, то необходимо осуществлять мероприятия по повышению надежности работы общешахтного комплекса.

9.6. Необходимая для полного усреднения углепотоков емкость бункера должна быть

$$S_0 \geq 16 \frac{\beta_u + \beta_v}{\bar{u}} \tag{9.7}$$

При аккумулирующих бункерах такой емкости нормативное соотношение производительностей общешахтного комплекса и системы горных работ можно принимать равным единице ($\frac{\bar{A}_п}{\bar{u}} = 1$).

Пример. При расчете производственной мощности шахты установлено, что на момент расчета технические производительности угольного подъема и технологического комплекса по поверхности соответственно равны 450 и 500 тс/час. Коэффициент готовности общешахтного комплекса ($K_г$) и средняя время простоя общешахтного комплекса по собственным причинам (θ), рассчитанные на основе хронометражных наблюдений, соответственно равны 0,96 и 20 мин. Емкость бункера под углеспускным стволом 30 тс. При расчете технических возможностей шахты по фронту горных работ, установлено, что в плановом периоде возможно иметь в работе и воспроизводить 4 очистных забоя, расчетные значения нагрузок на которые соответственно равны 800, 1150, 1560 и 1610 тс/сут. Среднесуточная добыча угля из подготовительных работ составляет 345 тс/сут.

Суточный режим работы шахты и очистных забоев – 3х6(д)+1х6(р). Требуется определить нормативное соотношение производительностей общешахтного комплекса и системы горных работ и (если производительность общешахтного комплекса недостаточная) наметить мероприятия по повышению производительности общешахтного комплекса.

1. Согласно (9.1) производительность общешахтного комплекса

$$\bar{A}_п = \min (450, 500) \cdot 0{,}96 \cdot \frac{1}{60} = 7{,}2 \text{ тс/мин}.$$

2. Согласно (9.3) производительность системы горных работ

$$\bar{u} = (800 + 1150 + 1560 + 1610 + 345) \cdot \frac{1}{1080} = 5{,}06 \text{ тс/мин}$$

3. Сменные нагрузки на комплексно-механизированные очистные забои соответственно равны 266, 384, 520 и 537 т/м. Поэтому согласно зависимости 1 на рис. 9.2. коэффициенты дисперсии углепотоков из очистных забоев (β^2_m) соответственно равны 20, 32, 45 и 50 т^2.

4. Согласно (9.5) коэффициент дисперсии общешахтного углепотока

$$\beta_u = 20 + 32 + 45 + 50 = 147 \text{ тс}^2/\text{мин}.$$

5. Согласно (9.6) коэффициент дисперсии выходящего из бункера углепотока $\beta_v = 2 \cdot (7{,}2)^2 \cdot (0{,}96)^2 \cdot (1 - 0{,}96) \cdot 1 = 53 \text{ тс}^2/\text{мин}$

Тогда согласно (10.4)

$$\eta = \frac{\beta_u + \beta_v}{\bar{u}} = \frac{147 + 53}{5{,}06} = 40 \text{ тс}$$

Из рис. 9.1 следует, что при $\eta = 40$ тс и отсутствии аккумулирующего бункера под стволом производительность подъема должна превышать производительность системы горных работ в 1,77 раза ($\frac{\bar{A}_п}{\bar{u}} = 1{,}77$).

Поскольку фактическое соотношение

$$\frac{\bar{A}_п}{\bar{u}} = \frac{7{,}2}{5{,}06} = 1{,}42,$$

то для повышения его значения до нормального необходимо разработать и осуществить мероприятия по увеличению производительности общешахтного комплекса. Одним из таких мероприятий может быть сооружение бункера под стволом полезной емкостью 100 т. Если не сооружать бункер полезной емкостью более 640 т, то производительность системы горных работ можно увеличить с 5,06 до 7,2 т/мин или в 1,42 раза.

10. ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ МЕРОПРИЯТИЙ ПО УВЕЛИЧЕНИЮ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ШАХТНОГО ПОДЪЕМА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАТРАТ НА ИХ ОСУЩЕСТВЛЕНИЕ.

Для достижения нормативного соотношения производительности общешахтного комплекса и системы горных работ в случае, если производительность последней превышает производительность подъема, то производится формирование мероприятий по увеличению его производительности для каждой подъемной установки.

Мероприятия формируются по двум направлениям: увеличение грузоподъемности подъемных сосудов и уменьшение чистого времени подъема за счет повышения скорости движения сосудов. При этом производятся проверочные расчеты армировки ствола и формируются мероприятия по повышению работоспособности системы "сосуд- армировка", а также определяются затраты на их выполнение с целью выбора оптимального варианта повышения производительности подъема.

10.1 Мероприятия по увеличению производительности подъемной установки за счет повышения скорости подъемных сосудов.

10.1.1. Требуемая скорость движения скипов:

$$V^{тр} = \frac{D-A}{2B} + \sqrt{\left(\frac{D-A}{2B}\right)^2 - \frac{C}{B}}\ , \ м/с \qquad (10.1)$$

для двухскипового подъема

$$A = 2\left[h_{кр}\left(\frac{1}{V_1}+\frac{1}{V_2}\right) - \left(\frac{V_1}{a_2}+\frac{V_2}{a_3}\right) + t_п\right] + \frac{V_1}{a_1}+\frac{V_2}{a_4}\ ;$$

$$B = \frac{1}{a_2}+\frac{1}{a_y}\ ;$$

$$C = 2\cdot\left(H_п + 2h_{кр}\right) + \frac{V_1^2}{a_2}+\frac{V_2^2}{a_3}\ ;$$

$$D = \frac{7{,}2\cdot T_р\cdot Q_{зр}}{A_{сут}}\ .$$

для односкипового подъема

$$A = 2\left(t_п - \frac{V_1}{a_2}\right) + V_1\left(\frac{1}{a_1}+\frac{1}{a_4}\right) + h_{кр}\left(\frac{1}{V_1}+\frac{1}{V_2}\right)\ ;$$

$$B=\left(\frac{1}{a_2}+\frac{1}{a_3}\right);\quad C=2\left(H_n-h_{кр}\right);\quad D=\frac{3,6\cdot Q_{гр}\cdot T_р}{U_{сут}}.$$

10.1.2. Если $V^{тр}>[V_{доп}]$, определенной в разделе 4, то необходимо:

а) выбрать электродвигатель с большим числом оборотов;

б) выбрать редуктор с меньшим передаточным числом;

в) выбрать подъемную машину с большим диаметром барабана (канатоведущего шкива).

При этом производится проверочный расчет по разделам 4 и 5 и определяются затраты на замену того или иного вида оборудования.

10.2. Мероприятия по увеличению производительности подъемной установки за счет повышения грузоподъемности подъемных сосудов.

10.2.1. Требуемая грузоподъемность скипов:

$$Q_{гр}^{тр}=\frac{U\cdot T_ц}{7,2\,T_{р.сут}}$$ – для двухскиповой подъемной установки (10.2)

$$Q_{гр}^{тр}=\frac{U\cdot T_ц}{3,6\,T_{р.сут}}$$ – для односкиповой подъемной установки (10.3)

10.2.2. Производится выбор сосудов с меньшей грузоподъемностью по табл.П.4.2, П.4.10 в зависимости от вида подъема с учетом выполнения условий

$$Q_{гр}^{'}\geq Q_{гр}^{тр}\qquad (10.4)$$

$$A_{ск}^{'}=A_{ск}\qquad (10.5)$$

$$B_{ск}^{'}=B_{ск}\qquad (10.6)$$

где $Q_{гр}^{'}$ – грузоподъемность выбираемого сосуда, кг; определяется по табл.П.4.2, П.4.10 в зависимости от типоразмера сосуда.

При невыполнении одного из приведенных выше условий (10.1)–(10.6) увеличение производительности данной подъемной установки за счет повышения грузоподъемности сосудов не представляется возможным и производится переход к формированию мероприятий за счет повышения скорости сосудов.

10.2.2. Производится проверка высоты выбранного сосуда по высоте переподъема

$$h_{пп}-h_{ск}\leq 2,5\qquad (10.7)$$

где $\Delta h_{ск}$ – величина, на которую уменьшается высота переподъема, м, определяется из выражения

$$\Delta h_{ск} = h'_{ск} - h_{ск} \ , \ м$$

где $h'_{ск}$ – высота выбранного сосуда с прицепными устройствами, м: определяется по табл.П.4.2 Д.4.10 в зависимости от типоразмера сосуда и вида подъема.

Если не выполняется условие(10.7), то увеличить грузоподъемность сосуда за счет большего типоразмера сосуда для многоканатной подъемной установки не представляется возможным и производятся переход к формированию мероприятий за счет повышения скорости подъемных сосудов. При одноканатной подъемной установке для выполнения данного условия возможны два решения:

а) замена копра на копер большей высоты;

б) наращивание высоты копра за счет подятия подшкивной площадки. Обоснование принятия альтернативного решения необходимо производить на основании технико-экономических расчетов.

10.3. Мероприятия по повышению работоспособности системы "сосуд-армировка".

В случае, если окажется, что $V_{арм} < V^{тр}$ или (и) $Q < Q_1, \ , Q_2$ необходимо осуществить изменение существующих характеристик конструктивной жесткости армировки или подъемного сосуда. Если эти меры не позволят достичь требуемой производительности подъемной установки, тогда следует выполнить коренную реконструкцию системы.

10.3.1. Технические решения, не требующие коренной реконструкции армировки.

А) Повышение изгибной жесткости подъемного сосуда.

1. Скипы рамной конструкции, находящиеся в эксплуатации, усилить путем приварки вдоль существующей рамы или кузова дополнительных конструктивных элементов (например, уголков, полос).

2. На эксплуатируемых скипах большой длины (свыше 8 м) установить на основной несущей конструкции (например, для скипов рамной конструкции – на раме) дополнительные устройства посредине пролета между существующими рабочими направляющими устройствами.

3. Заменить скипы рамной конструкции, обладающие сравнительно небольшой изгибной жесткостью, новой моделью – скипами каркасной конструкции с повышенной изгибной жесткостью,

Б) Усиление конструкции армировки.

1. Заменить эксплуатируемые рельсовые проводники проводниками более тяжелого профиля (например, Р38 на Р43 или Р50 и т.п.).

2. Подвесить на существующие расстрельные балки (как правило, [illegible]

ние), несущие одинарные нитки рабочих проводников, дополнительные (нерабочие) нитки проводников такого же типоразмера (в качестве дополнительных проводников допускается навеска старых изношенных звеньев).

3. Установить на спаренных нитках проводников в промежутках между существующими брусами армировки скоб - стяжек.

При шаге армировки 4,17 м монтировать 2 скобы - стяжки в средней части пролета проводников на расстоянии 1,3-1,5 м одна от другой.

При шаге армировки 3,13 м монтировать одну скобу-стяжку в середине пролета проводников.

4. Заменить эксплуатируемые деревянные проводники рельсовыми или сварными тонкостенными полыми прямоугольного сечения.

5. Заменить эксплуатируемые рельсовые проводники сварными тонкостенными полыми прямоугольного сечения.

6. Установить в стволе дополнительные связи в плоскости брусов существующей конструкции армировки.

На крайних (кордальных) расстрелах связи в виде распорок следует бетонировать одним концом в крепи ствола, а другим - присоединять к существующему расстрелу в требуемом месте.

Скрепить между собой связями в плоскости брусов два или три расстрела (в виде свободных балок), а в случае необходимости - установить дополнительные распорные связи между крайними расстрелами и крепью ствола.

7. Установить на одинарных крайних нитках проводников распорные связи в виде кронштейнов в середине пролета между существующими брусами.

10.3.2. Технические решения, связанные с коренной реконструкцией армировки.

1. Без прекращения функционирования подъемной установки с выделением ствола на остановку по графику для ведения ремонтных работ: произвести разработку и монтаж принципиально новой конструкции армировки с учетом возможности возведения ее при наличии в стволе существующей металлоконструкции.

2. С полной остановкой работы подъемной установки для сосудов требуемой грузоподъемности и скорости движения: произвести разработку и монтаж новой конструкции армировки взамен существующей в стволе.

10.4. Определение затрат на модернизацию шахтного подъема.

10.4.1. Затраты на замену сосудов:

$$Z\left[K^{вагп}_{i(ск)}+K^{маш}_{i(ск)}+K^{эле}_{i(ск)}+K^{ос}_{i(ск)}\right], \text{ руб} \quad \text{- для двухскиповой подъемной установки} \qquad (10.8)$$

$$K_{ск} = \left[K^{опт}_{i(ск)} + K^{мон}_{i(ск)} + K^{дем}_{j(прот)} + K^{ос}_{j(прот)} + K^{опт}_{i(прот)} + K^{мон}_{i(прот)} + K^{дем}_{j(прот)} + K^{ос}_{j(прот)} \right], \text{руб}$$ – для одноканатной противовесом подъемной установки (10.9)

где $K^{опт}_{i(ск)}$, $K^{мон}_{i(ск)}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа, выбранного сосуда i -го типоразмера, руб.; определяются по табл. П.4.2, П.4.10;

$K^{дем}_{j(ск)}$, $K^{ос}_{j(ск)}$ – соответственно стоимость демонтажа и остаточная стоимость заменяемого сосуда, руб; стоимость демонтажа определяется по табл.П.4.2, П.4.10;

$K^{опт}_{i(прот)}$, $K^{монт}_{i(прот)}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа выбранного противовеса i -го типоразмера, руб.; определяются по табл. П.4.3;

$K^{дем}_{j(прот)}$, $K^{ос}_{j(прот)}$ – соответственно стоимость демонтажа и остаточная стоимость заменяемого противовеса, руб.; стоимость демонтажа определяется по табл.П.4.3.

10.1.2. Затраты на замену головных канатов:

$$K_{i(гк)} = K^{опт}_{i(гк)} + K^{нав}_{i(гк)} + K^{дем}_{j(гк)} + K^{ос}_{j(гк)}, \text{руб} \qquad (10.10)$$

где $K^{опт}_{i(гк)}$ – оптовая цена навешиваемых головных канатов i -го типоразмера, руб.; определяется по формуле

$$K^{опт}_{i(гк)} = \frac{n_{гк} \cdot L_{гк}}{10} K^{опт}_{i(гк)}, \text{руб.} \qquad (10.11)$$

где $K^{опт}_{i(гк)}$ -оптовая цена 10 м навешиваемого каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4;

$K^{нав}_{i(гк)}$ -стоимость навески головных канатов i -го типоразмера, руб; определяется из выражений:

для одноканатного подъема

$$K^{нав}_{i(гк)} = \left\{ K^{нав}_{i(гк)} + \left[\frac{L_{гк}}{100} - 1 \right] \left(K^{нав}_{i(гк)} \right)' \right\}, \text{руб} \qquad (10.12)$$

где $K^{нав}_{i(гк)}$ -стоимость навески первых 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.11;

$\left(K^{нав}_{i(гк)} \right)'$ -стоимость навески последующих 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.11

для многоканатного под-ема

$$K^{нав}_{i(гк)} = n_{гк}\left\{K^{нав}_{i(гк)} + \left[\frac{L_{гк}-400}{100}\right]\left(K^{нав}_{i(гк)}\right)'\right\}, \text{ руб} \qquad (10.13)$$

$K^{нав}_{i(гк)}$ - стоимость навески первых 400 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4.

$\left(K^{нав}_{i(гк)}\right)'$ - стоимость навески последующих 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4.

$K^{дем}_{j(гк)}$ - стоимость демонтажа головных канатов i -го типоразмера, руб; определяется из выражений:

для одноканатного подъема

$$K^{дем}_{j(гк)} = \left\{K^{дем}_{j(гк)} + \left[\frac{L_{гк}}{100} - 1\right]\left(K^{дем}_{j(гк)}\right)'\right\}, \text{ руб} \qquad (10.14)$$

где $K^{дем}_{i(гк)}$ - стоимость демонтажа первых 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.11;

$\left(K_{j(гк)}\right)'$ - стоимость демонтажа головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.11

для многоканатного подъема

$$K^{дем}_{j(гк)} = n_{гк}\left\{K^{дем}_{j(гк)} + \left[\frac{L_{гк}-400}{100}\right]\left(K^{дем}_{j(гк)}\right)'\right\}, \text{ руб} \qquad (10.15)$$

где $K^{дем}_{j(гк)}$ - стоимость демонтажа первых 400 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4

$\left(K_{j(гк)}\right)'$ - стоимость демонтажа последующих 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. п.4.4.

$K^{ос}_{j(гк)}$ - остаточная стоимость заменяемых головных канатов i -го типоразмера, руб.

10.4.3. Затраты на замену уравновешивающих канатов:

$$K_{ук} = K^{опт}_{i(ук)} + K^{нав}_{i(ук)} + K^{дем}_{j(ук)} + K^{ос}_{i(ук)}, \text{ руб} \qquad (10.16)$$

где $K^{опт}_{i(ук)}$ - оптовая цена уравновешивающих канатов i -го типоразмера руб; определяется по формуле

$$K^{опт}_{i(ук)} = n_{ук}\,\frac{L_{ук}}{10}\cdot k^{опт}_{i(ук)}, \text{ руб} \qquad (10.17)$$

где $k^{опт}_{i(ук)}$ - оптовая цена за 10 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.

$K^{нав}_{i(ук)}$ - стоимость навески уравновешивающих канатов i -го типоразмера, руб; определяется по формуле:

$$K^{нав}_{i(ук)} = n_{ук}\left\{k^{нав}_{i(ук)} + \left[\frac{L_{ук}-400}{100}\right]\left(K^{нав}_{i(ук)}\right)'\right\}_{руб} \qquad (10.18)$$

где $K^{нав}_{i(ук)}$ -стоимость навески первых 400 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5;

$K^{нав}_{i(ук)}$ - стоимость навески последующих 100 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.

$K^{нав}_{i(ук)}$ - стоимость навески первых 400 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.;

$\left(K_{i(ук)}\right)^{1}$ - стоимость навески последующих 400 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.;

$K^{дем}_{j(ук)}$ - стоимость демонтажа уравновешивающих канатов j -го типоразмера, руб; определяется по формуле

$$K^{дем}_{j(ук)} = n_{ук}\left\{K^{дем}_{j(ук)} + \left[\frac{L_{ук}-400}{100}\right]\left(K^{дем}_{j(ук)}\right)^{1}\right\}, \text{ руб} \quad (10.19)$$

где $K^{дем}_{j(ук)}$ -стоимость демонтажа первых 400 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5;

$\left(K^{дем}_{j(ук)}\right)^{1}$ стоимость демонтажа последующих 100 м уравновешивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5

$K^{ос}_{j(ук)}$ - остаточная стоимость заменяемых уравновешивающих канатов j -го типоразмера, руб.

10.4.4. Затраты на замену подъемной машины:

$$K_{i(пл)} = K^{опт}_{i(пт)} + K^{дем}_{i(пл)} + K^{мон}_{i(пт)} + K^{ос}_{j(вм)} + K^{стр}_{i(пм)} + K^{монт}_{мет}, \text{ руб} \quad (10.20)$$

где $K^{опт}_{i(пт)}$, $K^{мон}_{i(пт)}$ -соответственно оптовая цена и стоимость монтажа устанавливаемой подъемной машины i -го типоразмера, руб; определяются по табл. П.4.1, П.4.9;

$K^{дем}_{j(вм)}$ -стоимость демонтажа заменяемой подъемной машины j -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.1, П.4.9;

$K^{ос}_{j(пм)}$ -остаточная стоимость заменяемой подъемной машины i -го типоразмера, руб;

$K^{стр}_{i(пм)}$ -стоимость строительных работ при установке подъемной машины i -го типоразмера (разборка стены подъемной машины, бетонного фундамента и железобетонного перекрытия над подвалом; устройство фундамента под подъемную машину, электропривода и металлических перемычек над проемами; сооружение пристройки к зданию подъемной машины), руб;

$K^{мон}_{мет}$ -стоимость изготовления и монтажа опорных металлоконструкций при замене подъемной машины, руб.

10.4.5. Затраты на замену редуктора определяются по формуле

$$K_{ред} = K^{опт}_{i(ред)} + K^{дем}_{j(ред)} + K^{мон}_{i(ред)} + K^{ос}_{j(ред)}, \text{ руб} \quad (10.21)$$

где $K^{опт}_{i(ред)}, K^{мон}_{i(ред)}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа редуктора i -го типоразмера, руб; определяются по табл.П.4.6;П.4.12;

$K^{дем}_{j(ред)}$ – стоимость демонтажа редуктора j -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.6; П.4.12;

$K^{ос}_{j(ред)}$ – остаточная стоимость редуктора j -го типоразмера, руб.

10.4.6. Затраты на замену электродвигателя:

$$K_{дв} = K^{опт}_{i(дв)} + K^{дем}_{j(дв)} + K^{монт}_{i(дв)} + K^{ос}_{j(дв)}, \text{ руб} \quad (10.22)$$

где $K^{опт}_{i(дв)}, K^{монт}_{i(дв)}$ – соответственно оптовая цена, стоимость монтажа электродвигателя i -го типоразмера, руб.; определяются по табл.П.4.7, П.4.8 в зависимости от вида электропривода и типоразмера электродвигателя;

$K^{дем}_{j(дв)}$ – стоимость демонтажа электродвигателя j -го типоразмера, руб.; определяется по табл. П.4.7, П.4.8 в зависимости от вида электропривода и типоразмера электродвигателя;

$K^{ос}_{j(дв)}$ – остаточная стоимость электродвигателей j -го типоразмера, руб.

10.4.7. Затраты на замену направляющих шкивов:

$$K_{i(шк)} = K^{опт}_{i(шк)} + K^{монт}_{i(шк)} + K^{дем}_{j(шк)} + K^{ос}_{j(шк)}, \text{ руб} \quad (10.23)$$

где $K^{опт}_{i(шк)}, K^{монт}_{i(шк)}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа направляющего шкива i -го типоразмера, руб.; определяются по табл.П.4.13;

$K^{дем}_{j(шк)}, K^{ос}_{j(шк)}$ – соответственно стоимость демонтажа и остаточная стоимость направляющего шкива j -го типоразмера, руб.; стоимость демонтажа определяется по табл.П.4.13.

10.4.8. Затраты на углубку ствола:

$$K_{уг.ст} = 10^3 \left\{ K_c \left(K_{уг} + K_{уг(доп)} \right) \right\} \cdot h_{уг} \text{ , руб} \qquad (10.24)$$

где K_c – стоимость проведения 1 м ствола, руб; определяется по формуле

$$K_c = \left[(C_1 + C_2 F) f_п + 8F - 52 \right] \cdot \varsigma \text{ , руб} \qquad (10.25)$$

где C_1 – коэффициент стоимости проведения выработки, учитывающий затраты, постоянные на 1 м и не зависящие от площади поперечного сечения, руб/м; C_2 – то же, постоянные на 1 м³, руб/м²; значение коэффициентов C_1 и C_2 приведены в табл.10.1

Таблица 10.1

Вид крепи	Крепость пород					
	f = 2-4		f = 4-6		f = 7-9	
	C_1	C_2	C_1	C_2	C_1	C_2
1	2	3	4	5	6	7
Крепь бетонная, возводимая с помощью отворчатой опалубки	192	7,3	202	8,4	214	9,7

F – площадь сечения выработки в свету крепи, м²;

$f_п$ – поправочный коэффициент, учитывающий глубину работ, обводненность и выбросоопасность забоя на изменение стоимости проведения; определяется по формуле

$$f_п = \left(0{,}99 + \frac{0{,}06\, H_{ст}}{10^3} \right) K_{оз} \cdot K_в \qquad (10.26)$$

$K_{оз}$ – коэффициент обводненности забоя; принимается равным: при обводненности до 6 м³/ч – 1,0; при обводненности свыше 6 м³/ч – 1,04;

$K_в$ – коэффициент выбросоопасности забоя; принимается равным: забой невыбросоопасный – 1,0; забой выбросоопасный – 1,1;

ς – коэффициент для действующей шахты принимается равным: при глубине ствола до 700 м – 2,55; при глубине свыше 700 м – 2,82;

$K_{уг}$ – коэффициент удорожания стоимости проведения ствола при углубке; при расположении подъемной машины на поверхности принимается равным 1,10;

$K_{уг\,(доп)}$ дополнительные затраты на подготовительные работы, необходимые для углубки ствола, руб.; определяются по формуле

$$K_{уг(доп)} = (8{,}9 + 4{,}25\,D_{ст})\,10^3\ ,\ руб \qquad (10.27)$$

где $D_{ст}$ -диаметр ствола, м.

10.4.9. Затраты на установку копра:

$$K_{копр} = K^{опт}_{копр} + K^{мон}_{копр} + K^{мон}_{присп} + K^{дем}_{копр} + K^{дем}_{присп} + K^{стр}_{копр}\ ,\ руб \qquad (10.28)$$

где $K^{опт}_{копр}$ - стоимость изготовления и приобретения металлоконструкций устанавливаемого копра, руб;

$K^{мон}_{копр}$ - стоимость монтажных работ при сооружении устанавливаемого копра, руб;

$K^{мон}_{присп}$ - стоимость изготовления и монтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб;

$K^{дем}_{копр}$ - стоимость демонтажа заменяемого копра, руб;

$K^{дем}_{присп}$ - стоимость демонтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб;

$K^{стр}_{копр}$ - стоимость строительных работ на установку копра (разработка грунта под котлован и устройство фундамента), руб.

10.4.10. Затраты на установку разгрузочных кривых:

$$K_{кр} = K^{опт}_{кр} + K^{мон}_{кр} + K^{дем}_{кр}\ ,\ руб \qquad (10.29)$$

где $K^{опт}_{кр}$, $K^{мон}_{кр}$ - соответственно стоимость приобретения и стоимость монтажа устанавливаемых разгрузочных кривых, руб;

$K^{дем}_{кр}$ - стоимость демонтажа заменяемых разгрузочных кривых, руб.

10.4.11. Затраты на замену разгрузочного устройства:

$$K_{зу} = K^{опт}_{зу} + K^{монт}_{зу} + K^{дем}_{зу} + K_{пит} + K^{гр}_{зу}\ ,\ руб \qquad (10.30)$$

где $K^{опт}_{зу}$, $K^{мон}_{зу}$ - соответственно оптовая цена и стоимость монтажа устанавливаемого загрузочного устройства, руб;

$K^{дем}_{зу}$ - стоимость демонтажа заменяемого загрузочного устройства, руб;

$K_{пит}$ - стоимость установки питателя, руб;

$K_{зу}^{гр}$ – стоимость горных работ при расширении камеры, загрузочного устройства (разборка железобетонных тюбингов в стволе, прохождение загрузочной камеры, крепление камеры, бетонирование полв), руб

10.4.12. Затраты на реконструкцию армировки ствола:

$$K_{арм} = K_{рас}^{опт} + K_{пр}^{опт} + K_{лун} + K_{рас}^{мон} + K_{пр}^{мон} + K_{рас}^{дем} + K_{пр}^{дем} + K_{рас}^{ос} + K_{пр}^{ос} + K_{в\,обор}^{опт} + K_{в\,обор}^{мон} + K_{в\,обор}^{дем}, \text{ руб} \qquad (10.31)$$

где $K_{рас}^{опт}$, $K_{рас}$ – соответственно оптовая цена устанавливаемых расстрелов и проводников, руб;

$K_{лун}$ – стоимость долбления лунок в бетонной крепи ствола, руб;

$K_{рас}^{мон}$, $K_{пр}^{мон}$ – соответственно стоимость монтажа устанавливаемых расстрелов и проводников, руб;

$K_{рас}^{дем}$, $K_{пр}^{дем}$ – соответственно стоимость демонтажа заменяемых расстрелов и проводников, руб;

$K_{рас}^{ос}$, $K_{пр}^{ос}$ – соответственно остаточная стоимость расстрелов и проводников, руб;

$K_{в\,обор}^{опт}$, $K_{в\,обор}^{мон}$, $K_{в\,обор}^{дем}$ – соответственно оптовая цена, стоимость монтажа и демонтажа вспомогательного оборудования, необходимого для реконструкции армировки ствола, руб.

10.4.13. Эксплуатационные расходы:

$$C = C_{i\,(п.м.)}^{эл} + C^{оп}, \text{ руб} \qquad (10.32)$$

где $C_{i\,(пм)}^{эл}$ – затраты на электроэнергию по обслуживанию подъемной машины руб.; определяется по формуле

$$C_{i\,(пм)}^{эл} = W_э \left(\frac{a_1}{\cos\varphi} + a_2 T_р \cdot T_г \cdot h \right), \text{ руб} \qquad (10.33)$$

$W_э$ – суммарная мощность одновременно работающих электродвигателей, кВт;

$T_{р.сут}$ – время работы подъемной установки в сутки, час; определяется согласно раздела 7;

$T_{р.год}$ – время работы подъемной установки в течение года, дня; определяется согласно раздела 7;

k – средний коэффициент загрузки двигателей по мощности;

q_1 – тариф за 1 кВт установленной мощности, руб/год; для потребителей Донбассэнерго принимается равным 12,8 руб/год;

q_2 – тариф за 1 кВт израсходованной энергии, руб.; для потребителей Донбассэнерго принимается равным 0,7 коп;

$C^{ам}$ – амортизационные отчисления на полное восстановление объектов существующих в течение всего срока эксплуатации шахты, а также на восстановление оборудования; руб.

10.4.14. Примечание.

В таблицах приложения 4 затраты на приобретение оборудования даны по прейскурантам на оптовые цены, введенные в действие с 01.01.82.

Стоимость монтажа и демонтажа оборудования приведены в ценах 1969г. при этом не учтены следующие затраты: шефмонтаж оборудования, стоимость электроэнергии на опробование машин и механизмов, транспортные расходы, плановые накопления, а также расходы на вспомогательные работы по монтажу и демонтажу оборудования.

После ввода с 01.01.84 .новых сметных цен затраты на монтаж и демонтаж оборудования будут переработаны для скорректированного после рассмотрения настоящего проекта и даны в окончательной редакции методики.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФАКТИЧЕСКИХ ИЗНОСОВ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ЖЕСТКИХ АРМАТУРОК

II.I.I. Определение фактических износов расстрельных балок.

II.I.I.I. Замеры расстрелов производить на нескольких (не менее трех) наиболее изношенных участках по глубине ствола, располагая один из них в верхней части, другой – в нижней, а третий – посредине ствола.

II.I.I.2. Каждый замерный участок должен включать, как минимум, три яруса расстрелов.

II.I.I.3. Замерные сечения на одной отметке в стволе (плоскость яруса) располагать на всех несущих[x)] расстрелах рассматриваемого раздела ствола (на рис.II.I.I контрольные расстрелы замаркированы Р1, Р2, Р3, Р4).

II.I.I.4. Количество замерных сечений на каждом из контролируемых расстрелов должно быть не менее трех.

II.I.I.5. Крайние замерные сечения С1, С3 каждого несущего расстрела (рис. II.I.I.) располагать на расстоянии 30 см от крепи или узлов соединений, а сечение С2 – посредине пролета балки.

II.I.I.6. В каждом замерном сечении, в зависимости от типоразмера расстрельной балки, должны контролироваться следующие геометрические размеры.

Для балки двутаврового сечения (см.рис.3.I,а):

а) ширина полки верхней – $b_{p\theta}$ и нижней – $b_{pн}$;

б) высота профиля слева – $h_{pл}$ и справа – $h_{pп}$ от вертикальной оси симметрии балки;

в) толщина стойки – t_p в средней по высоте сечения части балки;

г) средняя толщина полки верхней – $t_{p\theta}$ и нижней – $t_{pн}$, измеренная на расстоянии $y = \frac{b_\theta - t_p}{4}$ от кромки пол.

Для балки прямоугольного сечения (см.рис.3.I,б):

а) ширина профиля по верхней – $b_{p\theta}$ и нижней – $b_{pн}$ граням;

б) высота профиля слева – $b_{pл}$ и справа – $b_{pп}$ от вертикальной оси симметрии сечения балки.

II.I.I.7. Результаты замеров одноименных расстрелов, имеющих одинаковую маркировку и расположенных на смежных ярусах контролируемого участка армаровки, заносят в табличную форму (образец-табл.II.I.I)[x)]. Заполненная таблица является первичным документом, который должен храниться в отделе главного механика шахты.

I) Несущий расстрел – балка, на которой закреплен рабочий проводник.

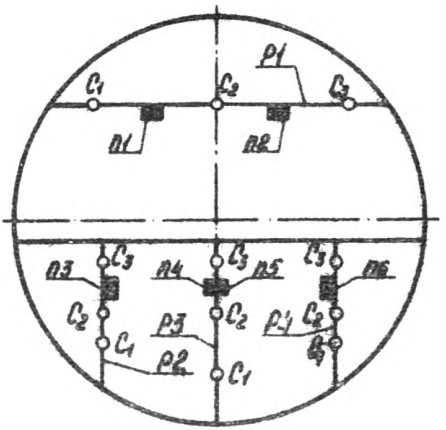


Рис. П.I.I. Схема расположения замерных сечений по длине расстрельных балок (СI,С2,С3- замерные сечения; РI,Р2,Р3,Р4- расстрелы; ПI, П2,П3,П4,П5,П6- проводники).

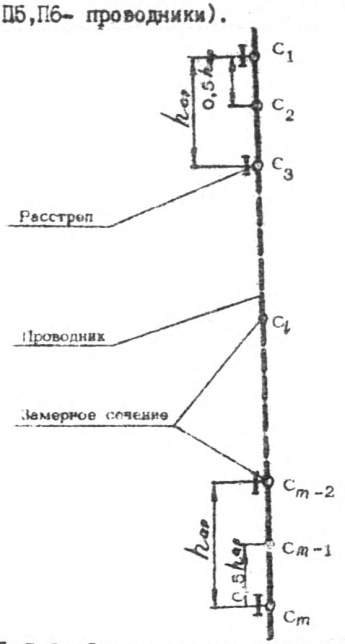


Рис.П.I.2. Схема расположения замерных сечений по длине нитки проводника (СI, С2,..., С - замерные сечения; $h_{ар}$- шаг армировки)

П. I.I.8. Замеры следует выполнять мерительным инструментом (например штангенциркулем), обеспечивающем точность ± 0,I мм.

П.I.I.9. Первый обмер геометрических размеров сечений расстрельных балок должен быть произведен не позже, чем через I месяц после монтажа армировки в стволе. Второй обмер – перед сдачей ствола в эксплуатацию на проектных режимах работы подъемной установки. Частота выполнения последующих замеров определяется по данным табл.П.I.2, в зависимости от степени агрессивности сред в стволе и скорости коррозии расстрельных балок.

Таблица П.I.2

Степень агрессивности среды в шахтном стволе	Скорость коррозии расстрельных балок в стволе, мм/год	Частота выполнения замеров, лет
Слабая	менее 0,05	8
Средняя	0,05 – 0,2	5
Сильная	более 0,2	3

П.I.I.I0. Места сечений, в которых намечается производить контрольные замеры, перед снятием отсчетов должны быть тщательно очищены от грязи и продуктов коррозии, не иметь следов механических повреждений от зачистки.

П.I.I.II. В процессе эксплуатации каждый из последующих замеров должен производиться всякий раз на одних и тех же контрольных ярусах и одних и тех же замерных сечениях.

П.I.I.I2. Результаты первого замера расстрельных балок на контролируемых ярусах являются исходными данными для последующего нахождения значений коррозионного поражения расстрелов в стволе.

П.I.I.I3. Значения коррозионного износа расстрельных балок на одну сторону по каждому из контролируемых параметров находятся как полуразность между геометрическими размерами, полученными при первом и последующих замерах, то есть:

$$\delta_b^{(n)} = \frac{b_{pb}^{(1)} - b_{pb}^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

$$\delta_b^{(n)} = \frac{b_{pn}^{(1)} - b_{pn}^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

$$\delta_h^{(n)} = \frac{h_{pn}^{(1)} - h_{pn}^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

х) При контрольных замерах расстрелов из балок прямоугольного сечения последние три колонки не заполняют.

Таблица П.I.I

Объединение .....

Шахта .....

Ствол .....

Контролируемые одноименные расстрелы (указать маркировку)

Участок ствола	Номер яруса	Замерное сечение	Контролируемые размеры расстрельной балки, мм						
			ширина полки (профиля)		высота профиля		толщина стойки	средняя толщина полки	
			верхней $b_{пб}$	нижней $b_{пн}$	слева $h_{пл}$	справа $h_{пп}$	$t_{с}$	верхней $t_{пб}$	нижней $t_{пн}$
	№...	C1							
		C2							
		C3							
Верхняя часть ствола	№...	C1							
		C2							
		C3							
	№...	C1							
		C2							
		C3							
Средняя часть ствола	№...	C1							
		C2							
		C3							
	№...	C1							
		C2							
		C3							
	№...	C1							
		C2							
		C3							
Нижняя часть ствола	№...	C1							
		C2							
		C3							
	№...	C1							
		C2							
		C3							

Дата выполнения замеров

Фамилия И. О., выполнявшего замеры (подпись)

$$\delta_h^{(n)} = \frac{h_{pn}^{(1)} - h_{pn}^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

$$\delta_t = \frac{t_p^{(1)} - t_p^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

$$\delta_t^{(б)} = \frac{t_{nб}^{(1)} - t_{nб}^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

$$\delta_t^{(н)} = \frac{t_{nн}^{(1)} - t_{nн}^{(1+n)}}{2}, \text{ мм}$$

где индекс (I) соответствует первому, а (I+n) – последующим замерам (n = I,2,3...).

Результаты замеров, обработанные указанным способом, заносятся в табличную форму (образец – табл.П.I.3).

В последней строке табл.П.I.3 приводятся средние арифметические значения δ_p^* по каждому измеряемому параметру.

П.I.I.I4. Фактический усредненный износ одноименно замаркированных расстрелов δ_p находится как среднее арифметическое всех δ_p^*, помещенных в последней строке табл.П.I.3.

П.I.2. Определение фактических износов проводников.

П.I.2.I. Замеры производить на всех нитках рабочих проводников (на рис. П.I.I. замаркированы П1, П2, П3, П4, П5, П6) рассматриваемого раздела ствола на участке равномерного движения сосуда.

П.I.2.2. Замерные сечения, равномерно чередуя по длине проводника в глубине ствола, располагать посредине пролета между расстрелами и на ярусах армировки в соответствии со схемой рис.П.I.2.

П.I.2.3. Общее количество замерных сечений на каждой из контролируемых ниток проводников должно быть не менее 50.

П.I.2.4. В каждом замерном сечении, в зависимости от типоразмера проводника, должны контролироваться следующие геометрические размеры.

Для проводника прямоугольного сечения (см.рис.3.2,а):

а) ширина профиля – $b_{пр.}$;

б) высота профиля – $h_{пр.}$

Для проводника из рельсового профиля (см.рис.3.2,б):

а) ширина головки – $b_г$;

б) высота профиля – $h_{пр}$

Таблица П.1.3

К замерам растрелов (дата)

Объединение .....

Шахта .....

Ствол .....

Контролируемые одноименные расстрелы (указать маркировку)

Время установки расстрелов в стволе .....

Участок ствола	Номер яруса	Замер-ное сечение	Износ расстрельной балки на одну сторону, мм					
			по ширине пск-ки (профиля)		по высоте профиля		по толщине стойки	по средней толщине полки
			верхней $\delta_в^{(в)}$	нижней $\delta_в^{(н)}$	слева $\delta_н^{(л)}$	справа $\delta_н^{(п)}$	$\delta_с$	верхней $\delta_+^{(в)}$	нижней $\delta_+^{(н)}$
	№...	С1							
		С2							
		С3							
Верхняя часть ствола	№...	С1							
		С2							
		С3							
	№...	С1							
		С2							
		С3							
	№...	С1							
		С2							
		С3							
Средняя часть ствола	№...	С1							
		С2							
		С3							
	№...	С1							
		С2							
		С3							
	№...	С1							
		С2							
		С3							
Нижняя часть ствола	№...	С1							
		С2							
		С3							
	№...	С1							
		С2							
		С3							

$\delta_р^{ср} = \frac{\Sigma\delta}{27}$

Фактический усредненный износ растрелов на сторону

Фамилия И. О., выполнявшего обработку (подпись)

Результаты замеров заносятся в табличную форму (образец – табл. П.I.4.). Заполненная таблица является первичным документом, который должен храниться в отделе главного механика шахты.

П.I.2.5. Замеры следует выполнять мерительным инструментом, обеспечивающим точность ± 0,I мм.

П.I.2.6. Первый инструментальный контроль должен производиться не позже, чем через I месяц после монтажа армировки в стволе. Второй – перед сдачей подъемной установки на расчетных режимах эксплуатации. Последующие замеры производить с интервалами периодичности T, определяемыми по формуле:

$$T = \frac{K}{Q \cdot V^2 N_г}, \text{ лет}$$

где K – коэффициент, характеризующий износостойкость проводников;

Q – вес груженого сосуда, т;

V – максимальная скорость движения сосуда в стволе, м/с;

$N_г$ – годовая наработка числа циклов подъемных операций сосуда.

Таблица П.I.4

Объединение .....

Шахта .....

Ствол .....

Контролируемый участок ствола по глубине с друса №.... по друс№.....

Замерное сечение	Контролируемые размеры проводников, мм					
	Ш1 x)		Ш2		Ш3	
	ширина профиля $b_{пр}$ (головки $b_г$)	высота профиля $h_{пр}$	ширина профиля $b_{пр}$ (головки $b_г$)	высота профиля $h_{пр}$	ширина профиля $b_{пр}$ (головки $b_г$)	высота профиля $h_{пр}$
С1						
С2						
С3						
...						
...						
С (m-2)						
С (m-1)						
С m						

x) Маркировку проводников указывать в соответствии с привязкой к конкретной схеме армировка.

Дата выполнения замеров

Фамилия И.О., выполнявшего замеры (подпись)

Численные значения коэффициента K необходимо принимать по табл.П.I.5 в зависимости от вида проводников в стволе.

Таблица П.I.5

Проводники армировки	Деревянный прямоугольного сечения	Рельсовый	Стальной полый прямоугольного сечения
Значение	$0,5.10^8$	1.10^8	5.10^8

П. I.2.7. При выполнении контрольных замеров высоты профиля металлических проводников их задняя нерабочая поверхность (для рельсов- подошва) в замерных сечениях перед снятием отсчетов должна быть тщательно очищена от грязи и продуктов коррозии.

П.I.2.8. Износы рабочих поверхностей проводников вычисляются по следующим соотношениям.

По ширине профиля проводника прямоугольного сечения (на одну сторону):

$$\delta_{пр} = \frac{b_{пр}^{(1)} - b_{пр}^{(n)}}{2}, \text{ мм}$$

где $b_{пр}^{(1)}$, $b_{пр}^{(n)}$ – ширина профиля проводника, полученная при первом замере (с индексом I), и изношенного сечения при последующих сечениях (с индексом $n = 2,3,\ldots$).

По ширине головки проводника из рельсового проката (на одну сторону):

$$\delta = \frac{b_г^{(1)} - b_г^{(n)}}{2}, \text{ мм}$$

где $b_г^{(1)}$, $b_г^{(n)}$ – ширина головки проводника, полученная при первом замере (с индексом I), и изношенного сечения при последующих замерах (с индексом $n = 2,3,\ldots$).

По высоте профиля проводника:

$$\delta_h = h_{пр}^{(1)} - h_{пр}^{(n)}, \text{ мм}.$$

где $h_{пр}^{(1)}$, $h_{пр}^{(n)}$ – высота профиля проводника, полученная при первом замере (с индексом I), и изношенного сечения при последующих замерах (с индексом $n = 2,3,\ldots$).

Вычисленные значения $\delta_{пр}$, $\delta_г$, δ_h заносятся в табличную форму (образец - табл.П.I.6).

П.I.2.9. Фактические боковые $\delta_б$ и лобовые $\delta_л$ износы рабочих

поверхностей одноименных проводников (с одинаковой маркировкой) находятся как среднее арифметическое полученных результатов по соответствующей колонке табл.П.I.6 и помещаются в последнюю строку этой таблицы.

Таблица П.I.6

К замерам проводников от (дата)

Объединение .....

Шахта .....

Ствол .....

Контролируемый участок ствола по глубине с яруса № .... по ярус № ....

Время навески проводников в стволе .....

Замерное сечение	Износ рабочей поверхности проводника на одну сторону, мм					
	П1		П2		П3	
	по ширине профиля $\delta_г$ (головки)	по высоте профиля δ_h	по ширине профиля $\delta_{пр}$ (головки $\delta_г$)	по высоте профиля δ_h	по ширине профиля $\delta_{пр}$ (головки $\delta_г$)	по высоте профиля δ_h
С1						
С2						
С3						
...						
...						
С (m-2)						
С (m-1)						
С m						
Фактические боковые и лобовые износы проводников	$\delta_б = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_{пр}}{m}$ $\left(\delta_б = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_г}{m}\right)$	$\delta_л = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_h}{m}$	$\delta_л = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_{пр}}{m}$ $\left(\delta_б = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_г}{m}\right)$	$\delta_л = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_h}{m}$	$\delta_б = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_{пр}}{m}$ $\delta_б = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_г}{m}$	$\delta_л = \frac{\sum_{i=1}^{m} \delta_h}{m}$

Фамилия ..., выполнявшего обработку (подпись)

ИНСТРУКЦИЯ К ПРОГРАММЕ РАСЧЕТА ЖЕСТКИХ АРМИРОВОК

П.2.1. ПРИНЯТАЯ ТЕРМИНОЛОГИЯ. ОБОЗНАЧЕНИЯ

Элементы жесткой арматуры, к которым крепятся проводники, называются расстрелами. Расстрелы могут быть основными и вспомогательными.

П.2.1.1 К основным относятся расстрелы, расположенные на чертеже вертикально или горизонтально (рис.П.2.1). Расстрелы, расположенные на чертеже выше горизонтальных, называются расстрелами первого рода (№ 1,2,3 на рис.П.2.1.) горизонтальные – расстрелы второго рода (№ 4,5), вертикальные, расположенные ниже горизонтальных, называются расстрелами третьего рода (№ 6,7).

П.2.1.2 Вспомогательные расстрелы могут быть трех типов:
- консольные расстрелы (на рис.П.2.2) – это расстрелы № 2 и 3; здесь один расстрел (№ 1) первого рода, расстрелы второго и третьего родов – отсутствуют);
- расстрелы типа "упора" (на рис.П.2.3) – № 7; здесь расстрелы № 1,2,3 – первого рода; № 4 – второго рода; № 5,6 – третьего рода);
- расстрелы типа "связи" (на рис.П.2.4 № 3,4) здесь расстрелы № 1 и 2 – первого рода).

П.2.1.3 Если схема армировки содержит расстрел типа "упора" и этот упор примыкает к какому-либо элементу, на котором отсутствуют проводники, то этот элемент условно именуется вспомогательным расстрелом (на рис.П.2.5 – это расстрелы № 3 и 4 типа "связи"; расстрелы № 1 и 2 – первого рода; № 5,6,7,8 – расстрелы типа "упора").

П.2.1.4 Элементы армировки, на которых отсутствуют проводники, называются вспомогательными и могут быть упорами или связями (на рис.П.2.6 – 1у, 2у, 3у, 4у – упоры соответственно расстрелов № 1 и 3; 1с – связь между расстрелами № 1 и 2; 2с – связь между расстрелами № 2 и 3; расстрелы № 1,2,3 – первого рода).

П.2.1.5 Расстрелы основные и расстрелы типа "упор" могут иметь консольную заделку концов (на рис.П.2.7 – это расстрел № 1 – первого рода и расстрел № 5 – второго рода; на рис.8 – консольную заделку имеет расстрел № 7 – расстрел типа "упор"). В этом случае консольные заделки именуются упорами (1у, 2у, 3у – на рис.П.2.7 и 2у – на рис.П.2.8).

П.2.1.6 Расстрелы вспомогательные типа "упора" сохраняют за собой наименование "упора" (1у – на рис.П.2.3 и рис.П.2.5). Расстрелы вспомогатель-

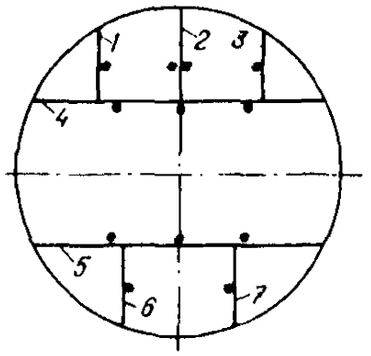


Рис.П.2.1.

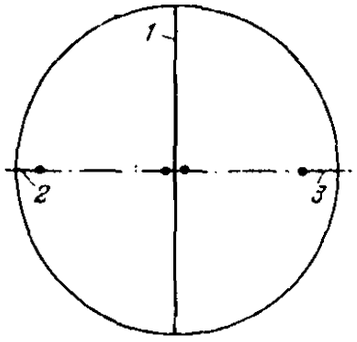


Рис.П.2.2.

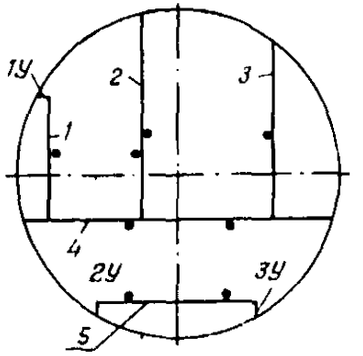


Рис.П.2.7.

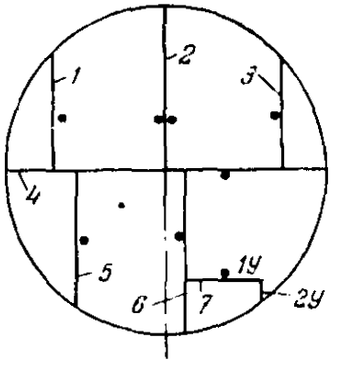


Рис.П.2.8.

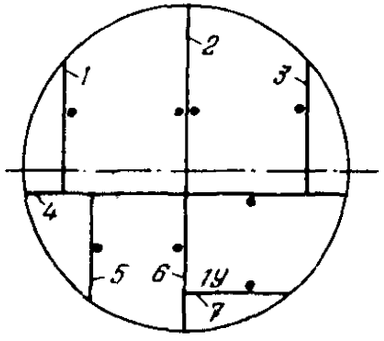


Рис.П.2.3.

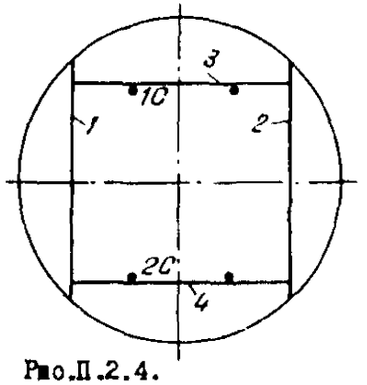


Рис.П.2.4.

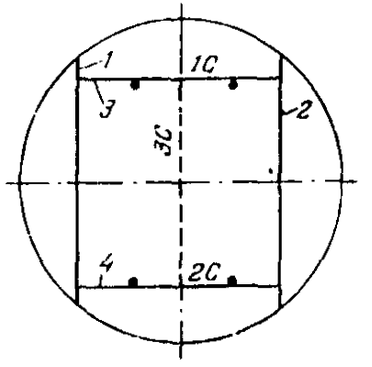


Рис.П.2.9.

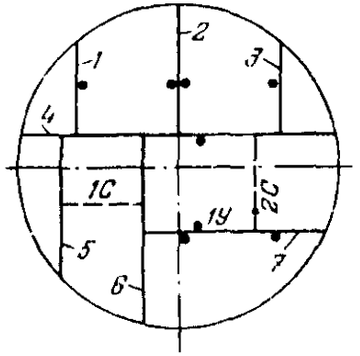


Рис.П.2.10.

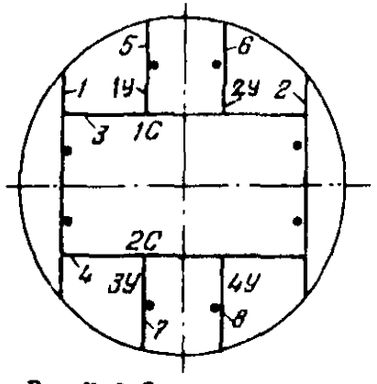


Рис.П.2.5.

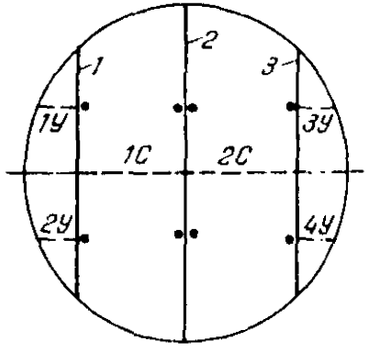


Рис.П.2.6.

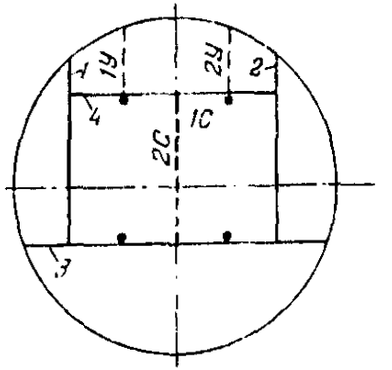


Рис.П.2.11.

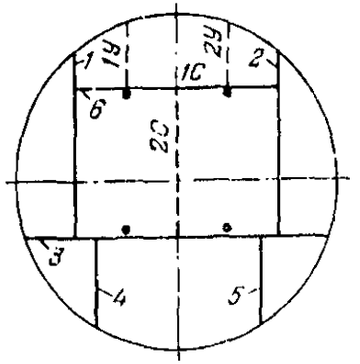


Рис.П.2.12.

ние типа "связи" сохраняют за собой наименование "Связь" (Ic и 2c - на рис.П.2.4 и П.2.5.

П.2.I.7 Расстрелы основные (первого, второго и третьего рода), расположенные в непосредственной близости к крепи ствола, называются крайними (№I,3,5,6 на рис.П.2.2; №I,3,5,6 на рис.П.2.3; №I,2-на рис.П.2.4, №I,2-на рис.П.2.5; №I,3-на рис.П.2.6; №I,3,5-на рис.П.2.7; №I,3,5,6-на рис. П.2.8; №I,2-на рис.П.2.9; №I,3,5- на рис. П.2.I0).

П.2.I.8 Все расстрелы имеют сквозную нумерацию. Основные расстрелы нумеруются прежде всего при этом расстрелы первого и третьего родов нумеруются слева направо, а расстрелы второго рода - сверху вниз. Нумерация вспомогательных расстрелов произвольная.

П.2.I.9 Проводники, упоры и связи имеют сквозную нумерацию и, кроме того, индивидуальную по принадлежности к данному расстрелу. Так, на схеме рис.П.2.5 всего имеется 4 упора; на третьем расстреле упоры имеют номера I и 2 и на четвертом расстреле - I и 2. На схеме рис.П.2.6 всего имеется две связи: связь Ic имеет индивидуальный номер I, а связь 2c также номер I.

П.2.2. ОСНОВНЫЕ ОГРАНИЧЕНИЯ

П.2.2.I. Схема не должна содержать более I0 расстрелов (в сумме основных и вспомогательных).

П.2.2.2. Общее количество проводников на расстрелах не должно быть более 20-ти.

П.2.2.3. Общее количество подъемных сосудов не должно быть более 6-ти (противовес условно считается сосудом) и должно быть четным.

П.2.2.4. Общее количество упоров на расстрелах не должно быть более 20-ти (включая консольные заделки).

П.2.2.5. Общее количество связей между расстрелами не должно быть более 20-ти.

П.2.2.6. Количество упоров на одном каком-либо расстреле не должно быть более 8-ми.

П.2.2.7. Расстрелы типа "связи" могут иметь связи между собой или с основными расстрелами, но эти связи не могут быть в свою очередь расстрелами (на рис.П.2.9-расстрелы №№ 3 и 4 - типа "связи" (Ic и 2c) имеют такие связи между собой (3c), но эта связь не может быть вспомогательным расстрелом).

П.2.2.8. Расстрелы типа упора" могут иметь связи с другими расстрелами, но эти связи не могут быть в свою очередь расстрелами (на рис. П.2.I0 расстрел №I-типа "упора", являясь упором (IУ) для 6-го рас-

отрела, имеет связь Ic с расстрелом второго рода (№ 4), но эта связь не может быть вспомогательным расстрелом.

П.2.2.9. Если вспомогательный расстрел типа "упора имеет номер N и в свою очередь имеет связь к каким-либо расстрелам, номер которого M не равен $N+1$ или $N-1$, то в этом случае расстрел с номером N не может иметь консольную заделку концов, а расстрел с номером M не должен иметь связей с остальными расстрелами.

П.2.2.10. Крайний расстрел (см.п.I.5), заделываемый обоими концами в крепь ствола, может иметь консольную заделку только с двух сторон (см.п.I.3).

П.2.2.11. Схема армировки обязательно должна иметь хотя бы один расстрел первого рода.

П.2.2.12. На консольном расстреле может находиться не более одного проводника и этот расстрел не может иметь связей с другими расстрелами, а также упоры в крепь ствола.

П.2.3. ПОРЯДОК ОПИСАНИЯ СХЕМЫ АРМИРОВКИ

П.2.3.1. Информация о схеме армировки представляется числами, векторами и матрицами. Координаты расстрелов, проводников, упоров и связей даются в декартовой системе с началом в центре ствола. Расположение линейных элементов армировки задается одной координатой, представляющей собой алгебраическое число, абсолютная величина которого является расстоянием продольной оси этого элемента до одной из параллельных ему осей координатной системы. Расположение проводников задается также одной координатой, представляющей собой алгебраическое число, абсолютная величина которого является расстоянием от проводника до той оси координатной системы, которая является перпендикулярной оси расстрела, содержащего этот проводник. Все геометрические размеры задаются в сантиметрах.

П. 2.3.2. Общей частью информации являются следующие числа:

D – диаметр ствола;

N – общее количество расстрелов (основных и вспомогательных);

$NV1$ – количество расстрелов первого рода;

$NV2$ – количество расстрелов третьего рода;

NH – количество расстрелов второго рода.

П.2.3.3. Информация о количестве упоров на крайних расстрелах (см. п.I.5) дается вектором K, который может содержать до четырех целых чисел (в том числе и 0). Так, для схемы рис.П.2.1, П.2.2, П.2.4, П.2.5, П2.9 все элемен-

ты вектора К равны нулю (на крайних расстрелах упоров нет). Для схемы рис. П.2.3 К = (0; 0; 0; I) (на расстрелах № I,3,5 – упоров нет; на расстрелах № I,3,5 – упоров нет; на расстреле № 6 есть один упор Iу, являющийся в свою очередь вспомогательным расстрелом). Для схемы рис. П.2.6 К = (2; 2; 0; 0); для схемы рис.П27 К= (I; 0; 2; 0); для схемы рис. П.2.8 и П.2.9 К= (0; 0; 0; I).

П.2.3.4. Информация о количестве проводников на каждом расстреле дается вектором I, содержащим целые числа. Так, для схемы рис.П.2.I I = (I;2; I; 3; I; I);рис.П.2.2-I= (2; I; I);рис.П.23-I=(I; 2;I;I;I; I; I);рис.П.2.4 -I =(0; 0;2; 2);рис.П.2.5-I= (2; 2; 0;0;I; I; I; I;); рис.П.2.6-I= (2; 4; 2);рис.П.2.7-I= (I; 2; I; 2;2);рис.П.28 I=(I;2; I;I;I;I;I);рис П.2.9- I= (0; 0; 2; 2);рис.П.2.IO-I= (I;2;I;I;0;3).

П.2.3.5. Информация о количестве связей между расстрелами дается вектором М, содержащим целые числа. Так для схемы П.2.I,2, 3, 7, 8- все элементы вектора М равны нулю (связи отсутствуют). Для схем рис.П.2.4,П.2.5 М=2 (содержит один элемент; число 2 указывает, что между первым и вторым расстрелом имеется две связи I с и 2с). Для схемы рис.П.2.6 М=(I;I) (по одной связи между первым и вторым, а также между вторым и третьим). Для схемы рис.П.2.9 М=(2;0,I) (между первым и вторым расстрелом две связи; между вторым и третьим расстрелом связи нет; между третьим и четвертым расстрелом имеется одна связь). В том случае, когда расстрел с номером n связан с каким-либо расстрелом, номер которого не равен n +I или n -I, то в этом случае n -й элемент вектора М должен равняться нулю. Так, для схемы рис. П.2.IO имеем:

М = (0;0;0;0;I; 0;0).

П.2.3.6. Координаты основных и консольных расстрелов даются вектором S, элементы которого должны быть расположены в порядке нумерации основных расстрелов.

П.2. 3.7. Координаты упоров даются вектором S, содержащим в начале координаты упоров на крайних расстрелах, а затем всех пронумерованных упоров, которые могут быть на вспомогательных расстрелах.

П.2.3.8. Координаты связей даются вектором С, элементы которого располагаются в установленном порядке их нумерации. При этом в первую очередь заносятся координаты тех связей, которые принадлежат расстрелам, номера которых отличаются между собой на единицу.

П.2.3.9. Координаты проводников даются вектором Р, элементы которого располагаются в порядке нумерации проводников на расстреле и самих расстрелов.

П.2.3.IO. Информация о вспомогательных расстрелах (типа "упора", "связи", консольных), а также об основных расстрелах с консольной заделкой

концов, дается матрицей KW, имеющей шесть столбцов. Каждая строка этой матрицы - информация о соответствующем расстреле. Если элементы какой-либо строки все равны нулю, то это означает, что данный расстрел принадлежит к числу основных, не имеющих консольную заделку концов.

П.2.3. II Информация об основных расстрелах, имеющих консольную заделку концов, задается первыми двумя числами строки матрицы Каждое из этих чисел есть номер упора на данном расстреле. Если расстрел имеет одну консольную заделку, то любое из первых двух чисел строки матрицы KW должно равняться нулю, а другое - будет номером упора данного расстрела. Так, для схемы рис.П.2.7 имеем:

$$KW=\begin{bmatrix}(I0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (I\ 2\ 0\ 0\ 0\ 0)\end{bmatrix}$$

- I-й расстрел (имеет один упор)
- 2-й расстрел
- 3-й расстрел
- 4-й - " -
- 5- расстрел (имеет два упора)

Для схемы рис.П.2.8:

$$KW=\begin{bmatrix}(0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (I\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0)\end{bmatrix}$$

- 7-й расстрел (имеет один упор)

П.2.3. I2 Информация о вспомогательных консольных расстрелах дается третьим числом соответствующей строки матрицы KW. Это число может быть любым положительным. Так, для схемы рис.П.2.2 имеем:

$$KW=\begin{bmatrix}(0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ I\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ I\ 0\ 0\ 0)\end{bmatrix}$$

П.2.3. I3 Информация о вспомогательных расстрелах типа "упора" задается следующим образом. Четвертое число соответствующей строки матрицы KW должно быть отрицательным, а его абсолютная величина означает количество упоров для данного расстрела. Если упоров нет, то четвертое число должно быть равным -9. Пятое число - есть номер примыкающего расстрела, к которому принадлежит данный расстрел типа "упора". Шестое число означает номер упора на примыкающем расстреле. Так, для схемы рис.

п.2.3 седьмая строка матрицы KW записывается в форме:

(0 0 0 -9 6 I)

для схемы рис.П.2.8 седьмая строка имеет вид (см.также п.3.10.1):

(I 0 0 -I 6 I)

Если данный расстрел с номером N имеет связь с каким-либо расстрелом, номер которого не равен числам N +I или N -I, то первое число строки матрицы KW должно быть отрицательным, а абсолютная величина этого числа означает номер расстрела, с которым данный расстрел имеет связь. Второе число строки также должно быть отрицательным, и указывает количество этих связей. Так, для схемы рис.П.2.10 седьмая строка записывается в форме:

(-4 I 0 -9 6 I)

П.2.3. I4 Информация о расстрелах типа "связи" задается следующим образом. Четвертое число строки матрицы KW должно быть положительным, и оно означает номер связи на основном расстреле. Пятое и шестое числа означают номера расстрелов, между которыми имеется данная связь. Если расстрел типа "связи" имеет упоры, то их количество записывается с отрицательным знаком в третьем элементе строки матрицы KW. Так, для схемы рис.П.2.9 матрица KW имеет вид:

$$KW = \begin{bmatrix} (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ I\ I\ 2) \\ (0\ 0\ 0\ 2\ I\ 2) \end{bmatrix}$$

Для схемы рис.П.2.II имеем:

$$KW = \begin{bmatrix} (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0) \\ (0\ 0\ -2\ I\ I\ 2) \end{bmatrix}$$

где -2 означает, что четвертый расстрел имеет два упора. В этом примере вспомогательный расстрел имеет номер, на единицу превышающий номер связанного с ним расстрела, поэтому первые два числа в четвертой строке равны нулю. Если же вспомогательный расстрел, имеющий номер N, связан с расстрелом, номер которого не равен N +I или N -I, то в этом случае первое число строки матрицы KW, записанное со знаком минус, означает номер расстрела, связанного с данным, а второе число (также отрицательное) означает количество этих связей. Так, для схемы рис. П.2.12 шестая строка матрицы KW имеет вид:

(-3; -1; -2; I; I; 2)

П.2.3.15 Информация о расположении подъемных сосудов в стволе дается матрицей $P\emptyset1$, имеющей шесть строк и пять столбцов. Каждая строка несет информацию о соответствующем сосуде. Первое число в этой строке означает номер расстрела, на котором расположен первый проводник, третье число - номер расстрела второго проводника. Второе и четвертое числа означают номера проводников на соответствующих расстрелах. Пятое число равно 2, если сосуд имеет двухстороннее расположение проводников, и равно 1, если проводники односторонние. Так, для схемы рис. П.2.7 имеем:

$$P\emptyset1 = \begin{matrix} (1\ 1\ 2\ 1\ 2) \\ (2\ 2\ 3\ 1\ 2) \\ (4\ 1\ 7\ 2\ 2) \\ (7\ 1\ 7\ 3\ 1) \end{matrix}$$

В матрице $P\emptyset1$ первая и вторая строки (3-я, 4-я; 5-я и 6-я) относятся соответственно к сосудам первого подъема (2-го и 3-го). Информация о противовесах должна содержаться в четных строках.

П.2.3.16 Пример общего случая сочетания различных особенностей схем армировок изображен на рис.П.2.13 (эта схема имеет только лишь иллюстративный смысл). Здесь цифрами с индексами "р" пронумерованы расстрелы, с индексом "у" - упоры; с индексом "с" - связи, с индексом "п" - проводники, с индексом "сос" - сосуды. При этом упоры, связи и проводники имеют двойную нумерацию - сквозную и индивидуальную (последняя дана в скобках). Для данной схемы имеем:

D = 600; N = 10; $NP\emptyset$ = 6; $NV1$ = 3; $NV2$ = 0; NH = 8;

K = (3,1,3) - количество упоров только на крайних (основных) расстрелах № 1,3,5;

I = (2,1,00,3,2,2,2,1,0,1) - количество проводников на основных расстрелах / на вспомогательных расстрелах / всех расстрелах;

M = (2,2,0,0,2) - количество связей только между основными расстрелами;

$$S = \begin{bmatrix} -220 \\ -85 \\ 100 \\ 0 \\ -115 \\ -230 \end{bmatrix}$$

— координаты только основных расстрелов

$$V = \begin{bmatrix} 145 \\ 105 \\ 50 \\ 160 \\ -150 \\ 20 \\ 145 \end{bmatrix}$$ координаты упоров на крайних (основных) расстрелах;

$$\begin{bmatrix} 0 \\ 60 \end{bmatrix}$$ на седьмом расстреле,

$$\begin{bmatrix} 170 \\ 230 \end{bmatrix}$$ на восьмом расстреле;

$$\begin{bmatrix} -180 \\ -215 \end{bmatrix}$$ на десятом расстреле;

$$C = \begin{bmatrix} 135 \\ 30 \\ 225 \\ 45 \\ -100 \\ 110 \end{bmatrix}$$ координаты связей между основными расстрелами;

$$\begin{bmatrix} 210 \\ 250 \end{bmatrix}$$ координаты связей между 8-м и 4-м расстрелами;

$$P = \begin{bmatrix} 90 \\ 90 \\ 90 \\ -170 \\ 40 \\ 150 \\ -200 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$ координаты проводников на основных расстрелах;

$$\begin{bmatrix} -40 \\ 70 \\ 150 \\ -200 \end{bmatrix}$$ координаты проводников на вспомогательных расстрелах;

$$KW=\begin{bmatrix} I\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0 \\ \hline 0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0 \\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0 \\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0 \\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0\ 0 \\ \hline I\ 3\ 0\ 0\ 0\ 0 \\ 0\ 0\ -2\ I\ 2\ 3 \\ -4\ -2\ 0\ -2\ 3\ I \\ 0\ 0\ -2\ I\ 5\ 6 \\ -5\ -I\ 0\ -9\ 9\ I \end{bmatrix}$$

№ I с консольной заделкой конца

основные расстрелы (№ 2÷ 5) с обычной заделкой концов;

№ 6 с консольной за е кой двух концов

№ 7 расстрел типа "связь" между I-м и 2-м расстрелами;

№ 8 - расстрел типа "упора" на 3-м расстреле;

№ 9 - расстрел типа "связь" между 5-м и 6-м расстрелами;

№ I0 - расстрел типа "упора" на 9м-расстреле;

$$P\phi 1=\begin{bmatrix} I\ 2\ 2\ I\ 2 \\ 7\ I\ 7\ 2\ I \\ 8\ I\ 4\ 3\ 2 \\ 4\ I\ 4\ I\ I \\ 5\ 2\ 6\ 9\ 2 \\ 5\ I\ I0\ I\ 2 \end{bmatrix}$$

информация о размещении подъемных сосудов

П.2.4. ОСНОВНЫЕ ФУНКЦИОНАЛЬНЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОГРАММЫ

П.2.4.I. С помощью программы можно производить расчет как типовых схем армировок, так и любых индивидуальных в рамках оговоренных в п.2 ограничений. Для типовых схем управляющему параметру L присваивается один из 24-х номеров типовых схем .

Для индивидуальных схем $L = 0$, и в этом случае информация о схеме вводится с перфокарт, на которых записываются все необходимые данные согласно п.3.

П.2.4.2. Программа построена таким образом, что при управляющем параметре $LIN = 0$ типоразмеры расстрелов и проводников соответственно одинаковы и выбираются автоматически из библиотеки параметров, хранящихся в памяти ЭВМ.(табл. П.2.I,П.22).При $LIN = I$ армировка рассчитывается с различными типоразмерами расстрелов и проводников при заданном шаге армировки. В этом случае информация о типоразмерах вводится с перфокарт, для чего служит матрица $P\phi 2$, состоящая из двух

Таблица П.2.I

Типоразмеры расстрелов

№№ п/п	Тип расстрела	Момент инерции	Высота	Ширина	Площадь	Модуль упругости	Вес I п/м
I	2	3	4	5	6	7	8
I	20 В	I69	20	I0,2	39,5	$2,IxI0^6$	3I,I
2	22 В	239	22	II,2	46,4		36,4
3	24 М	280	24	II,0	48,7		38,3
4	27 В	366	27	I2,4	60,0		47,I
5	30 М	490	30	I3,0	63,9		50,2
6	36 М	527	36	I3,0	73,7		57,9
7	36 С	6I2	36	I4,0	90,7		7I,2
8	40	666	40	I5,5	7I,4		56,I
9	I70xI04xI0	840	I7,0	I0,4	52,7		39,6
I0	2I2xI30xI2	I965	2I,2	I3,0	78,9		59,4

Таблица П.2.2.

Типоразмеры проводников

№№ п/п	Тип проводника	Момент инерции в лоб	Момент инерции в бок	Модуль упругости	Высота	Вес I п/м	Длина проводника
I	2	3	4	5	6	7	8
I	Р 38	I222	I40	$2,IxI0^6$	I4,0	38	I2,5
2	Р 43	I489	260		I4,0	44,7	I2,5
3	Р 50	20I8	375		I5,2	5I,6	I2,5
4	Р 65	3548	569		I8,0	64,6	I2,5
5	I60xI00xI0	I564	740		I6	37,6	I2
6	I60xI60xI2	2630	840		I6	58,8	I2
7	I90x200xI6	6424	59I0		20	90,9	I2

столбцов и 20-ти строк. В первом столбце содержится перечень номеров типоразмеров расстрелов согласно таблице П.2.I. , второй столбец содержит номера типоразмеров проводников согласно таблице П.2.2 . Количество ненулевых значений элементов первого столбца должно быть равным общему числу расстрелов, а второго столбца – общему числу проводников. При LIN = I типоразмеры упоров и связей (если они не являются вспомогательными расстрелами) принимаются автоматически равными типоразмерам расстрелов, к которым эти элементы принадлежат.

П.2.4.3. При LIN = 0 имеется возможность производить расчет армировки в следующих вариациях:

LRA = 0 – расстрелы принимаются только коробчатого профиля;

LRA = 1 – расстрелы принимаются только двутаврового профиля;

LRA = 2 – расстрелы могут быть выбраны как коробчатого, так и двутаврового типа;

LPR = 0 – проводники коробчатого типа;

LPR = 1 – проводники рельсового типа;

LPR = 2 – проводники могут быть любыми.

П.2.4.4. Управление расчетом осуществляется параметров LARM, который может принимать значения 0,I,2,3,4.

П.2.4.5 При LARM = 0 или LARM = 4 автономное применение программы невозможно. При использовании комплексной программы выбора и расчета параметров подъемной установки в целом (машины, привода, канатов, сосудов, армировки) в случае LARM = 0 армировка не рассчитывается, а при LARM = 4 производится расчет канатных проводников.

П.2.4.6 При LARM = I или LARM = 3 предусмотрена возможность производить расчет армировки по предпочтительным типоразмерам расстрелов и проводников (LIN = 0). При этом количество типоразмеров расстрелов должно быть равным пяти, а количество типоразмеров проводников может быть любым, но не более пятнадцати, причем в этом случае остаются в силе возможности, оговоренные в п.4.3, Для осуществления расчета по предпочтительным типоразмерам служит матрица IFI , состоящая из двух столбцов и пятнадцати строк. Эта матрица вводится с перфокарт по специальной программе. Первый столбец матрицы IFI содержит перечень номеров типоразмеров расстрелов (количество номеров должно быть равным пяти) согласно табл.П.2.I. Второй столбец содержит перечень номеров проводников согласно табл.П.2.2.

П.2.4.7 При LARM=1 расчет производится для неизменяемых заданных значений лобовой жесткости рамы сосудов и заданных значениях масс сосудов и скоростей их движения для всех подъемов (см.п.4.6).

Если расчетом не находится решение, то далее автоматически осуществляется поиск решения при удвоенной лобовой жесткости рамы сосуда и при необходимости - учетверенной. Если же эти меры не приводят к положительному результату, то в случае расчета типовых схем армировки (L>0) автоматически производится расчет для усиленной схемы, предусмотренной проектом. В противном случае на печать выдается сообщение "решение не найдено".

П.2.4.8 Шаг армировки при LARM=1 (или LARM=3) и LIN=0 сохраняется неизменным, равным частному от деления длины проводника на любое целое число. Это число идентифицируется управляющим параметром LH . Так, например, при длине проводника коробчатого профиля, равной 12 м, при необходимости расчета армировки с шагом 4 м параметр LH должен быть равным трем.

П.2.4.9 При LARM=1 в случае необходимости получения серии решений, удовлетворяющих заданным значениям масс сосудов и их скоростям движения, вводится параметр ISK.

П.2.4.10 При LARM=2 задаваемые значения скоростей движения сосудов для расчета не играют роли и производится расчет допустимых скоростей движения сосудов при последовательном переборе всех типоразмеров расстрелов и проводников, имеющихся в библиотеке данных. При этом шаг армировки (если LIN=0) последовательно принимается равным длине проводника, деленной на 2,3,4,5. Значение параметра IJK может быть произвольным.

П.2.4.11 При LARM=3 производится расчет типовых схем армировок ($0 < L \leq 24$) и индивидуальных (L = 0). Значение параметра может быть произвольным.

П.2.4.12 Форма выходной информации определяется управляющими параметрами LARM, LIN и IJK.

П.2.4.13 При LARM = 1, LIN = 0 и IJK = 0 на печать выводится единственное найденное расчетом решение относительно типоразмеров расстрелов и проводников при шаге армировки, равным длине проводника, деленной на LH . Это решение обеспечивает минимальную металлоемкость армировки при заданных значениях масс сосудов и скоростей их движения (см.также п.4.4.3).

П.2.4.14 При LARM = 1, LIN = 1 и IJK = 0 печатаются значения допустимых скоростей движения для всех подъемов при заданных типоразмерах расстрелов и проводников, вводимых матрицей P∅2 по управляющему параметру LIN = 1.

П.2.4.15 При LARM = 1, LIN = 0 и IJK = 1 на печать выдается серия найденных решений при последовательном переборе значений шага армировки, типоразмеров проводников и расстрелов.

П.2.4.16 При LARM=1, LIN = 1 и IJK = 1 выходная информация такая же, как и по варианту п.4.5.2, однако отличается по форме печати.

П2.4.I7 При LARM = 2 и LIN = 0 на печать в табличной форме выводятся значения допустимых скоростей при последовательном переборе всех имеющихся в библиотеке параметров расстрелов и проводников и при шаге армировки, равным длине проводника, деленной на 2,3,4,5. Лобовая жесткость рамы скипа принимается равной номинальной, удвоенной, утроенной, учетверенной и равной бесконечности.

П.2.4.I8 При LARM = 2 и LIN = I форма печати аналогична варианту п.4.5.5, но типоразмеры расстрелов и проводников, а также шаг армировки - конкретно заданные.

П.2.4.I9 При LARM = 3 и LIN = 0 на печать выводятся значения допустимых скоростей движения сосудов для всех предпочтительных типоразмеров проводников и расстрелов при шаге армировки, равным длине проводника, деленной на LN , при лобовой жесткости рамы скипа, равной номинальной; умноженной на 2,3,4 и равной бесконечности.

П.2.4.20 При LARM = 3 и LIN = I печать аналогична варианту п.4.5.7, но типоразмеры проводников, расстрелов и шаг армировки конкретно заданные.

П.2.4.2IПри LARM = I имеется возможность управлять расчетом с помощью параметра KГ2 . Если KГ2 = 0, то разрешается увеличивать жесткость сосудов, а также при необходимости - переходить на усиленную схему армировки. При KГ2 = I разрешается только переходить на расчет усиленной армировки. При KГ2 = 2 запрещается увеличивать жесткость сосудов и переходить на усиление армировки.

П.2.4.22 При LARM = I параметр KГ2 может быть равным либо нулю, либо единице. В последнем случае производится расчет только усиленной схемы армировки.

П.2.4.23Для расчета изношенной армировки служат параметры DPL и DPB , означающие процент уменьшения соответственно лобового и бокового моментов инерции проводников, а также параметр DRA , означающий процент уменьшения момента инерции расстрелов.

П.2.4.24Информация о количественных значениях параметров подъемных сосудов содержится во вводимой матрице CФC , состоящей из шести столбцов и девяти строк.

П.2.4.25.В рядом расположенных слева направо парных столбцах набивается информация соответственно о первом, втором и третьем подъемах. Первый столбец информации о каждом подъеме соответствует первому, а второй столбец - второму сосуду. Если тип подъема "сосуд-противовес", то в первом столбце информации о подъеме содержатся сведения о сосуде, а во втором - о противовесе.

П.2.4.26.В каждой строке матрицы (начиная с первой) для всех подъемов записывается информация в следующей последовательности:

- концевые веса сосудов и противовесов Q кгс;
- мультипликаторы частоты поворотных лебедок колебаний сосудов и противовесов; K_{φ}^{2};

– мультипликаторы частоты поворотных боковых колебаний сосудов и противовесов, K_φ^2 ;

– мультипликаторы частоты поворотных колебаний сосудов в горизонтальной плоскости K_θ^2 (для сосудов с двусторонним расположением направляющих устройств), либо мультипликаторы частоты поворотных колебаний K_1^2 (для сосудов с односторонним расположением направляющих устройств);

– лобовые жесткости сосудов и противовесов C_c^Λ , кгс/м;

– боковые жесткости сосудов и противовесов C_c^δ , кгс/м;

– эксцентриситеты центров тяжести сосудов ℓ ;

– мультипликаторы частоты поворотных колебаний сосуда и противовесов K_2^2 (заносятся только при расчете сосуда с односторонним расположением проводников);

– требуемые скорости движений сосудов и противовесов V , м/с.

Запись мультипликаторов частот поворотных колебаний, а также эксцентрисистетов центров тяжести сосудов и противовесов в матрицу СØС необходимо производить с точностью до 0,01.

П.2.5. ИНСТРУКЦИЯ К НАБИВКЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ НА ПЕРФОКАРТЕ

Исходные данные располагаются в общем случае на 13 перфокартах.

П.2.5.1. Первая перфокарта содержит следующие параметры: LARM (4-я позиция); LPR (10-я); LRA (11-я); LIN (12-я); KF2 (13-я); LH (14-я); DPL (15-16); DPB (17-18); DRA (19-20).

В случае LIN = 1 в позициях 77-80 набивается значение индивидуального шага армировки. Например, 4 м 167 см набивается в виде 4167.

П.2.5.2. Вторая перфокарта вводится только в случае LIN = 1 и содержит элементы матрицы $P\varnothing 2$. Располагаются они по строкам: два числа первой строки, затем два числа второй строки и т.д. Каждое число занимает две позиции. Например, число 2 набивается в виде: ␣ 2 (␣ – знак пробела).

П.2.5.3. В первых двух позициях третьей перфокарты в случае типовой схемы набивается номер схемы. В четвертой позиции в случае клетевого подъема набивается цифра 1.

В позициях 31-60 набиваются элементы первой строки матрицы СØС. Под каждый элемент отводится пять позиций, Остальные строки матрицы СØС располагаются на перфокартах с номерами 3,4,5. Элементы строк с номерами 2,3,4 занимают по 3 позиции каждый. Элементы строк с номерами 5,6 по 6 позиций. Элементы седьмой строки по две позиции, восьмой – по три, девятой – по четыре.

При набивке числового материала необходимо помнить, что младшие цифры каждого числа должны прижиматься к правой границе своего поля, точка, разделяющая целую часть числа от дробной, не набивается. Если

указано, что число I,2,5 занимает четыре позиции, то набивать его необходимо в виде I250.

При работе с программой предусмотрена возможность заполнения либо незаполнения в матрице СФС элементов девятой строки, несущих информацию о необходимых скоростях движения сосудов.

Если для подъема указана необходимая скорость движения сосудов, то при расчете машина выдает на печать тип расстрелов и проводников жесткой армировки, удовлетворяющих данной скорости движения сосудов.

Если же скорость подъема не указана, то печатается максимально-допустимая скорость движения сосудов.

П.2.5.4. Перфокарты с номерами 6–I3 вводятся только в случае, если расчет ведется для индивидуальной схемы армировки и содержит информацию об этой схеме. На шестой перфокарте набиваются значение D (позиции I–4); N (позиции 5–6), NPФ (7–8), NV1 (9), NV2 (I0), NH (II), а также массивы К, I и М, каждому элементу которых отведена одна позиция. Элементам массивов S, V, C, P отводится по пять позиций. Например, число –235,5 набивается в виде –2355. Каждому элементу матриц KW и PФ1 отводится по две позиции. На перфокартах элементы матриц располагаются по строкам.

7.6. ПРИМЕР СОСТАВЛЕНИЯ МАТРИЦЫ СФС

В качестве примера по составлению матрицы СФС рассмотрим типовую схему армировки скипового ствола (см.рис.П.2.I3).

П.2.6.I. Исходные данные:

а) Первый подъем:

Концевой вес сосуда № I – 65000 кгс;

концевой вес сосуда № 2 – 65000 кгс;

Мультипликатор частоты поворотных лобовых колебаний сосуда № I – $K_\varphi^2 = 3,7I$;

мультипликатор частоты поворотных лобовых колебаний сосуда № 2 – $K_\varphi^2 = 3,7I$;

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний сосуда № I – $K_\varphi^2 = 3,69$;

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний сосуда № I – $K_\varphi^2 = 3,69$;

мультипликатор частоты поворотных колебаний сосуда № I в горизонтальной плоскости – $K_\theta^2 = I,67$:

мультипликатор частоты поворотных колебаний сосуда № 2 в горизонтальной плоскости – $K_\theta^2 = I,67$;

лобовая жесткость скипа № I – $C_c^\wedge = 3880$ кгс/м;

лобовая жесткость скипа № 2 – $C_c^\wedge = 3880$ кгс/м;

боковая жесткость скипа № I – $C_c^\delta = 5200$ кгс/м;

боковая жесткость скипа № 2 – $C_c^\delta = 5200$ кгс/м;

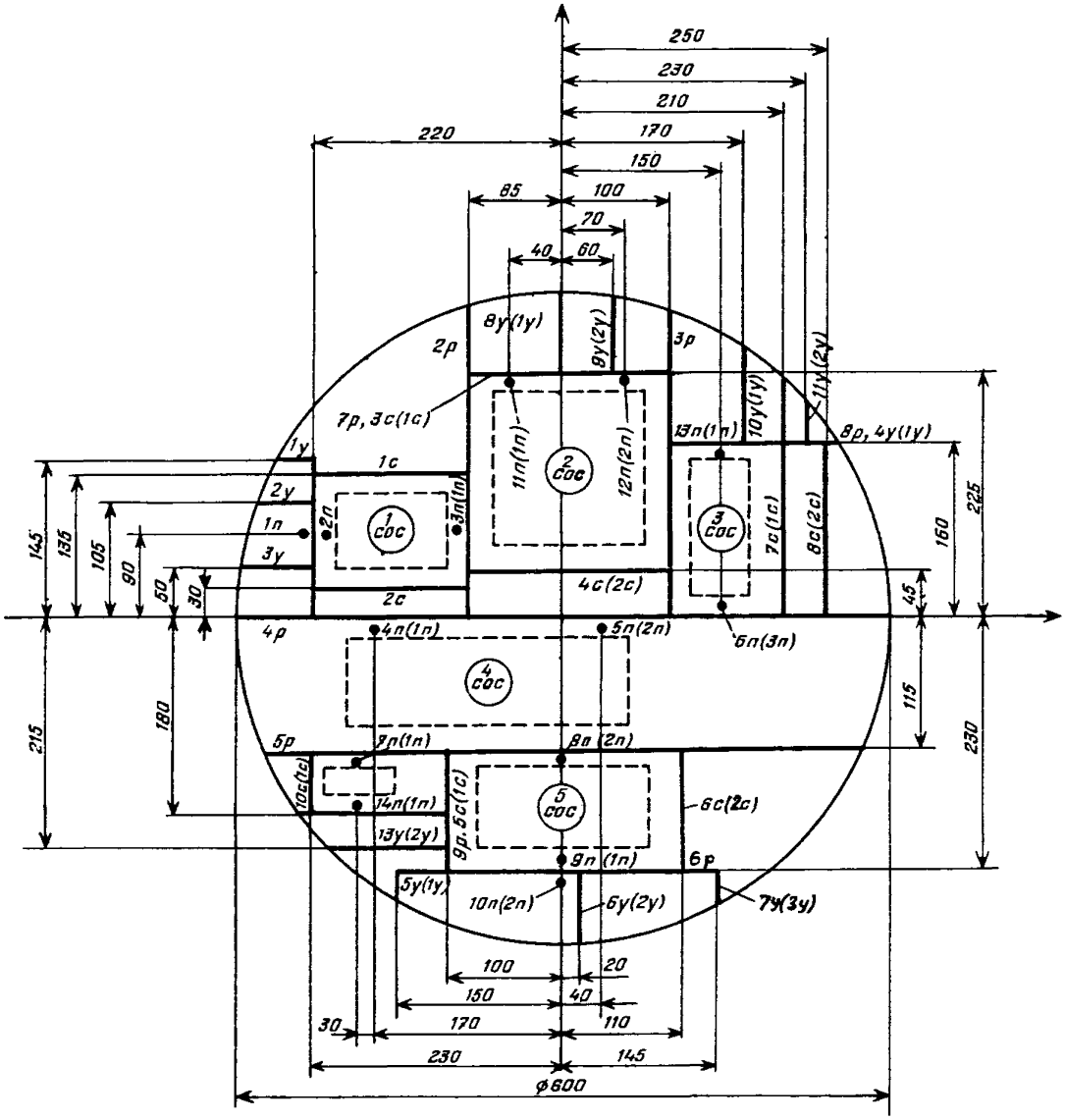


Рис. II.2.I3. Условная формализованная технологическая схема армировки отвола

эксцентриситет центра тяжести сосуда № I - ℓ = 0,I5;

эксцентриситет центра тяжести сосуда № 2 - ℓ = 0,I5;

Требуемую скорость движения скипов не проставляем. В этом случае при расчете армировки на печать будут выданы данные о допустимых скоростях движения сосудов.

б) Второй подъем:

Концевой вес скипа - 34000 кгс;

Концевой вес противовеса - 25500 кгс.

Мультипликатор частоты поворотных лобовых колебаний скипа K_{φ}^{2} = = 3,29;

мультипликатор частоты поворотных лобовых колебаний противовеса - K_{φ}^{2} = 2,74;

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний скипа k_{φ}^{2} = 3,24;

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний противовеса - K_{φ}^{2} = 2,67;

мультипликатор частоты поворотных колебаний скипа в горизонтальной плоскости - K_{φ}^{2} = I,59;

мультипликатор частоты поворотных колебаний противовеса в горизонтальной плоскости K_{φ}^{2} = I,I4;

Лобовая жесткость скипа C_{c}^{Λ} = II200 кгс/м;

лобовая жесткость противовеса $C_{пр}^{\Lambda}$ = I2000 кгс/м;

боковая жесткость противовеса $C_{пр}^{\delta}$ = I6000 кгс/м;

боковая жесткость скипа C_{c}^{δ} = I5000 кгс/м;

Эксцентриситет центра тяжести скипа ℓ = 0,I5;

эксцентриситет центра тяжести противовеса ℓ = 0,I;

необходимая скорость движения скипа и противовеса V = I0,00 м/с.

Тогда матрица СФС будет иметь вид:

$$СФС = \left[\begin{array}{cc|cc|cc} 65000 & 65000 & 34000 & 25500 & 0 & 0 \\ 3,7I & 3,7I & 3,29 & 2,74 & 0 & 0 \\ 3,69 & 3,69 & 3,24 & 2,67 & 0 & 0 \\ I\,67 & I,37 & I,59 & I,I4 & 0 & 0 \\ 3880 & 3880 & II200 & I2000 & 0 & 0 \\ 5200 & 5200 & I5000 & I6000 & 0 & 0 \\ 0,I5 & 0,I5 & 0,I0 & 0,I0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & I0,00 & I0\ 00 & 0, & 0 \end{array}\right]$$

подъем I | подъем 2 | подъем 3

Приложение 3

РАСЧЕТ АРМИРОВКИ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ

Расчет производится в соответствии с "Временными указаниями по проектированию и расчету жестких армировок вертикальных стволов шахт", утвержденных в качестве нормативного документа Минуглепромом СССР в 1968 году.

П.3.I. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА

П.3.I.I. Вес порожнего подъемного сосуда (с учетом подвесного устройства и стационарного зонта) - Q_c , кгс

П.3.I.2. Вес полезного груза - $Q_{гр}$, кгс

П.3.I.3. Максимальная скорость движения груженого подземного сосуда V -, см/с.

П.3.I.4. Моменты инерции груженого сосуда - J_φ , J_ψ , J_θ, кгс.см.с^2 (принимаются из технической характеристики скипа либо определяются примерным расчетом).

П.3.I.5. Мультипликаторы частот поворотных колебаний λ_φ , λ_ψ , λ_θ

П.3.I.6. Расстояние по вертикали от горизонтальной плоскости, проходящей через центр тяжести груженого сосуда, до нижней и верхней жестких рабочих или предохранительных направляющих - A , B , см.

П.3.I.7. Расстояние по вертикали между жесткими направляющими - $L = A + B$, см.

П.3.I.8. Ширина колеи - S , см.

П.3.I.9. Расстояние от оси подвески до плоскости, проходящей через лобовые поверхности проводников (при одностороннем расположении проводников) - D , см.

П.3.I.I0. Шаг армировки - h_φ, см.

П.3.I.II. Тип проводников, моменты инерции и площадь поперечного сечения - J^1 J^2 , см^4 , F см^2.

П.3.I.I2. Тип расстрелов, моменты инерции и площади поперечного сечения - $J_к$, см^4; F см^2

П.3.I.I3. Вид крепления ствола (монолитный бетон, кирпичная или бетонная кладка, железобетонные или чугунные тюбинги).

П.3.I.I4. Фактическая глубина заделки концов расстрелов в крепь ствола $t_ф$ - , см.

П.3.I.I5. Схема конструкции армировки и геометрические размеры ее элементов.

П.3.I.I5. Схема конструкции армировки и геометрические размеры ее элементов.

П.3.I.I6. Чертежи скипа (общий вид, металлоконструкции кузова и рамы).

П.3.I.I7. Фактический износ расстрельной балки δ_p на сторону, см.

П.3.I.I8. Фактические износы рабочей поверхности проводника δ^{-1} и δ^{δ} соответственно в лобовом и боковом направлениях, см.

П.32. РАСЧЕТ ФАКТИЧЕСКИХ ЖЕСТКОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК АРМИРОВКИ

П.32.I. Необходимая глубина заделки расстрелов в крепь ствола

$$t = \frac{2}{\beta} \quad \text{при} \quad \beta \geq 0{,}025, \qquad (П.3.I)$$

$$t = 80\text{см} \quad \text{при} \quad \beta < 0{,}025$$

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{\tau h_0}{4EJ_x}} \cdot \frac{2\cos\omega}{1+\cos\omega}, \qquad (П.3.2)$$

где h_0 – высота профиля, расстрела;

ω – угол между осью расстрела и нормалью к поверхности крепи ствола в месте заделки;

E – модуль упругости материала расстрела;

τ – коэффициент постели, выбираемой согласно табл.П.3I в зависимости от материала крепи.

Таблица П.3.I

Материал крепи	Тюбинг железобетонный	Кирпич, бетонит	Бетон
кг/см³	300	500	I000

П.3.2.2. Лобовая жесткость расстрелов в местах крепления проводников:

одинарных

$$C_{1,2}^{x} = \frac{1}{\delta_{00} - \delta_{01}X_1 - \delta_{02}X_2 - \ldots - \delta_{0j}X_j - \ldots - \delta_{0N}X_N}, \qquad (П.3.3)$$

спаренных

$$C_{1,2} = \frac{1}{\delta_{00} - \delta_{01}X_1 - \delta_{02}X_2 - \ldots - \delta_{0j}X_j - \ldots - \delta_{0N}X_N} + \frac{8EJ^{n}}{h^3} \qquad (П.3.4)$$

где X_j определяются из системы алгебраических уравнений

$$\left.\begin{aligned}
(\Delta_1+\delta_{11})X_1+\delta_{12}X_2+\ldots+\delta_{1j}X_j+\ldots+\delta_{1N}X_N&=\delta_{10}\\
\delta_{21}X_1+(\Delta_2+\delta_{22})X_2+\ldots+\delta_{2j}X_j+\ldots+\delta_{2N}X_N&=\delta_{20}\\
\delta_{j1}X_1+\delta_{j2}X_2+\ldots+(\Delta_j+\delta_{jj})X_j+\ldots+\delta_{jN}X_N&=\delta_{j0}\\
\delta_{N1}X_1+\delta_{N2}X_2+\ldots+\delta_{Nj}X_j+\ldots+(\Delta_N+\delta_{NN})X_N&=\delta_{N0}
\end{aligned}\right\}\quad(\text{П.3.5})$$

Число уравнений системы равно числу дополнительных связей на расстреле, причем все дополнительные связи считаются упругими.

Податливости Δ_j дополнительных связей на расстреле определяются в зависимости от вида связей по соответствующим формулам.

Податливость прикрепленных к расстрелу соседних проводников:

одиночных

$$\Delta_j=\frac{h^3}{8EJ^{\Lambda}}\quad;\qquad(\text{П.3.6})$$

спаренных

$$\Delta_j=\frac{h^3}{16EJ}\quad;\qquad(\text{П.3.7})$$

где J^{Λ} – момент инерции сечения проводника;

$h_{ар}$ – шаг армировки;

E – модуль упругости материала проводника.

Податливость распорных "пальцев" (рис.П.3.1б, поз.7):

$$\Delta_j=\frac{l_0}{EF_0}\quad;\qquad(\text{П.3.8})$$

где l_0 – длина распорного "пальца",

F_0 – площадь поперечного сечения распорного "пальца".

Соединение параллельных расстрелов поперечной связью (рис.П.3.1а,б, поз.5).

В этом случае жесткость связи принимается равной жесткости присоединенного расстрела в точке примыкания связи.

Коэффициенты влияния δ_{ij}, в зависимости от схемы яруса и принятой расчетной схемы определяются по формулам.

Схема яруса рис.П.3.1а, расстрелы 2,3 (расчетная схема рис.П.3.2а)

$$\delta_{ij}=\frac{1}{6\gamma_i EJ_2 l^3}\left\{(l-a_j)^2a_i^2\left[3a_jl-(l+2a_j)a_i\right]+(a_i-a_j)^3l^3\right\},\qquad(\text{П.3.9})$$
$$(i,j=0,1,2,\ldots,N)$$

где γ_i – коэффициент влияния заделки расстрела (определяется по графику рис.П.3.2 в зависимости от параметров $\frac{a_j}{l}$, $x=\beta l\sqrt[4]{\frac{t_p}{t}}$,

$$\delta_{ji} = \frac{\gamma_j}{\gamma_i}\delta_{ij} \,, \qquad \text{(П.3.10)}$$

Схема яруса рис.П.3.1б, расстрелы 2,3,4 (расчетная схема рис.П.3.2б)

$$\delta_{ij} = \frac{1}{12\gamma_j E J_x l^3}\left\{a_i^2\left[2\left(3a_j - a_i\right)l^3 - \left(3l - a_i\right)\left(3l - a_i\right)a_j^2\right] + \right. \qquad \text{(П.3.11)}$$
$$\left. + 2l^3\left(a_i - a_j\right)^3\right\}, \quad (i, j = 0,1,2,\ldots,N)$$

где γ_j – определяется по графику рис.П.3.4 в зависимости от параметров

$$\left(1 - \frac{a_i}{l}\right), \quad x = \beta l\sqrt[4]{\frac{t_\varphi}{t}},$$

$$\delta_{ji} = \frac{\gamma_j}{\gamma_i}\delta_{ij} \,,$$

Схема яруса рис.П.3.1а расстрел 1; рис.П.3.2б расстрел 6; рис.П.3.2в расстрелы 1,2,3 (расчетная схема рис.П.3.2в)

$$\delta_{ji} = \frac{1}{6EJ_x l}\left\{a_i\left(l - a_j\right)\left[l^2 - a_i^2 - \left(l - a_j\right)^2\right] + \left(a_i - a_j\right)l\right\}, \qquad \text{(П.3.12)}$$
$$\left(i, j = 0,1,2,\ldots,N\right),$$

В формулах П.3.9, П.3.11, П.3.12 при $a_i \leqslant a_j$ слагаемое $\left(a_i - a_j\right)^3$ равно нулю, а при $i = j$ указанные формулы соответственно принимают вид

$$\left.\begin{aligned} \delta_{jj} &= \frac{a_j^3\left(l - a_j\right)^3}{3\gamma_j E J_x l^3}, \quad \delta_{jj} = \frac{a_j^3\left[4l^3 - a_j\left(3l - a_j\right)^2\right]}{12\gamma_j E J_x l^3}, \\ \delta_{jj} &= \frac{a_j^2\left(l - a_j\right)^2}{3EJ_x l}, \end{aligned}\right\} \qquad \text{(П.3.13)}$$

Для консольных расстрелов (рис.П.3.1а, поз.4) лобовая жесткость определяется по формуле:

$$C^{\wedge} = \frac{EF_0}{l_0}, \qquad \text{(П.3.14)}$$

Средняя лобовая жесткость расстрелов для обеих ниток проводников определяется по формуле:

$$C^{\wedge} = \sqrt{C_1^{\wedge} C_2^{\wedge}}, \qquad \text{(П.3.15)}$$

где $C_1^{\wedge}$ и $C_2^{\wedge}$ – соответственно жесткости расстрелов в местах крепления проводников одного отсека.

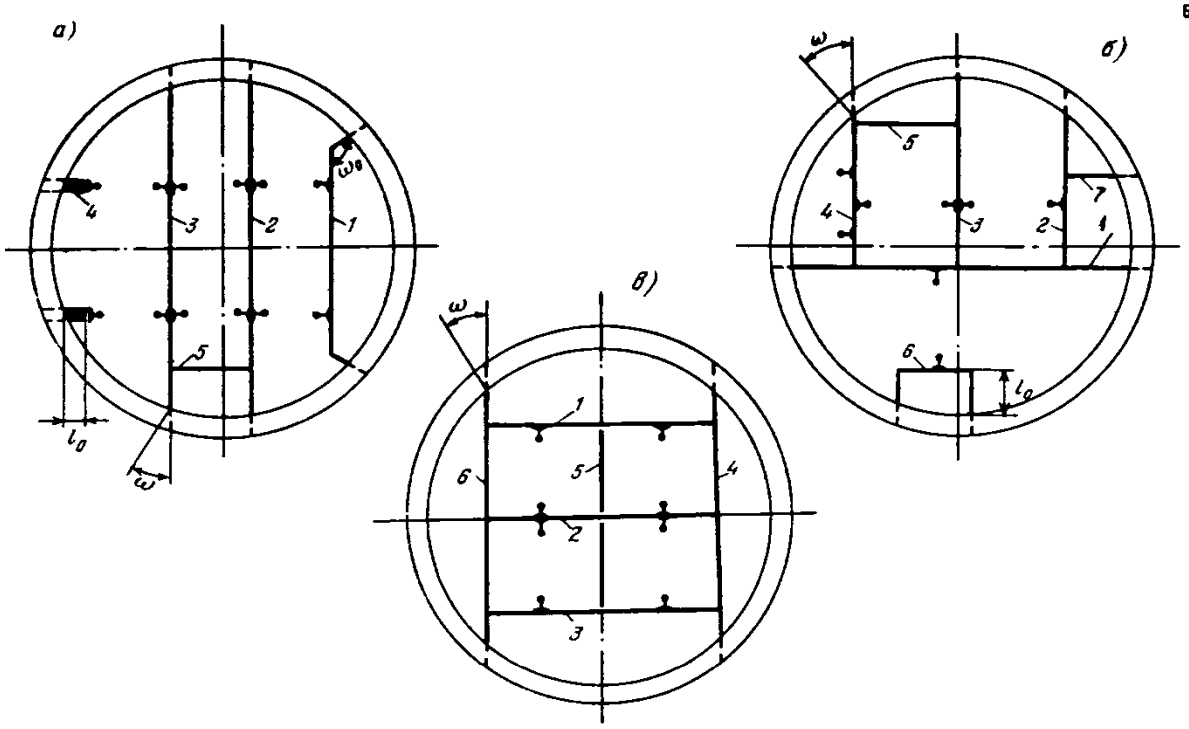


Рис.П.3.1 Условные расчетные схемы плоских стержневых систем ярусов расстрелов (точки условно обозначают расположение проводников)

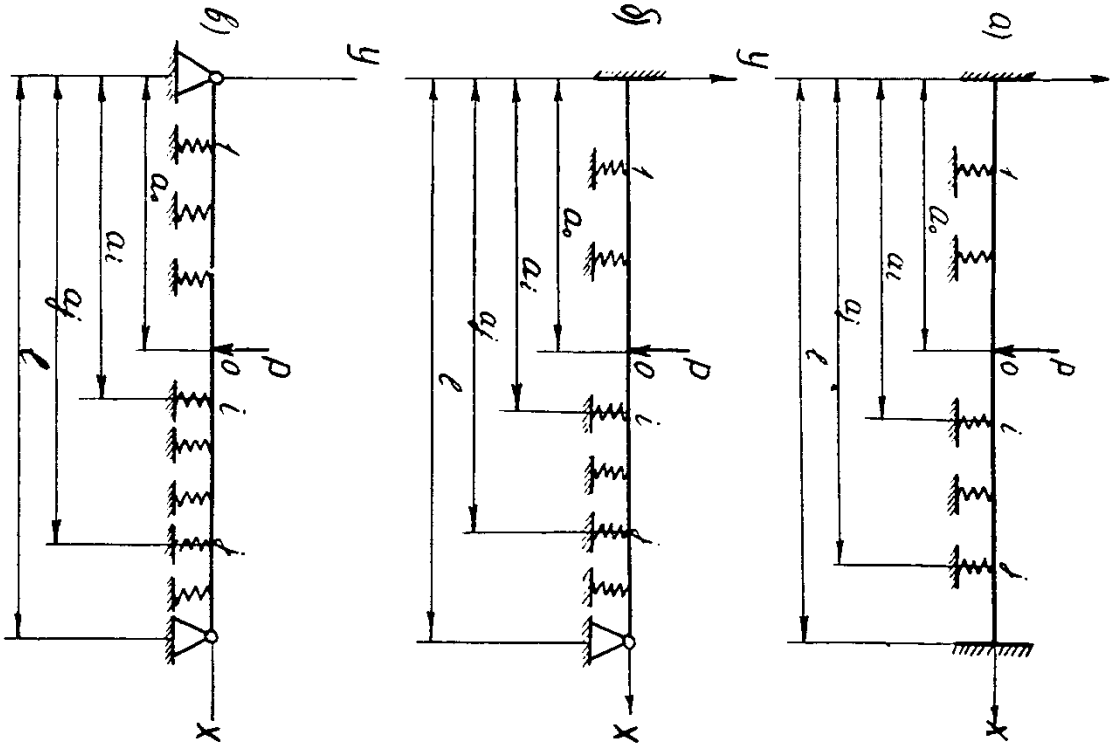


Рис.П.3.2 Расчетные схемы определения поперечной жесткости расстрелов при различных условиях их загружения

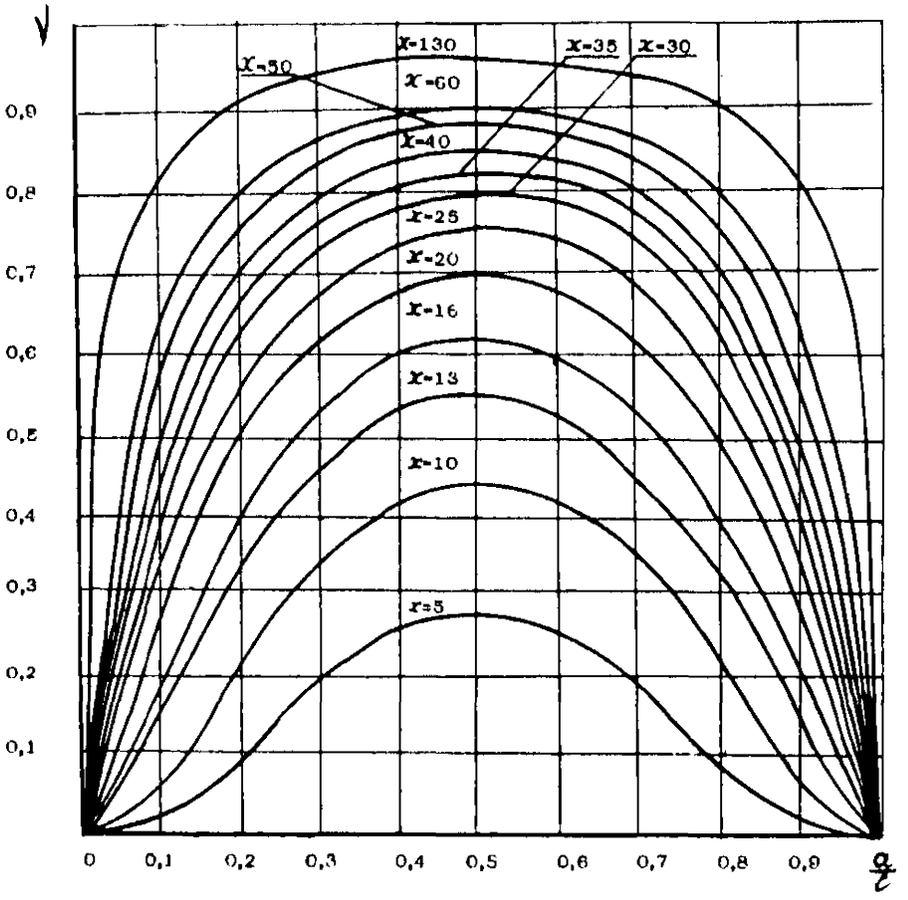


Рис.П.3.3 Графики изменения коэффициентов влияния материала закладки лунок и крепи ствола при заделке раструба двумя концами

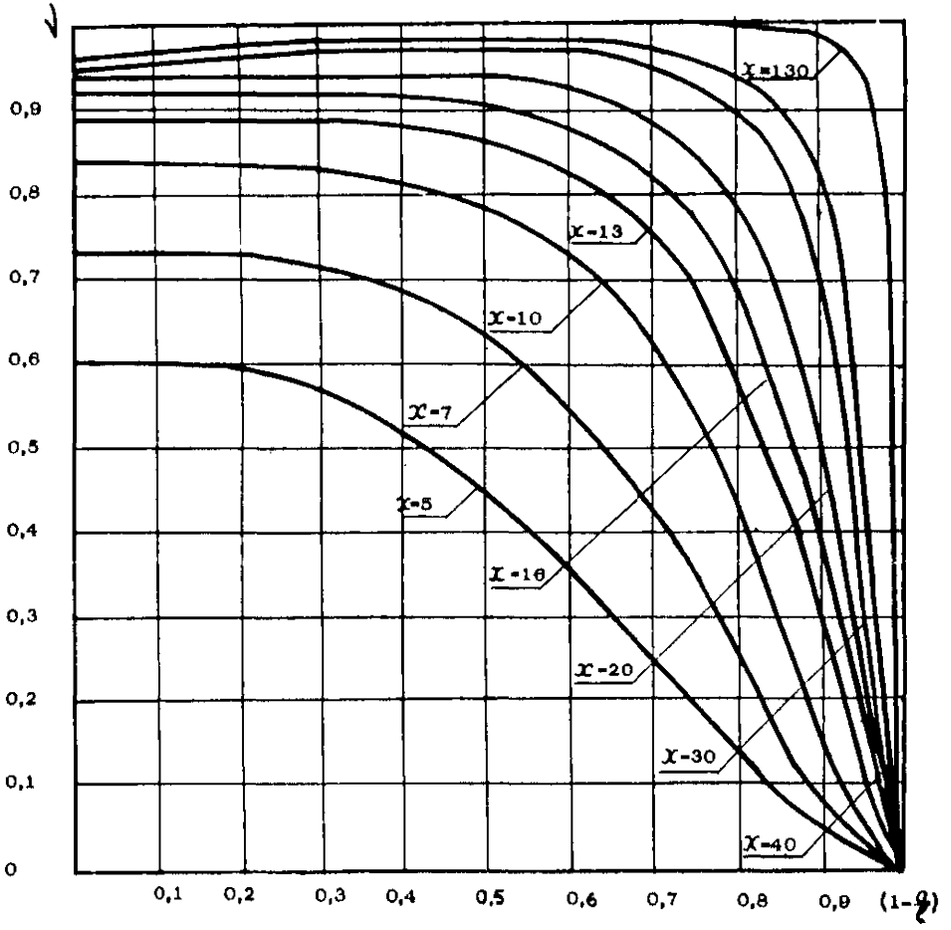


Рис.П.3.4 Графики изменения коэффициентов влияния материала закладки лунок и крепи ствола при заделке раструба одним концом.

П.3.2.3. Боковая жесткость расстрелов в местах крепления проводников.

При определении боковой жесткости расстрелов дополнительные связи не учитываются.

Схема яруса рис.П.3.1а, расстрелы 2,3 (расчетная схема рис.П.3.5а)

$$C^{б} = \frac{E}{\frac{a_0}{F} + a_0\left(l-a_0\right)\frac{d^2}{3J_z l^3}\left[3a_0^2 - \left(3a_0 - L\right)L\right] + \varphi} \qquad (П.3.16)$$

где F – площадь поперечного сечения расстрела;

φ – величина, характеризующая податливость крепления проводника к расстрелу в боковом направлении, выбираемая по табл.П.3.2

Таблица П.3.2

Тип проводника	Р38, Р43	Р50, Р65	Р75, деревянные	коробчатые
φ, $см^{-1}$	15	8	5	3

a_0 – осевое расстояние от проводника до заделки расстрела в крепь ствола;

d – плечо боковой силы (определяется по формулам для соответствующих проводников);

для рельсового проводника

$$d = b - \frac{h}{2} + H,$$

для проводника прямоугольного профиля

$$d = b + \frac{2}{3}H,$$

где b – горизонтальное расстояние от оси расстрела до подошвы проводника;

h – высота головки рельса;

H – высота профиля проводника.

Схема яруса рис.П.3.1б, расстрелы 2,3,4 (расчетная схема рис.П.3.5б)

$$C^{б} = \frac{E}{\frac{a_0}{F} + a_0\frac{d^2}{4J_z l^3}\left[4l\left(3a_0^2 + l^2\right) - 3a_0\left(4l^2 + a_0^2\right)\right] + \varphi}, \qquad (П.3.17)$$

Схема яруса рис.П.3.1а, расстрелы 2,3 и рис.П.3.1б, расстрелы 2,3,4 в случае болтового крепления концов расстрела (расчетная схема рис.П.3.5в)

$$C^{б} = \frac{E}{\frac{a_0\left(l-a_0\right)}{F} + \frac{d^2}{3J_z l}\left[l\left(l-3a_0^2\right) + 3a_0^2\right] + \varphi} \qquad (П.3.18)$$

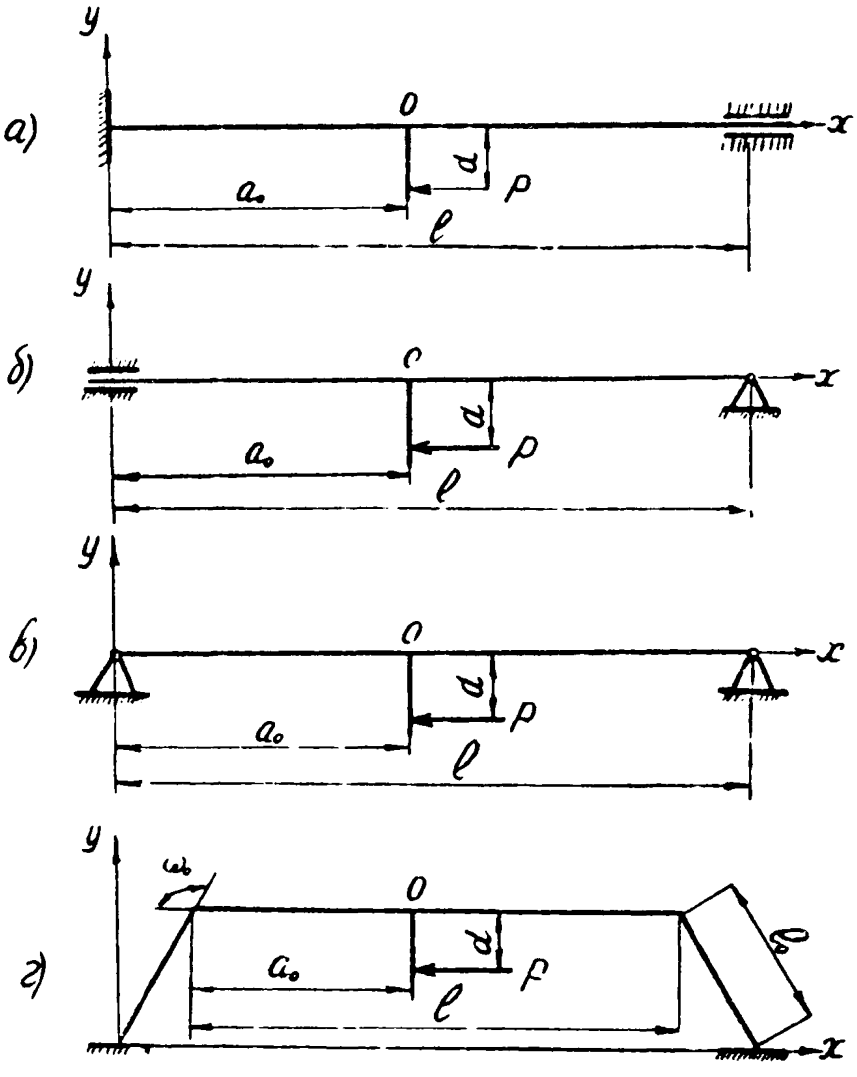


Рис. П. 3.5 Расчетные схемы определения боковой опорной жесткости проводника.

Схема яруса рис.П.3.1в, расстрелы 1,2,3. Боковая жесткость определяется как жесткость коренных расстрелов 4,6 в лобовом направлении в точках примыкания расстрелов, несущих проводники, принимая расчетную схему, проведенную на рис.П.3.2а.

Схема яруса рис.П.3.1а, расстрел 1 и рис.П.3.1б, расстрел 6 (расчетная схема рис.П.3.5г,

$$C^{\delta} = \frac{E}{\frac{\ell_0^3 \sin\omega_0}{4J_0} + \frac{\alpha^2}{3J_z\ell}\left[\ell(\ell-3a_0)+3a_0^2\right]+\varphi}, \qquad (П.3.19)$$

где J_0 – момент инерции упоров.

Схема яруса рис.1а консольный, расстрел 4

$$C^{\delta} = \frac{3EJ_z}{1{,}5+3\beta\ell+3\beta^2\ell^2+\beta^3\ell^3}, \qquad (П.3.20)$$

где β определяется из (2), полагая

$L = l_0 - \frac{\gamma}{2} + H$ – для рельсовых проводников,

$L = l_0 + \frac{2}{3}H$ – для коробчатых проводников.

Величину C^{δ} для П-образных консолей удваивать.

Напряжение в материале заделки одинарного и П-образного консольных расстрелов должно удовлетворять условию:

$$\sigma = \frac{120\,(mv^2)}{t\,b_1 h^2}\left(1+1{,}5\frac{L}{t}\right) \le 70 \ \frac{кгс}{см^2}$$

В табл. П.3.3 приведены формулы лобовых и боковых жесткостей для конкретных схем ярусов армировки.

П.3.3. РАСЧЕТ ЖЕСТКОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК СКИПОВ

Скипы, у которых нет сплошных обвязочных поясов, а вертикальные рамы прилегают к кузову и являются основными несущими элементами, называются рамными. У них кузов не оказывает существенного влияния на изгибную жесткость рамы.

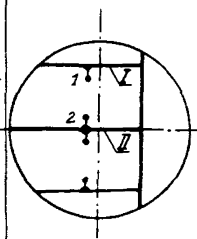
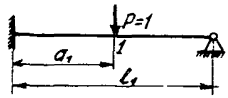
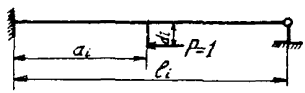
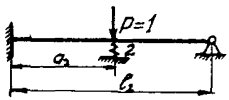
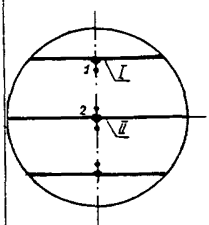
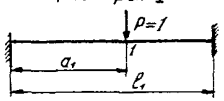
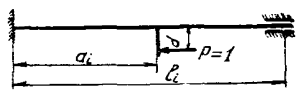
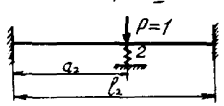
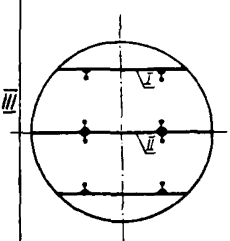
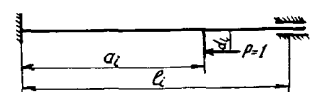
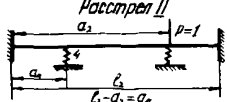
Скипы, у которых сплошные обвязочные пояса образуют вместе с вертикальными стойками рамы единую несущую конструкцию, определяющую изгибную жесткость скипа, называются каркасными.

П.3.3.1. Скипы рамной конструкции.

Приведенная лобовая и боковая жесткости скипов:

$$C_c^{л(б)} = \frac{720\,E\,J_{рм.}^{л(б)}}{L^3}, \qquad (П.3.21)$$

Таблица 8.2.3

	Схема яруса	Лобовая жесткость расстрела в точке крепления проводника	Боковая жесткость расстрела в точке крепления проводника
1	2	3	4
I		Расстрел I  $C_1''=\psi_1\frac{12EJ_{z1}\cdot\ell_1^3}{a_1^3[4\ell_1^3-a_1(3\ell_1-a_1)^2]}$.	 $C_i^{\delta}=\frac{E}{\frac{a_i}{F_i}+\frac{a_i}{\ell_i^3}\cdot\frac{d_i^2}{J_{zi}}[4\ell_i(3a_i^2+\ell_i^2)-3a_i(4\ell_i^2+a_i^2)]+\Phi}$ где $i=1,2$
		Расстрел II  $C_2''=\psi_2\frac{12EJ_{z2}\cdot\ell_2^3}{a_2^3[4\ell_2^3-a_2(3\ell_2-a_2)^2]}+\frac{8EJ''}{h^3}$.	
II		Расстрел I  $C_1''=\psi_1\frac{3EJ_{z1}\cdot\ell_1^3}{a_1^3(\ell_1-a_1)^3}$	 $C_i^{\delta}=\frac{E}{\frac{a_i}{F}+\frac{a_i}{\ell_i^3}\cdot\frac{d_i^2(\ell_i-a_i)}{J_{zi}}[3a_i^2-\ell_i(3a_i-\ell_i)]+\Phi}$ где $i=1,2$
		Расстрел II  $C_2''=\psi_2\frac{3EJ_{z2}\cdot\ell_2^3}{a_2^3(\ell_2-a_2)^3}+\frac{8EJ''}{h^3}$	
III		Расстрел I  $C_1''=\frac{1}{\delta_{11}-\delta_{13}x_3}$, где $x_3=\frac{\delta_{31}}{\Delta_3+\delta_{33}}$, $\Delta_3=\frac{h^3}{8EJ''}$, $\delta_{13}=\delta_{31}=\frac{1}{\psi_1}\cdot\frac{a_1^2(\ell_1-a_1)^3}{3\ell_{z1}\cdot\ell_1^3}$, $\delta_{33}=\delta_{22}=\frac{1}{\psi_1}\cdot\frac{a_1^2(\ell_1-a_1)^3[3a_1\ell_1-(\ell_1+2a_1)a_3]}{6EJ_{z1}\cdot\ell_1^3}$	 $C_i^{\delta}=\frac{E}{\frac{a_i}{F}+\frac{a_i}{\ell_i^3}\cdot\frac{d_i^2(\ell_i-a_i)}{J_{zi}}[3a_i^2-\ell_i(3a_i-\ell_i)]+\Phi}$, где $i=1,2$
		Расстрел II  $C_2''=\frac{1}{\delta_{22}-\delta_{24}x_4}+\frac{8EJ''}{h^3}$, где $x_4=\frac{\delta_{42}}{\Delta_4+\delta_{44}}$, $\Delta_4=\frac{h^3}{16EJ''}$, $\delta_{44}=\delta_{22}=\frac{1}{\psi_2}\cdot\frac{a_2^2(\ell_2-a_2)^3}{3EJ_{z2}\cdot\ell_2^3}$, $\delta_{42}=\delta_{24}=\frac{1}{\psi_2}\cdot\frac{a_2^2(\ell_2-a_2)^3[3a_2(\ell_2-\ell_2^2+2a_2)a_4]}{6EJ_{z2}\cdot\ell_2^3}$	

где $J_{рм}^{л(б)}$ – лобовой (боковой) момент инерции поперечного сечения вертикальных стоек рамы скипа;

l – расстояние по вертикали между жесткими рабочими или предохранительными направляющими.

П.3.3.2. Скипы каркасной конструкции.

Приведенные лобовая и боковая жесткости скипов:

$$C_c^л = \frac{48EJ_{рм1}}{l_1^3} \cdot \frac{D_в}{d_2} \frac{1}{\left[1+\frac{d_1}{d_2}\cdot\frac{l_2^3}{l_1^3}\cdot\frac{J_{рм1}^л}{J_{рм2}^л}+\frac{48EJ_{рм1}^л}{l_1^3}\cdot\frac{D_в}{d_2}\cdot\delta_к^л\right]}, \quad (П.3.22)$$

$$C_c^б = \frac{12EJ_{рм1}^б}{l_1^3} \cdot \frac{D_в}{d_2} \frac{1}{\left[1+\frac{d_1}{d_2}\cdot\frac{l_2^3}{l_1^3}\cdot\frac{J_{рм1}^б}{J_{рм2}^б}+\frac{12EJ_{рм1}^б}{l_1^3}\cdot\frac{D_в}{d_2}\cdot\delta_к^б\right]}, \quad (П.3.23)$$

где $J_{рм1}^{л(б)}, J_{рм2}^{л(б)}$ – лобовые (боковые) моменты инерции поперечных сечений вертикальных стоек рамы скипа, расположенных между кузовом и соответственно нижней и верхней балками рамы;

l_1, l_2 – расстояние по вертикали между кузовом и соответственно нижней и верхней балками;

d_1, d_2 – расстояние по вертикали от центра тяжести груженого скипа соответственно до нижней и верхней балок рамы;

$D_в$ – длина продольных стоек рамы, заключенная между нижней и верхней балками;

$\delta_к^{л(б)}$ – величина, характеризующая податливость конструкции кузова в лобовом (боковом) направлении.

В случае, когда в верхней части скипы продольные стойки рамы связаны между собой элементами конструкции смотровой площадки или приварены к кожуху, величину l_2 необходимо умножить на коэффициент 0,8.

П.3.4. ПРОВЕРОЧНЫЙ РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ АРМИРОВКИ ПРИ ДВУХСТОРОННЕМ РАСПОЛОЖЕНИИ ПРОВОДНИКОВ ОТНОСИТЕЛЬНО СОСУДА

П.3.4.1. Проверочный расчет по отношению к лобовым колебаниям.

Коэффициент относительной лобовой податливости подземного сосуда

$$\gamma^л = \frac{C^л}{C_c^л}, \quad (П.3.24)$$

Обобщенный безразмерный параметр лобовой жесткости армировки:

$$б = \frac{C^л h^3}{6EJ^л}, \quad (П.3.25)$$

Мультипликатор частот поворотных лобовых колебаний:

$$\lambda_\varphi^2 = \frac{mL^2}{4J_\varphi} , \qquad (П.3.26)$$

Эксцентриситет центра тяжести груженого сосуда:

$$e = \frac{A-B}{A+B} , \qquad (П.3.27)$$

Обобщенный мультипликатор частот лобовых колебаний сосуда:

$$\rho^\Lambda = \frac{1}{2}\left\{1+\lambda_\varphi^2\left(1+e^2\right) - \sqrt{\left[1+\lambda_\varphi^2\left(1+e^2\right)\right] - 4\lambda_\varphi^2}\right. \qquad (П.3.28)$$

Относительная средняя лобовая жесткость проводников:

$$\varepsilon^\Lambda = \frac{\varepsilon_{cp}^\Lambda}{\gamma^\Lambda \varepsilon_{cp}^\Lambda + 1} , \qquad (П.3.29)$$

где ε_{cp}^Λ - определяются по графику рис. П.3.6 в зависимости от

Для $G^\Lambda < 1$ ε^Λ определяется по формуле

$$\varepsilon_{cp}^\Lambda = \sqrt[4]{\frac{32}{3G^\Lambda}} , \qquad (П.3.30)$$

Обобщенный безразмерный параметр лобовой жесткости системы "сосуд-армировка":

$$G_{экв}^\Lambda = \frac{G^\Lambda}{1+\gamma^\Lambda} , \qquad (П.3.31)$$

Параметр демультипликационного резонанса - μ^Λ . Определяется по графика рис. П.3.7 в зависимости от $\lg G_{экв}^\Lambda$. Для значений $G_{экв}^\Lambda < 1$ $\mu^\Lambda = 0{,}5$.

Допустимый запас устойчивости

$$[K^\Lambda] = 3{,}75\left(1{,}3\mu^\Lambda - 0{,}21\right) , \qquad (П.3.32)$$

Действительный запас устойчивости:

$$K^\Lambda = \frac{C^1 \varepsilon^\Lambda h^2 \rho^4}{2\pi^2 (\mu^\Lambda)^2 \cdot (mV^2)} \geq [K^\Lambda] , \qquad (П.3.33)$$

Допустимые скорость движения и вес груженого скипа по отношению к лобовым колебаниям:

$$[V^\Lambda] = V\sqrt{\frac{K^\Lambda}{[K^\Lambda]}} , \qquad (П.3.34)$$

$$[Q^\Lambda] = Q\sqrt{\frac{K^\Lambda}{[K^\Lambda]}} , \qquad (П.3.35)$$

П.3.4.2. Проверочный расчет по отношению к боковым колебаниям.

Коэффициенты относительной боковой податливости подземного сосуда:

$$\gamma_1^\delta = \frac{C_1^\delta}{C_c^\delta} ; \quad \gamma_2^\delta = \frac{C_2^\delta}{C_c^\delta} , \qquad (П.3.36)$$

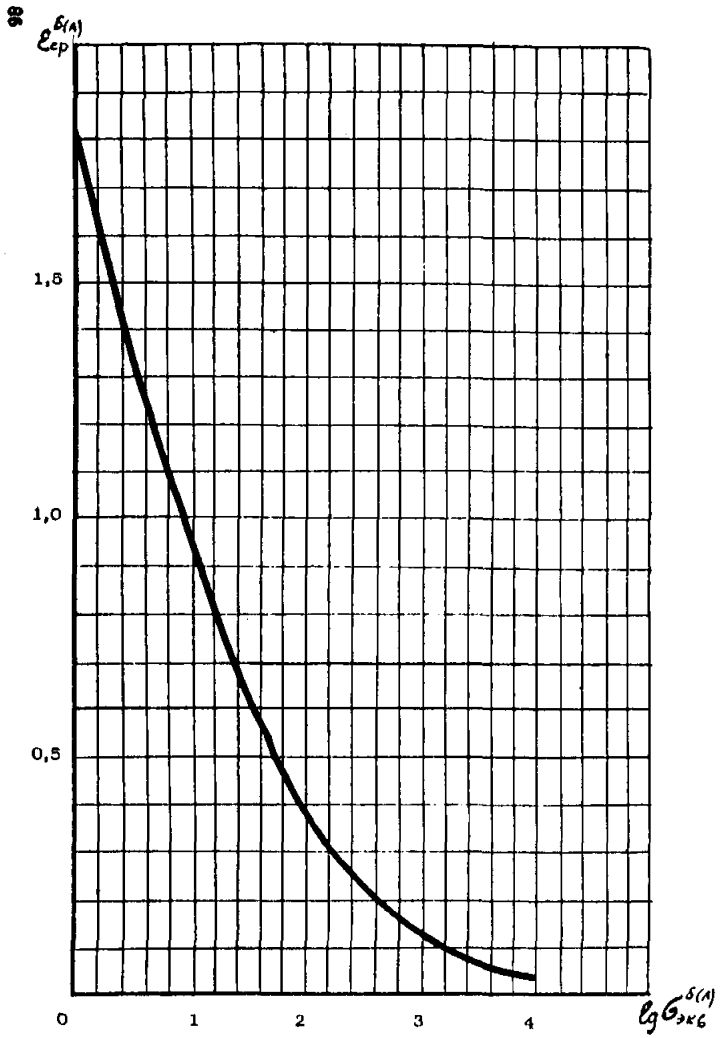


Рис. П. 3.6 График изменения усредненной жесткости проводника.

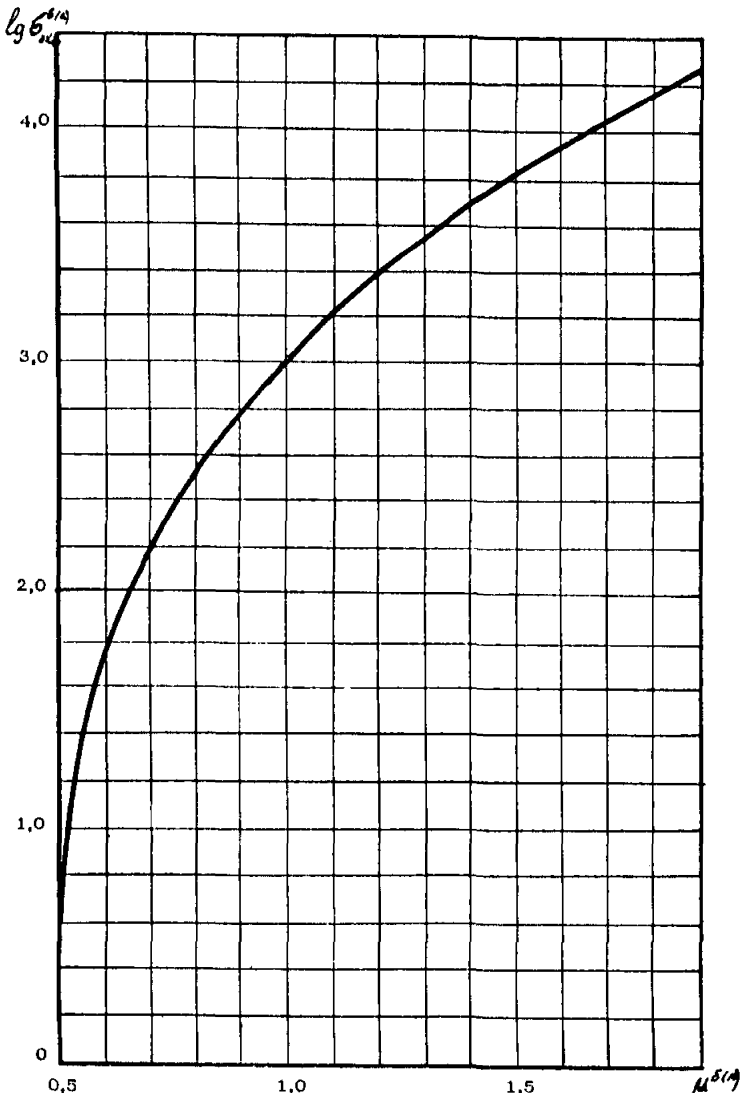


Рис. П. 3.7 График изменения параметра демультипликационного резонанса.

Обобщенные безразмерные параметры боковой жесткости армировки:

$$\sigma_1^{\delta}=\frac{C_1^{\delta}h^3}{6EJ^{\delta}}\ ;\quad \sigma_2^{\delta}=\frac{C_2^{\delta}h^3}{6EJ^{\delta}}\ , \qquad (\text{П.3.37})$$

Обобщенные параметры боковой жесткости системы "сосуд–армировка"

$$\sigma_{1\text{экв}}^{\delta}=\frac{\sigma_1^{\delta}}{1+\gamma_1^{\delta}}\ ;\quad \sigma_{2\text{экв}}^{\delta}=\frac{\sigma_2^{\delta}}{1+\gamma_2^{\delta}}\ , \qquad (\text{П.3.38})$$

Относительные средние боковые жесткости проводников:

$$\varepsilon_1^{\delta}=\frac{\varepsilon_{1ср}^{\delta}}{1+\gamma_1^{\delta}}\ ;\quad \varepsilon_2^{\delta}=\frac{\varepsilon_{2ср}^{\delta}}{1+\gamma_2^{\delta}}\ , \qquad (\text{П.3.39})$$

где $\varepsilon_{1ср}^{\delta}$ и $\varepsilon_{2ср}^{\delta}$ определяются из графика рис. П.3.6 в зависимости от $lg\sigma_{1\text{экв}}^{\delta}$, $lg\sigma_{2\text{экв}}^{\delta}$

Коэффициент неоднородности упругих характеристик проводников:

$$q=1-\left(\frac{\sigma_2^{\delta}\varepsilon_2^{\delta}-\sigma_1^{\delta}\varepsilon_1^{\delta}}{\sigma_2^{\delta}\varepsilon_2^{\delta}+\sigma_1^{\delta}\varepsilon_1^{\delta}}\right), \qquad (\text{П.3.40})$$

Мультипликаторы частот боковых колебаний сосуда:

$$\lambda_{\theta}^2=\frac{mS^2}{4J_{\theta}}\ ;\quad \lambda_{\psi}^2=\frac{ml^2}{4J_{\psi}}\ , \qquad (\text{П.3.41})$$

где J_{θ} , J_{ψ} – центральные моменты инерции груженого сосуда.

Обобщенный мультипликатор частот боковых колебаний сосуда – ρ^{δ} , как наименьший корень кубического уравнения:

$$\rho^3-\rho^2\left[\lambda_{\psi}^2\left(1+e^2\right)+\lambda_{\theta}^2+1\right]+\rho\left[\lambda_{\psi}^2\cdot\lambda_{\theta}^2\left(1+e^2q\right)+\lambda_{\theta}^2q+\lambda_{\psi}^2\right]- \qquad (\text{П.3.42})$$
$$-\lambda_{\psi}^2\cdot\lambda_{\theta}^2\cdot q=0\ ,$$

Один из способов решения этого уравнения приведен в примере расчета.

Параметр демультипликационного резонанса – μ^{δ} . Определяется из графика рис. П.3.7 в зависимости от $lg\left(\sigma_{2\text{экв}}^{\delta}\right)min$ (по меньшему значению из $\sigma_{1\text{экв}}^{\delta}$ и $\sigma_{2\text{экв}}^{\delta}$).

Допустимый запас устойчивости:

$$[K^{\delta}]=3{,}75\left(1{,}3\mu^{\delta}-0{,}21\right) \quad \text{при} \quad \mu^{\delta}<0{,}9\ , \qquad (\text{П.3.43})$$
$$[K^{\delta}]=3{,}60 \quad \text{при} \quad \mu^{\delta}\geqslant 0{,}9\ ,$$

Действительный запас устойчивости:

$$K^{\delta}=\frac{h^2\rho^{\delta}\left(\varepsilon_1^{\delta}C_1^{\delta}+\varepsilon_2^{\delta}C_2^{\delta}\right)}{2\pi^2\left(\mu^{\delta}\right)^2(mr^2)}\geqslant[K^{\delta}]\ , \qquad (\text{П.3.44})$$

Допустимые скорость движения и вес груженого скипа по отношению

к боковым колебаниям:

$$[r^б] = r\sqrt{\frac{k^б}{[k^б]}} \quad ; \qquad (П.3.45)$$

$$[Q^б] = \frac{K^б}{[k^б]} \quad , \qquad (П.3.46)$$

П.3.5. ПРОВЕРОЧНЫЙ РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ АРМИРОВКИ ПРИ ОДНОСТОРОННЕМ РАСПОЛОЖЕНИИ ПРОВОДНИКОВ ОТНОСИТЕЛЬНО СОСУДА

П.3.5.1. Проверочный расчет по отношению к лобовым колебаниям.

Средняя лобовая и боковая жесткости расстрела для обеих ниток проводников

$$C^л = \sqrt{c_1^л \cdot c_2^л} \quad ; \quad C^б = \sqrt{c_1^б \cdot c_2^б} \quad ,$$

Коэффициенты относительных лобовых и боковых податливостей окна

$$\gamma^л = \frac{C^л}{c_c^л} \quad ; \quad \gamma^б = \frac{C^б}{c_c^б} \quad ,$$

Обобщенные параметры лобовой и боковой жесткости армировки:

$$б^л = \frac{C^л h^3}{6EJ^л} \quad ; \quad б^б = \frac{C^б h^3}{6EJ^б} \quad ,$$

Обобщенные безразмерные параметры лобовой и боковой жесткости системы "сосуд–армировка":

$$б^л_{экв} = \frac{б^л}{1+\gamma^л} \quad ; \quad б^б_{экв} = \frac{б^б}{1+\gamma^б} \quad ,$$

Относительные средние лобовая и боковая жесткости проводников

$$\varepsilon^л = \frac{\varepsilon^л_{ср}}{\gamma^л \varepsilon^л_{ср} + 1} \quad ; \quad \varepsilon^б = \frac{\varepsilon^б_{ср}}{1+\gamma^б} \quad ,$$

где $\varepsilon^л_{ср}$, $\varepsilon^б_{ср}$ определяются по графику рис. П.3.6 в зависимости от $lg б^л$ и $lg б^б$

для $б < 1$ $\varepsilon_{ср}$ определяется по формуле $\varepsilon_{ср} = \sqrt[4]{\frac{32}{36}}$.

Мультипликаторы частот поворотных боковых и лобовых колебаний

$$\lambda_\varphi^2 = \frac{mL^2}{4J_\varphi} \quad ; \quad \lambda_\psi^2 = \frac{mL^2}{4J_\psi} \quad ,$$

$$\lambda_1^2 = \frac{mS^2}{4J_\theta} \quad ; \quad \lambda_2^2 = \frac{mD^2}{J_\theta} \quad , \qquad (П.3.49)$$

Отношение жесткостей средней боковой и средней лобовой:

$$\rho = \frac{C^б \varepsilon^б}{C^л \varepsilon^л} \quad . \qquad (П.3.50)$$

Эксцентриситет центра тяжести груженого сосуда:

$$e = \frac{A-B}{A+B},$$

Обобщенный мультипликатор частот лобовых колебаний сосуда - $\rho^{\wedge}$.

Предварительно определяются величины

$$\rho_1^{\wedge} = \frac{1}{2}\left\{1+\lambda_\psi^2(1+e^2) - \sqrt{[1+\lambda_\psi^2(1+e^2)]^2 - 4\lambda_\psi^2}\right\} \quad (П.3.51)$$

и $\rho_2^{\wedge}$, как наименьший корень уравнения

$$\rho^3 - \rho^2\left\{\lambda_1^2 + \rho\left[1+\lambda(1+e^2)+\lambda_2^2\right]\right\} + \rho\left\{\rho^2\left[\lambda_\varphi^2 + \lambda_2^2\lambda_\varphi^2\right] + \rho\left[\lambda_\varphi^2\lambda_1^2(1+e^2) + \lambda_1^2\right]\right\} - \rho^2\lambda_\varphi^2\lambda_1^2 = 0 \quad (П.3.52)$$

Искомая величина $\rho^{\wedge}$ является наименьшей из величин $\rho_1^{\wedge}$ и $\rho_2^{\wedge}$.

Параметр демультипликационного резонанса - $\mu^{\wedge}$ определяется из графика рис.П.3.7 в зависимости от $lg G_{экв}^{\wedge}$. Для значений $G_{экв}^{\wedge} < 1$ $\mu^{\wedge} = 0,5$

Допустимый запас устойчивости:

$$[K^{\wedge}] = 3,75\left(1,3\mu^{\wedge} - 0,21\right)$$

Действительный запас устойчивости:

$$K^{\wedge} = \frac{\varepsilon^{\wedge} C^{\wedge} h^2 \rho^{\wedge} \cdot 0,076}{(\mu^{\wedge})^2 (mV^2)} \geq [K^{\wedge}] \quad (П.3.53)$$

Допустимые скорость движения и вес груженого скипа по отношению к лобовым колебаниям

$$[V^{\wedge}] = V\sqrt{\frac{K^{\wedge}}{[K^{\wedge}]}},$$

$$[Q^{\wedge}] = Q\frac{K^{\wedge}}{[K^{\wedge}]}$$

П.3.5.2. Проверочный расчет по отношению к боковым колебаниям.

Обобщенный мультипликатор частот боковых колебаний сосуда - ρ^{δ}. Значение ρ^{δ} является вторым по величине корнем кубического уравнения (52).

Параметр демультипликационного резонанса μ^{δ} определяется в зависимости от $lg G_{экв}^{\delta}$ по графику на рис.П.3.7.

Допустимый запас устойчивости:

$$[K^{\delta}] = 3,75\left(1,3\mu^{\delta} - 0,21\right) \quad \text{при } \mu^{\delta} < 0,9$$

$$[K^{\delta}] = 3,60 \quad \text{при } \mu^{\delta} \geq 0,9$$

Действительный запас устойчивости:

$$K^{\delta} = \frac{C^{A} \varepsilon^{A} h^{2} \rho^{\delta}}{\pi^{2} (mV^{2})(\mu^{\delta})^{2}} \geq [K^{\delta}] \qquad (\text{П.3.54})$$

Допустимые скорость движения и вес груженого сосуда по отношению к боковым колебаниям

$$[V^{\delta}] = V \sqrt{\frac{K^{\delta}}{[K^{\delta}]}} \; ; \quad [Q^{\delta}] = Q \frac{K_{\delta}}{[K^{\delta}]}$$

П.3.6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ ИЗНОСОВ РАССТРЕЛЬНЫХ БАЛОК

В случае, когда для рассматриваемой подъемной установки армировка не является лимитирующим звеном, т.е. $V_{арм} > \{V_{м}, V_{q}, V_{акт}\}$ и (или) $Q_{к} > \{Q_{2}, Q_{3}, Q_{4}, Q_{5}, Q_{6}, Q_{7}, Q_{8}, Q_{9}\}$, то производится расчет допустимого износа расстрельных балок, исходя из допустимых и действительных запасов устойчивости движения подъемных сосудов по отношению к лобовым колебаниям.

1. Вычисляется параметр γ, характеризующий предельное состояние изношенной конструкции армировки:

$$\gamma = \frac{K^{A}_{ск} - K_{п}[K^{A}]}{K_{п}[K^{A}]} \left(1 + \sqrt[4]{\frac{3Z}{3\delta^{A}}}\right), \qquad (\text{П.3.55})$$

где $K^{A}_{ск}$ – скорректированный действительный запас устойчивости движения сосуда по лобовым колебаниям, определяется по формуле

$$K^{A}_{ск} = \frac{K^{A} \cdot Q_{ч} \cdot V^{2}}{Q_{к} \cdot V_{п}^{2}}, \qquad (\text{П.3.56})$$

$[V_{доп}]$ – предельно допустимая скорость для рассматриваемой подъемной установки, м/с:

$$[V_{доп}] = \min \left(V_{срм}, V_{м}, V_{q}, V_{акт}\right), \; м/с \qquad (\text{П.3.57})$$

$Q_{к}$ – предельно допустимый вес сосуда с грузом,

$$Q_{срм} = Q_{гр} + \max \left(Q_{ск1}; Q_{ск2}\right) \qquad (\text{П.3.58})$$

$Q_{гр}$ – предельно допустимая грузоподъемность сосуда:

$$Q_{гр} = \min \left(Q_{1}, Q_{2}, Q_{3}, Q_{4}, Q_{5}, Q_{6}, Q_{7}, Q_{8}, Q_{9}\right) \qquad (\text{П.3.59})$$

$K_{п}$ – коэффициент формы профиля проводника, значение которого для проводников из рельсов и деревянных составляет 0,95, а коробчатых прямоугольного сечения – 0,8.

Если по формуле (П.3.55) получается, что $\gamma > 1,0$, то следует ограничить это значение, приняв $\gamma = 1$.

2. Вычисляется коэффициент допустимого износа расстрельной балки.

$$[\alpha_p] = \frac{\alpha_{p\phi}}{\sqrt{(1+\varepsilon)\delta}}, \qquad (П.3.60)$$

где $\alpha_{p\phi}$ - коэффициент фактического износа расстрельной балки; определяется по формуле

$$\alpha_{p\phi} = \frac{J_{pu}}{J_p}, \qquad (П.3.61)$$

J_{pu} - момент инерции сечения изношенной расстрельной балки на момент выполнения замеров в стволе, $см^4$;

J_p - момент расстрельной балки, $см^4$.

3. Вычисляется допустимый износ сечения расстрельной балки:

$$[\delta_p] = K_p\,(1-[\alpha_p]), \text{ мм} \qquad (П.3.62)$$

где K_p - коэффициент пропорциональности, значение которого выбирается из табл. П.3.4 для соответствующей расстрельной балки.

Значения δ_p следует округлять с точностью до 0,1 мм.

Значения коэффициента пропорциональности

Таблица П.3.4

Типоразмер расстрелов																	
Балки двутавровые																Балки прямоугольного сечения полок, мм	
ОСТ 10016-39									ГОСТ5157-53			ГОСТ8239-56					
20 а,в	22 а,в	24 а,в	27 а,в	30 а,в с	33 с	36 а,в с	40 а,в с		24М	30М	36М	30Б	35Б	40		I70x x104x x10	212x x130x x12
4,7	4,9	5,I	5,5	5,7	6,I	6,3	6,6		5,9	6,5	6,8	4,I	4,9	5,I		6,5	7,8

П.3.7. НЕКОТОРЫЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО РАСЧЕТУ

П.3.7.I. При расчете фактических жесткостных характеристик армировки можно пренебречь влиянием смежных проводников на лобовую жесткость, если расстрел имеет "пальцевые" распорки в крепь ствола.

П.3.7.2. При $\ell < 0,I$ и $q > 0,98$ величины ρ^{Λ} и ρ^{δ} могут быть принятыми равными 0,95.

Если $\ell > 0,I$, $q > 0,98$, то ρ^{Γ} можно определять как наименьшее из величин

$$\lambda_\theta^2 \text{ и } \frac{1}{2}\left\{\lambda_\psi^2\,(1+\ell^2)+1-\sqrt{[1+\lambda_\psi^2\,(1+\ell^2)]^2-4\lambda_\psi^2}\right\},$$

не прибегая к определению корня кубического уравнения.

В тех случаях, когда какая-либо из величин λ_φ^2, λ_ψ^2, λ_θ^2 оказываются меньше единицы, величины ρ^Λ и ρ^δ необходимо определять особенно тщательно, имея при этом в виду, что приближенное значение ρ^Λ или ρ^δ равно соответственно λ_φ^2 или λ_ψ^2 (λ_θ^2).

П.3.7.3. Для применяемых сейчас конструкций подъемных сосудов, спроектированных без учета совместной работы с жесткой армировкой (особенно скипов большой емкости) могут не удовлетворяться условия требуемых запасов устойчивости. Если при проверочном расчете окажется, что фактический запас устойчивости K^Λ меньше допустимого $[K^\Lambda]$, то следует определить K_0^Λ, положив $\gamma^\Lambda = 0$. Если при этом $K_0^\Lambda > [K_\Lambda]$, то в отдельных случаях можно добиться удовлетворительной работы системы "сосуд–армировка" за счет улучшения жесткостных характеристик подъемного сосуда, для чего следует определить требуемую относительную податливость рамы по формуле

$$\gamma^\Lambda = \frac{K_0^\Lambda - [K^\Lambda]}{\varepsilon_{\varphi\rho} - [K^\Lambda]}, \qquad (П.3.63)$$

Выводы о технической целесообразности такого решения делать на основе конструктивных соображений возможности усиления рамы.

П.3·8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ ПО СОСТОЯНИЮ АРМИРОВКИ СТВОЛА.

П.3.8.1. Исходные данные для расчета:

Q_c = 25000 кГс; $Q_{2\rho}$ = 33000 кГс; V = 1300 см/с; h = 600 см;

Проводники – ⊓ 190х200х16 мм; расстрелы – ⊓ 212х130х12 мм; крепь ствола – бетон; S = 230 см; t_ρ = 40 см.

$J_\varphi, J_\psi, J_\theta$ (примерный расчет).

C_c^Λ, C_c^δ (определяется расчетом).

Чертежи скипа (общий вид металлоконструкции кузова и рамы).

Схема армировки и геометрические размеры ее элементов (рис. П.3.8)

δ_ρ = 3 мм, $\delta_\Lambda = \delta_\delta$ = 5 мм.

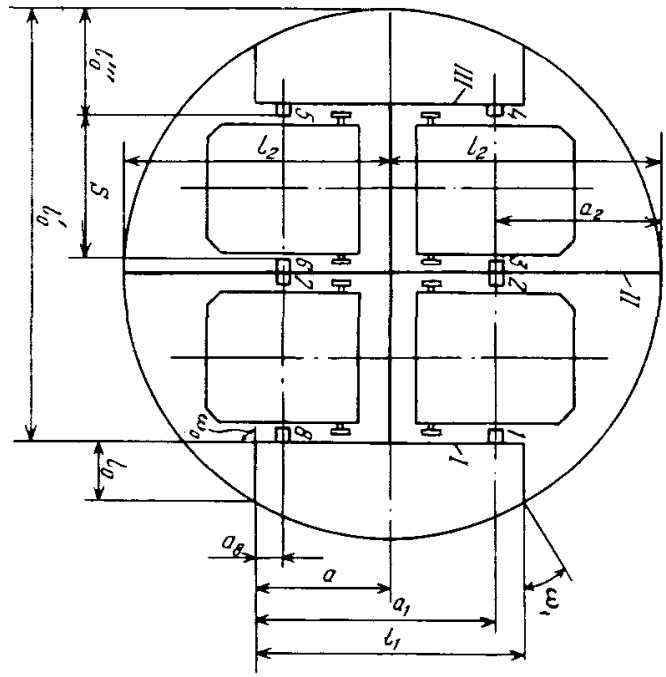
П.3.8.2. Определение приближенных значений центральных моментов инерции подъемного сосуда.

Разбиваем подъемный сосуд на три основные элемента (рис. П.3.9): – рама скипа, кузов и полезный груз. Вычисляем моменты инерции сосуда по формулам:

$$J_\varphi = J_{\varphi\rho M} + J_{\varphi K} + J_{\varphi 2\rho}, \qquad (П.3.64)$$

$$J_\psi = J_{\psi\rho M} + J_{\psi K} + J_{\psi 2\rho}, \qquad (П.3.65)$$

$$J_\theta = J_{\theta\rho M} + J_{\theta K} + J_{\theta 2\rho}. \qquad (П.3.66)$$



$l_1 = 450$ см $\quad l_2 = 400$ см

$a_1 = 392{,}5$ см $\quad l_0 = 45$ см

$a = 225$ см $\quad l_0' = 686$ см

$a_2 = 232{,}5$ см $\quad l_0'' = 114$ см

$a_8 = 57{,}5$ см $\quad \omega_0 = 90°$

$S = 230$ см $\quad \omega_1 = 33°$

$t_\Phi = 40$ см

Рис.П.3.8 Схема армировки скипового ствола и его основные геометрические размеры

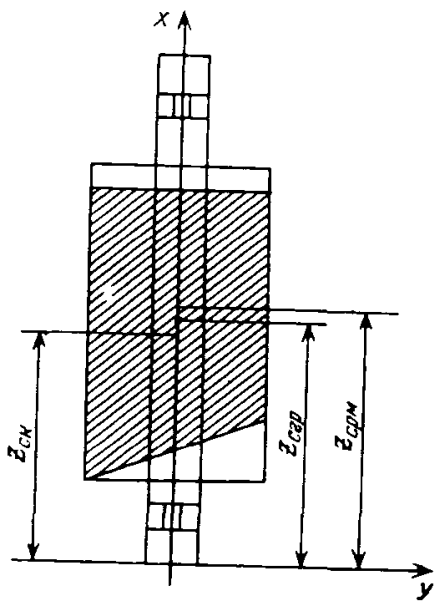


Рис.П.3.9 Расчетная схема к определению центральных моментов инерции подъемного сосуда

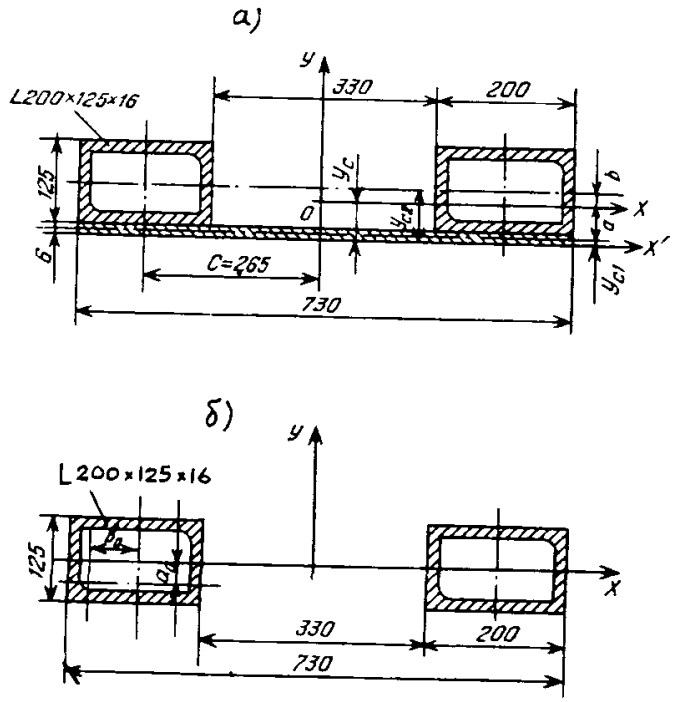


Рис.П.3.10 Поперечные сечения рамы скипа выше (а) и ниже (б) кузова

Считаем, что центр тяжести каждого элемента совпадает с геометрическим центром площади.

Согласно чертежу общего вида скипа вычисляем центры тяжести и веса каждого элемента.

$z_{cpм}$ = 657 см, $Q_{pм}$ = 7500 кГс,

$z_{ск}$ = 682 см, $Q_к$ = 17500 кГс,

$z_{cгр}$ = 684 см, $Q_{гр}$ = 33000 кГс.

Координата центра тяжести сосуда по вертикальной оси

$$z_c = \frac{Q_{pм} \cdot z_{cpм} + Q_к \cdot z_{ск} + Q_{гр} \cdot z_{cгр}}{Q_{pм} + Q_к + Q_{гр}}, \qquad (П.3.67)$$

$$\frac{7500 \cdot 657 + 17500 \cdot 682 + 33000 \cdot 684}{5700 + 17500 + 33000} = 680 \text{ см}.$$

Вычисляем

$a = z_c - z_{cpм} = 680 - 657 = 23$ см;

$b = z_c - z_{ск} = 680 - 682 = -2$ см;

$c = z_c - z_{cгр} = 680 - 684 = -4$ см;

Моменты инерции рамы относительно центральных осей:

$$J_{\psi pм} = \frac{Q_{pм}}{g}\left(\frac{\ell_{pм}^2}{12} + a^2\right) = \frac{7500}{980}\left(\frac{134^2}{12} + 23^2\right) = 1105200 \text{ кгс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\varphi pм} = \frac{Q_{pм}}{g}\left(\frac{\ell_{pм}^2}{12} + \frac{S^2}{4} + a^2\right) = \frac{7500}{980}\left(\frac{134^2}{12} + \frac{230^2}{4} + 23^2\right) = 1206400 \text{ кгс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\theta pм} = \frac{Q_{pм} \cdot S^2}{4g} = \frac{7500 \cdot 230^2}{4 \cdot 980} = 101200 \text{ кгс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2.$$

Моменты инерции кузова относительно центральных осей:

$$J_{\varphi к} = \frac{Q_к}{g}\left(\frac{\ell_к^2}{12} + \frac{S^2}{24} + b^2\right) = \frac{17500}{980}\left(\frac{900^2}{12} + \frac{230^2}{24} + 2^2\right) = 1244790 \text{ кг} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\psi к} = J_{\varphi к} = 1244790 \text{ кГс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\theta к} = \frac{Q_к}{g} \cdot \frac{S^2}{3} = \frac{17500 \cdot 230^2}{3 \cdot 980} = 314880 \text{кГс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2.$$

Моменты инерции груза относительно центральных осей:

$$J_{\varphi гр} = \frac{Q_{гр}}{g} \cdot \frac{S^2}{6} = \frac{33000}{980}\left(\frac{809^2 + 230^2}{12} + 4^2\right) = 1944900 \text{ кгс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\psi гр} = J_{\varphi гр} = 1944900 \text{ кгс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2$$

$$J_{\theta гр} = \frac{Q_{гр}}{g} \cdot \frac{S^2}{6} = \frac{33000 \cdot 230^2}{6 \cdot 980} = 296900 \text{ кГс} \cdot \text{см} \cdot \text{с}^2$$

Моменты инерции подъемного сосуда:

$J_x = 1206400 + 1244790 + 1944900 = 4396090$ кГс·см·с^2,

$J_y = 1105200 + 1244790 + 1944900 = 4294890$ кГс·см·с^2,

$J_\theta = 101200 + 314880 + 296900 = 712980$ кГс·см·с^2

Из чертежа определяем:

$L = 1190$ см, $A = 550$, $B = 640$.

II.3.8. Расчет жесткостных характеристик подъемного сосуда.

8.3.8.1. Определение моментов инерции поперечных сечений рамы скипа.

Предварительно определяются центральные моменты инерции сечения продольных коробчатых стоек рамы, а также площадь их сечения (рис. П.3.10):

$$J_{cm}^x = J_{cm}^A = 2J_{y2}^x + 2a_0^2 F_{y2} = 2.617 + 2 \cdot 3{,}2^2 \cdot 49{,}8 = 2293 \text{ см}^4,$$

$$J_{cm}^y = J_{cm}^B = 2J_{y2}^B + 2b_0^2 \cdot F_{y2} = 2 \cdot 2026 + 2 \cdot 3{,}2^2 \cdot 49{,}8 = 5132 \text{ см}^4,$$

$$F_{cm} = 2F_{y2} = 2 \cdot 49{,}8 = 99{,}6 \text{ см}^2.$$

Координата y_c центра тяжести поперечного сечения рамы скипа вне кузова равна:

$$y_c = \frac{F_{пл} \cdot y_{c1} + 2F_{cm} \cdot y_{cл}}{F_{пл} + 2F_{cm}} = \frac{73 \cdot 0{,}6 \cdot 0{,}3 + 2 \cdot 99{,}6 \cdot 6{,}85}{73 \cdot 0{,}6 + 2 \cdot 99{,}6} = 5{,}67 \text{ см}.$$

Вычисляем величины:

$a = y_c - y_{c1} = 5{,}67 - 0{,}8 = 5{,}87$ см,

$b = y_{cл} - y_c = 6{,}85 - 5{,}67 = 1{,}18$ см,

$c = 26{,}5$ см.

Момент инерции поперечного сечения рамы, расположенного ниже кузова:

$$J_{p1}^A = 2J_{cm}^2 = 2 \cdot 2293 = 4586 \text{ см}^4,$$

$$J_{p1}^B = 2J_{cm}^B + 2F_{cm} \cdot c^2 = 2 \cdot 5132 + 2 \cdot 99{,}6 \cdot 26{,}5^2 = 150150 \text{ см}^4.$$

Моменты инерции поперечного сечения рамы, расположенного выше кузова:

$$J_{p2}^A = 2J_{cm}^A + J_{пл}^A + 2F_{cm} \cdot b^2 + F_{пл} \cdot a^2 =$$

$$= 2 \cdot 2293 + \frac{0{,}6^3 \cdot 73}{12} + 2 \cdot 99{,}6 \cdot 1{,}18^2 + 0{,}6 \cdot 73 \cdot 5{,}87^2 = 6130 \text{ см}^4,$$

$$J_{p2}^B = 2J_{cm}^B + J_{пл}^B + 2F_{cm} \cdot c^2 =$$

$$= 2 \cdot 5132 + \frac{0{,}6 \cdot 73^3}{12} + 2 \cdot 99{,}6 \cdot 26{,}5^2 = 169600 \text{ см}^4$$

8.3.8.2. Лобовая жесткость скипа

$$C_c^{\wedge} = \frac{48EJ_{p1}^{\wedge}}{l_1^3} \cdot \frac{D_0}{d_2} \cdot \frac{1}{1+\frac{d_1}{d_2}\cdot\frac{J_{p1}^{\wedge}}{J_{p2}^{\wedge}}\cdot\frac{l_2^3}{l_1^3}+\frac{48EJ_{p1}^{\wedge}}{l_1^3}\cdot\frac{D_0}{d_2}\delta_K^{\wedge}} = \frac{48\cdot 2\cdot 10^6\cdot 4586}{160^3} \cdot$$

$$\cdot\frac{1270}{613}\cdot\frac{1}{1+\frac{880}{613}\cdot\frac{4588}{8130}\cdot\frac{210^3}{180^3}+\frac{48\cdot 2\cdot 10^6\cdot 4586}{180^3}\cdot\frac{1270}{613}\cdot 2{,}5\cdot 10^{-6}} = 65900 \ \frac{кгс}{см},$$

П.3.8.3.3. Боковая жесткость скипа

$$C_c^{\delta} = \frac{12EJ_{p1}^{\delta}}{l_1^3}\cdot\frac{D_0}{d_1}\cdot\frac{1}{1+\frac{d_1}{d_2}\cdot\frac{J_{p1}^{\delta}}{J_{p2}^{\delta}}\cdot\frac{l_2^3}{l_1^3}+\frac{12EJ_{p1}^{\delta}}{l_1^3}\cdot\frac{D_0}{d_2}\cdot\delta_K^{\delta}} = \frac{12\cdot 2\cdot 10^6\cdot 150150}{180^3}\cdot\frac{1270}{613}\cdot$$

$$\cdot\frac{1}{1+\frac{880}{613}\cdot\frac{150150}{189800}\cdot\frac{210^3}{180^3}+\frac{12\cdot 2\cdot 10^6\cdot 150150}{180^3}\cdot\frac{1270}{613}\cdot 2{,}5\cdot 10^{-6}} = 236300 \ \frac{кгс}{см}$$

П.3.8.4. Определение геометрических характеристик сечений изношенных расстрелов и проводников.

П.3.8.4.1. Геометрические характеристики расстрелов

$$J_y = \frac{1}{1{,}2}\left[(h-2\delta_p)(b-2\delta_p)^3-(h-2d+\delta_p)(b-2d+\delta_p)^3\right] =$$

$$= \frac{1}{12}\left[(21{,}2-2.0{,}3)(13-2{,}03)^3-(21{,}2-2.1{,}2+0{,}3)(13-2.1{,}3+0{,}3)^3\right] \ 1210 \ см^4;$$

$$F = (h-2\delta_p)(b-2\delta_p)-(h-2d+\delta_p)(b-2d+\delta_p) =$$

$$= (21{,}2-2{,}03)(13-2{,}03)-(21{,}2-2.1{,}2+0{,}3)(13-2.1{,}3+0{,}3) = 47{,}25 \ см^2.$$

П.3.8.4.2. Геометрические характеристики проводников.

П.3.8.4.2.1. Лобовый момент инерции

$$J_{\Lambda u} = J_{\Lambda} - e_u^2 F_{npu} - K\left[c_u^2 b\cdot\delta_{\Lambda}+2\left(\frac{\delta_{\delta}h_u^2}{12}+a_u h_u\cdot\delta_{\delta}\right)\right],$$

$$K_{np1} = 1-\frac{2d}{b} = 1-\frac{2\cdot 1{,}6}{19} = 0{,}83; \quad K_{np2} = 1-\frac{2d}{h} = 1-\frac{2\cdot 1{,}6}{20} = 0{,}84;$$

$$F = bh\left(1-K_{np.1}\cdot K_{np2}\right) = 19\cdot 20(1-0{,}83\cdot 0{,}84) = 115 \ см^2,$$

$$F_{npu} = F-K\left(b\cdot\delta+h_u\cdot\delta_{\delta}\right) = 115-1{,}5(19\cdot 0{,}5+2\cdot 15\cdot 0{,}5) = 78 \ см^2.$$

$$e_u = \frac{\frac{Fh}{2}-K\left[h\cdot b\cdot\delta_{\Lambda}+2h_u\delta_{\delta}\left(h-\frac{h_u}{2}\right)\right]}{F_{npu}} =$$

$$= \frac{\frac{115\cdot 20}{2}-\left[20\cdot 19\cdot 0{,}5+2\cdot 15\cdot 0{,}5\left(20-\frac{15}{2}\right)\right]}{78} = 7{,}48 \ см;$$

$$a_u = \frac{h-h_u}{2}-K\delta_{\Lambda} = \frac{20-15}{2}-1{,}5\cdot 0{,}5 = 1{,}75 \ см;$$

$$c_u = \frac{h - k\delta_л}{2} = \frac{20 - 1{,}5 \cdot 0{,}5}{2} = 9{,}63\ см;$$

$$e_u = \frac{h}{2} - f_u = \frac{20}{2} - 7{,}48 = 2{,}52\ см;$$

$$J_{лu} = 5910 - 2{,}52^2 \cdot 78 - 1{,}5\left[9{,}63^2 \cdot 19 \cdot 0{,}5 + 2\left(\frac{0{,}5 \cdot 15^3}{12} + 1{,}75 \cdot 15 \cdot 0{,}5\right)\right] = 3630\ см^4;$$

П.3.8 .4.2.2. Боковой момент инерции

$$J_{бu} = J_б - K\left(\frac{\delta_л b^3}{12} + b h_u \delta_б \frac{b - 2k\delta_б}{2}\right) =$$

$$= 6424 - 1{,}5\left(\frac{0{,}5 \cdot 19^3}{12} + 19 \cdot 15 \cdot 0{,}5\ \frac{19 - 2 \cdot 1{,}5 \cdot 0{,}5}{2}\right) = 4125\ см^4$$

П.3.8.5. Расчет фактических жесткостных характеристик армировки

П.3.8.5.I. Определение расчетной глубины заделки расстрелов:

для расстрельной балки I:

$$\beta_1 = \sqrt[4]{\frac{2h_{01}}{4EJ_y}} \cdot \frac{2\cos\omega_1}{1+\cos\omega_1} = \sqrt[4]{\frac{1000 \cdot 21{,}2}{4 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210}} \cdot \frac{2 \cdot \cos 34^\circ}{1 + \cos 34^\circ} = 0{,}035\ \frac{1}{см},$$

$$t_1 = \frac{2}{\beta_1} = \frac{2}{0{,}035} = 57\ см.$$

для расстрельной балки 2:

$$\beta_2 = \sqrt[4]{\frac{2h_{02}}{4EJ_y}} \cdot \frac{2\cos\omega_1}{1+\cos\omega_1} = \sqrt[4]{\frac{1000 \cdot 21{,}2}{4 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210}} \cdot \frac{2\cos 0^\circ}{1 + \cos 0^\circ} = 0{,}039\ \frac{1}{см},$$

$$t_2 = \frac{2}{\beta_2} = \frac{2}{0{,}039} = 51\ см.$$

П.3.8.5.2. Определение лобовой жесткости расстрелов.

П.3.8.5.2.I. Расстрельная балка I, проводники I,8.

$$C^4_{1,8} = \frac{1}{\delta_{00} - \delta_{01}x_1 - \delta_{02}x_2},\ кГ/см$$

$$\begin{cases} (\Delta_1 + \delta_{11})x_1 + \delta_{12}x_2 = \delta_{10} \\ \delta_{21}x_1 + (\Delta_2 + \delta_{22})x_2 = \delta_{20} \end{cases}$$

$$\Delta_1 = \frac{l^1_0}{EF} = \frac{686}{2 \cdot 10^6 \cdot 47{,}25} = 4{,}347 \cdot 10^{-6}\ \frac{см}{кгс},$$

$$\Delta_2 = \frac{h_3}{8EJ_{лu}} = \frac{600^3}{8 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 3630} = 3{,}719 \cdot 10^{-3}\ \frac{см}{кгс},$$

$$\delta_{ij} = \frac{a_i^2 (\ell_1 - a_j)^2}{3 E J_y \ell_1}$$

$$\delta_{33} = \delta_{22} = \frac{57{,}2^2 (450 - 57{,}5)^2}{3 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 450} = 1{,}559 \cdot 10^{-4} \frac{см}{кГс};$$

$$\delta_{11} = \frac{225^2 \cdot (450 - 225)^2}{3 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 450} = 7{,}845 \cdot 10^{-4} \frac{см}{кГс}$$

$$\delta_{ij} = \frac{a_i (\ell_1 - a_j)\left[\ell_1^2 - a_i^2 - (\ell_1 - a_j)^2\right] + (a_i - a_j)^3 \ell_1}{6 E J_y \ell_1}, \quad \text{откуда}$$

$$\delta_{01} = \delta_{10} = \delta_{12} = \delta_{21} = \frac{57{,}5(450-225)\ 450^2 - 57{,}5^2 - (450-225)^2}{6.2.10^6.1210.450} = 2{,}942.10^{-4} \frac{см}{кГс}$$

$$\delta_{02} = \delta_{20} = \frac{57{,}5(450-392{,}5\ 450^2 - 57{,}5^2 - (450-392{,}5)^2}{6.2.10^6.1210.450} = 9{,}912.10^{-5} \frac{см}{кГс}$$

Подставим полученные значения в систему уравнений:

$$\begin{cases} (4{,}347.10^{-6} + 7{,}845.10^{-4})\, X_1 + 2{,}942.10^{-4}\, X_2 = 2{,}942.10^{-4} \\ 2{,}942.10^{-4}\, X_1 + (3{,}719.10^{-3} + 1{,}559.10^{-4})\, X_2 = 9{,}912.10^{-5} \end{cases}$$

$$X_1 = \frac{3{,}8749.10^{-3}.2{,}942.10^{-4} - 2{,}942.10^{-4}.9{,}912.10^{-5}}{7{,}88847.10^{-4}.3{,}8749.10^{-3} - 2{,}942.10^{-4}.2{,}942.10^{-4}} = 3{,}740.10^{-1}$$

$$X_2 = \frac{7{,}88847.10^{-4}.9{,}912.10^{-5} - 2{,}942.10^{-4}.2{,}942.10^{-4}}{7{,}88847.10^{-4}.3{,}8749.10^{-3} - 2{,}942.10^{-4}.2{,}942.10^{-4}} = -2{,}816.10^{-3}$$

$$C^{A}_{1,8} = \frac{1}{1{,}559.10^{-4} - 2{,}942.10^{-4}.3{,}740.10^{-1} + 9{,}912.10^{-5}.2{,}816.10^{-3}} = 21670 \frac{кГс}{см}$$

Расстрельная банка Д, проводники 2,5,6,7.

Расчетная схема и формула согласно табл. П.3.3.

$$C^{A}_{2,3,6,7} = \gamma_2 \frac{12 E J_y \ell_2^3}{a_2^3 \left[4\ell_2^3 - a_2 (3\ell_2 - a_2)^3\right]} + \frac{8 E J_u^A}{h^3},$$

$$X_2 = \beta_2 \cdot \ell_2 \sqrt[4]{\frac{t_\varphi}{t_2}} = 0{,}039 \cdot 400 \cdot \sqrt[4]{\frac{40}{51}} = 14{,}66;$$

$\gamma_2 = 0{,}9$ – определяется из графика рис П.3.4. в зависимости от

$$1 - \frac{a_2}{\ell_2} = 1 - \frac{232{,}5}{400} = 0{,}42 \quad \text{и} \quad X_2 = 14{,}66.$$

$$C^{A}_{2,3,6,7} = \frac{0{,}9.12.2.10^6.1210.400^3}{232{,}5^3\ \ 4.400^3 - 232{,}5(3.400 - 232{,}5)^2} + \frac{7.2.10^6.3680}{600^3} =$$

$$= 3740 \frac{кГс}{см}.$$

Расстрельная балка Ш, проводники 4,5.

Расчетная схема и расчет аналогичен как и для проводников I,8 расстрела I. Изменяется только податливость упора Δ_1.

$$\Delta_1 = \frac{l_0^{III}}{EF} = \frac{114}{2\cdot10^6\cdot47,25} = 1,206\cdot10^{-6}\ \frac{см}{кгс}$$

Тогда из системы уравнений

$$\begin{cases} (1,206\cdot10^{-6}+7,845\cdot10^{-4})X_1 + 2,942\cdot10^{-4}X_2 = 2,942\cdot10^{-4}, \\ 2,942\cdot10^{-4}X_1 + (3,719\cdot10^{-3}+1,\ldots\cdot10^{-4})X_2 = 9,912\cdot10^{-5}. \end{cases}$$

$$X_1 = \frac{3,8749\cdot10^{-3}\cdot2,942\cdot10^{-4} - 2,942\cdot10^{-4}\cdot9,912\cdot10^{-5}}{7,85706\cdot10^{-4}\cdot3,8749\cdot10^{-3} - 3,942\cdot10^{-4}\cdot2,942\cdot10^{-4}} \approx 3,755\cdot10^{-1}$$

$$X_2 = \frac{7,85706\cdot10^{-4}\cdot9,912\cdot10^{-5} - 2,942\cdot10^{-4}\cdot2,942\cdot10^{-4}}{7,85706\cdot10^{-4}\cdot3,8749\cdot10^{-3} - 2,942\cdot10^{-4}\cdot2,942\cdot10^{-4}} \approx -2,988\cdot10^{-3}$$

$$C^{\Delta}_{4,5} = \frac{1}{1,559\cdot10^{-4} - 2,942\cdot10^{-4}\cdot3,755\cdot10^{-1} + 9,912\cdot10^{-5} - 2,939\cdot10^{-3}} \approx 21870\ кгс/см.$$

Средние лобовые жесткости расстрелов для обеих веток проводников каждого раздела

$$C^{\Delta}_{1,2} = C^{\Delta}_{7,8} = \sqrt{C^{\Delta}_{1,8}\cdot C_{2,3,6,7}} = \sqrt{21670\cdot3740} = 9000\ \frac{кгс}{см},$$

$$C^{\Delta}_{3,4} = C^{\Delta}_{5,6} = \sqrt{C^{\Delta}_{4,5}\cdot C_{2,3,6,7}} = \sqrt{21870\cdot3740} = 9040\ \frac{кгс}{см},$$

Определение боковой жесткости расстрелов.

Расстрельные балки I,Ш, проводники I,4,5,8.

Расчетная схема на рис.

Жесткость определяется (согласно (I9) прил.)

$$C^{б}_{1,4,5,6} = \frac{E}{\frac{l_0^3\cdot\sin\omega_0}{4J_x} + \frac{d_2}{3J_y l_1}\left[l_1(l_1-3a_0)+3a_0^2\right]+\varphi},$$

$\varphi = 3_{см^{-1}}$ (см.табл.);

$$\alpha = b + \frac{2}{3}H = 6,5 + \frac{2}{3}\cdot19 = 19,17\ см.$$

$$C^{б}_{1,2,5,8} = \frac{2\cdot10^6}{\frac{45^3\cdot1}{4\cdot1210} + \frac{19,17^2}{3\cdot1210\cdot450}\left[450(450-3\cdot57,5)+3\cdot57,5^2\right]+3} = 38350\ \frac{кгс}{см}$$

Расстрельная балка П, проводники 2,3,6,7.

Расчетная схема и формула согласно табл.П.3.3

$$C^{\delta}_{2,3,6,7} = \frac{E}{\frac{a_2}{F} + \frac{a_2}{\ell_2^2}\cdot\frac{d_2}{4J_y}\left[4\ell_2(3a_2^2+\ell_2^2) - 3a_2(4\ell_2^2+a_2^2)\right] + \varphi} =$$

$$= \frac{2\cdot 10^6}{\frac{232,5}{47,25} + \frac{232,5}{400^3}\cdot\frac{19,17^2}{4\cdot 1210}\left[4\cdot 400(3\cdot 232,5^2+400^2) - 3\cdot 232,5(4\cdot 400^2+232,5^2)\right] + 8} =$$

$$= 120680 \ \frac{кгс}{см}.$$

Проверочный расчет выбранных параметров армировки по условию динамической устойчивости движения скипа.

Расчет ведем для раздела с проводниками I,2, как более слабого в жесткостном отношении.

Проверка запаса устойчивости по отношению к лобовым колебаниям:

$$\gamma^{\wedge} = \frac{C^{\wedge}}{C_c^{\wedge}} = \frac{9000}{65900} = 0,137;$$

$$\delta^{\wedge} = \frac{C^{\wedge} h^3}{6EJ_u^{\wedge}} = \frac{9000\cdot 600^3}{6\cdot 2\cdot 10^6\cdot 3630} = 44,6;$$

$$\lambda_{\varphi}^2 = \frac{mL^2}{4J_{\varphi}} = \frac{58000\cdot 1190^2}{4\cdot 4396090\cdot 980} = 4,77;$$

$$\ell = \left|\frac{A-B}{A+B}\right| = \left|\frac{550-640}{550+640}\right| = 0,08;$$

$$\rho^{\wedge} = 0,5\left\{1+\lambda_{\varphi}^2\left(1+\ell^2\right) - \sqrt{\left[1+\lambda_{\varphi}^2(1+\ell^2)\right]^2 - 4\lambda_{\varphi}^2}\right\} =$$

$$= 0,5\left\{1+4,77(1+0,08^2) - \sqrt{[1+4,77(1+0,08^2)]^2 - 4\cdot 4,77}\right\} = 0,99;$$

$$\varepsilon^{\wedge} = \frac{\varepsilon_{cp}^{\wedge}}{\gamma^{\wedge}\varepsilon_{cp}^{\wedge}+1} = \frac{0,53}{0,137\cdot 0,53+1} = 0,49,$$

где $\varepsilon_{cp}^{\wedge} = 0,53$, определяется по графику рис. П.3.6 в зависимости от $lg\delta^{\wedge} = lg\,44,6 = 1,65$.

$$\delta_{экв}^{\wedge} = \frac{\delta^{\wedge}}{1+\gamma^{\wedge}} = \frac{44,6}{1+0,137} = 39,2.$$

$\mu^{\wedge} = 0,58$ определяется из графика рис. П.3.7 в зависимости $lg\delta_{экв} = lg\,39,2 = 1,59$.

$$[K^{\wedge}] = 3,75\left(1,3\mu^{\wedge} - 0,21\right) = 3,75(1,3\cdot 0,58 - 0,21) = 2,04.$$

$$K^{\wedge} = \frac{C^{\wedge}\varepsilon^{\wedge}h^{\wedge}\rho^{\wedge}}{2\pi^2\left(m^{\wedge}\right)^2(mV^2)} = \frac{9000\cdot 0{,}49\cdot 600^2\cdot 0{,}99\cdot 980}{2\cdot 3{,}14^2\cdot 0{,}58^2\cdot 58000\cdot 1500^2} = 2{,}37$$

Допустимые скорость движения и грузоподъемность скипа по отношению к лобовым колебаниям

$$[V^{\wedge}] = V\sqrt{\frac{K^{\wedge}}{[K^{\wedge}]}} = 1300\cdot\frac{2{,}37}{2{,}04} = 1400\ \frac{см}{с},$$

$$[Q^{\wedge}] = Q\frac{K_{\wedge}}{[K^{\wedge}]} = 58000\cdot\frac{2{,}37}{2{,}04} = 67380\ кгс.$$

Проверка запаса устойчивости по отношению к боковым колебаниям.

$$\gamma_1^{\delta} = \frac{C_1^{\delta}}{C_c^{\delta}} = \frac{38350}{236300} = 0{,}162;$$

$$\gamma_2^{\delta} = \frac{C_2^{\delta}}{C_c^{\delta}} = \frac{120680}{236300} = 0{,}51.$$

$$\sigma_1^{\delta} = \frac{C_1^{\delta}\cdot h^3}{6E\,J_u^{\delta}} = \frac{38350\cdot 600^3}{6\cdot 2\cdot 10^6\cdot 4125} = 167{,}35;$$

$$\sigma_2^{\delta} = \frac{C_2^{\delta}\cdot h^3}{6E\,J_u^{\delta}} = \frac{120680\cdot 600^3}{6\cdot 2\cdot 10^6\cdot 4125} = 526{,}6;$$

$$\sigma_{1экв}^{\delta} = \frac{\sigma_1^{\delta}}{1+\gamma_1^{\delta}} = \frac{167{,}35}{1+0{,}162} = 144{,}0;$$

$$\sigma_{2экв}^{\delta} = \frac{\sigma_2^{\delta}}{1+\gamma_2^{\delta}} = \frac{526{,}8}{1+0{,}51} = 348{,}7;$$

$$\varepsilon_1^{\delta} = \frac{\varepsilon_{1ср}^{\delta}}{1+\gamma_1^{\delta}} = \frac{0{,}31}{1+0{,}162} = 0{,}267;$$

$$\varepsilon_2^{\delta} = \frac{\varepsilon_{2ср}^{\delta}}{1+\gamma_2^{\delta}} = \frac{0{,}2}{1+0{,}51} = 0{,}133.$$

где $\varepsilon_{1ср}^{\delta} = 0{,}31$ и $\varepsilon_{2ср}^{\delta} = 0{,}2$ определяются из графика рис. П.3.6 прил. в зависимости от $lg\,\sigma_{1экв}^{\delta} = lg\,144 = 2{,}16$ и $lg\,\sigma_{2экв}^{\delta} = lg\,348{,}7 = 2{,}54$

$$\eta_1 = 1-\left(\frac{\sigma_2^{\delta}\cdot\varepsilon_2^{\delta}-\sigma_1^{\delta}\cdot\varepsilon_1^{\delta}}{\sigma_2^{\delta}\cdot\varepsilon_2^{\delta}+\sigma_1^{\delta}\cdot\varepsilon_1^{\delta}}\right) = 1-\left(\frac{526{,}6\cdot 0{,}133-167{,}35\cdot 0{,}267}{526{,}6\cdot 0{,}133+167{,}35\cdot 0{,}267}\right)^2 = 0{,}95;$$

$$\rho_0^2 = \frac{mS^2}{4J_0} = \frac{58000\cdot 230^2}{4\cdot 712980\cdot 980} = 1{,}098;$$

$$\lambda_\psi^2 = \frac{m l^2}{4 J_\psi} = \frac{58000 \cdot 1190^2}{4 \cdot 4294890 \cdot 980} = 4{,}88;$$

$$\rho^3 - \rho^2 \left[\lambda_\psi^2 (1+\ell^2) + \lambda_0^2 + 1\right] + \rho\left[\lambda_\psi^2 \lambda_0^2 (1+\ell^2 q) + \lambda_0^2 q + \lambda_\psi^2\right] - \lambda_\psi^2 \lambda_0^2 q = 0$$

$$\rho^3 - \rho^2 \left[4{,}88(1+0{,}08^2) + 1{,}098 + 1\right] + \rho\left[4{,}88 \cdot 1{,}098 (1+0{,}08^2 \cdot 0{,}95) + \right.$$

$$\left. + 1{,}098 \cdot 0{,}95 + 4{,}88\right] - 4{,}88 \cdot 1{,}098 \cdot 0{,}95 = 0;$$

$$\rho^3 - 7{,}01\,\rho^2 + 11{,}31\,\rho - 5{,}09 = 0;$$

Кубическое уравнение решаем приближенно по итерационной формуле Ньютона

$$\rho_{n+1} = \rho_n - \frac{F(\rho_n)}{F'(\rho_n)},$$

$$F(\rho_n) = \rho_n^3 - 7{,}01\,\rho_n^2 + 11{,}31\,\rho_n - 5{,}09$$

$$F'(\rho_n) = 3\rho_n^2 - 14{,}02\,\rho_n + 11{,}31$$

где ρ_n – $n^{\text{ое}}$ приближение корня.

Первое приближение берем равным $\rho_1 = 1$.

$F(1) = 0{,}21$; $F'(1) = 0{,}29$;

$$\rho_2 = 1 - \frac{0{,}21}{0{,}29} = 0{,}276$$

$F(0{,}276) = -2{,}481$; $F'(0{,}276) = 7{,}669$;

$$\rho_3 = 0{,}276 - \frac{-2{,}481}{7{,}669} = 0{,}6$$

$F(0{,}6) = -0{,}6116$; $F'(0{,}6) = 3{,}978$.

$$\rho_4 = 0{,}6 + \frac{0{,}6116}{3{,}978} = 0{,}754.$$

$F(0{\cdot}754) = -0{,}119$; $F'(0{,}754) = 2{,}445$.

$$\rho_5 = 0{,}754 + \frac{0{,}119}{2{,}445} = 0{,}803;$$

$F(0{,}803) = -0{,}01$; $F'(0{,}803) = 1{,}986$;

$$\rho_6 = 0{,}803 + \frac{0{,}01}{1{,}986} = 0{,}808,$$

Разность между предыдущим и последующим значениями корня равна

$$\zeta_6 - \zeta_5 = 0{,}808 - 0{,}803 = 0{,}005$$

и не превышает 0,01. Следовательно, $\zeta_1 = 0{,}808$.

Для нахождения двух других корней разделим многочлен на двучлен:

$$\begin{array}{r|l} \zeta^3 - 7{,}01\,\zeta^2 + 11{,}31\,\zeta - 5{,}09 & -0{,}808 \\ \hline -\zeta^3 - 0{,}808\,\zeta^2 & -6{,}202 \quad +6{,}299 \\ \hline -6{,}202\,\zeta^2 + 11{,}31\,\zeta & \\ -6{,}202\,\zeta^2 + 5{,}011\,\zeta & \\ \hline 6{,}299\,\zeta - 5{,}09 & \\ 6{,}299\,\zeta - 5{,}09 & \\ \hline \end{array}$$

и решим квадратное уравнение

$$\zeta^2 - 6{,}202\,\zeta + 6{,}299 = 0$$

$$\zeta_{2,3} = \frac{6{,}202}{2} \pm \sqrt{\left(\frac{6{,}202}{2}\right)^2 - 6{,}299} = 3{,}101 \pm 1{,}821$$

$\zeta_2 = 1{,}28$; $\zeta_3 = 4{,}922$.

Обобщенный мультипликатор частот боковых колебаний сосуда $\zeta^\delta = 0{,}0808$.

$\mu^\delta = 0{,}69$ – определяется из графика рис. П.3.7 прилож. в зависимости от $\lg \bar{G}_{1жб} = \lg 144 = 2{,}16$.

$$[K^\delta] = 3{,}75\left(1{,}3\,\mu^\delta - 0{,}21\right) = 3{,}75(1{,}3 \cdot 0{,}69 - 0{,}21) = 2{,}58$$

$$K^\delta = \frac{h^2 \rho^\delta \left(C_1^\delta \varepsilon_1^\delta + C_2^\delta \varepsilon_2^\delta\right)}{2\pi \left(\mu^\delta\right)^2 \cdot m r^2} = \frac{600^2 \cdot 0{,}808 \cdot (38350 \cdot 0{,}287 + 120880 \cdot 0{,}133) \cdot 980}{2 \cdot 3{,}14^2 \cdot 0{,}69^2 \cdot 58000 \cdot 1500^2} = 0{,}14$$

$$[V^\delta] = V\sqrt{\frac{K^\delta}{[K^\delta]}} = 1500\,\frac{0{,}14}{2{,}58} = 2310\ \frac{см}{с}$$

$$[Q^\delta] = Q\,\frac{K^\delta}{[K^\delta]} = 58000\,\frac{0{,}14}{2{,}58} = 182990\ кгс$$

$$[V] = \min\left\{[V^\wedge], [V^\delta]\right\} = [V^\wedge] = 1{,}\ м/с,$$

$$[Q] = \min\left\{[Q^\wedge], [Q^\delta] = [Q^\wedge] = 67380\ кГс\right.$$

Таблицы параметров оборудования подъемных установок

Параметры многоканатных подъемных машин

Таблица П.4.I

№№ пп	Типоразмер	Диаметр барабана, м	Допустимый диаметр каната, мм	Регламентированный объем машинного зала, м³	Количество канатов	Диаметр отклоняющего шкива, м	Допустимое статическое натяжение канатов, кгс	Допустимая разность статических натяжений канатов, кгс	Передаточное число редуктора	Число оборотов двигателя, об/мин	Маховой момент подъемной машины кгсм²	Маховой момент отклоняющего шкива, кгс м²	Оптовая цена, руб	Стоимость монтажа, руб	Стоимость демонтажа, руб
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6
I.	ЦШ-2,Ix4	2,I	27,0	6800	4	2,I	25500	8000	7,35, I0,5 II,5	735,580, 485,367	22000	9500	5I000	4I60	I664
2.	ЦШ-2,25x4 МК-2,25x4	2,25	28,0	6800	4	2,25	340000	I2000	-"-	-"-	30000	9500	59900	5596	2238
3.	ЦШ-3,25x4 МК-3,25x4	3,25		8500	4	2,00	60000	I7500	-"-	-"-	95000	35000	I0I000	7900	3I50
4.	ЦШ-4x4 МК-4x4	4,0		I6600	4	4,0	80000	25000	-"-	-"-	2I0000	50000	I29570	7900	3I50
5.	ЦШ-5x4 МК-5x4	5,0		I6600	4	5,0	I45000	35000	-"-	-"-	625000	50000	I23680	8200	3300
6.	ЦШ-5x6	5,0		I6600	6	5,0	2I5000	50000	-"-	-"-	875000	60000	I8362	II500	4350
7.	ЦШ-5x8	5,0		I6600	8	5,0	240000	50000	-"-	-"-	II0000	80000	248I30	I7200	6800

Таблица П.4.2

Параметры окипов для многоканатных подъемных установок

№№ пп	Тип подъема	Раздел	Тип окипа	Вместимость окипа, м³	Грузоподъемность окипа, кгс	Вес окипа с привесным устройством, кгс	Общий вес окипа с грузом, кгс	Размеры сечения окипа в плоскости, перпендикулярной плоскости проводников, м	Размер сечения окипа в плоскости, параллельной плоскости проводников, м	Высота окипа без приемного устройства, м	Высота окипа с приемным устройством, м	Общая пауза на загрузку-разгрузку окипа, с	Тип затвора	Оптовая цена окипа, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7
I.	Многоканатный	уголь	2СН9,5-2	9,5	8 500	I3400	I4756	I,85	I,54	6,4	I0,5	I0	секторный	5762	50I	III
2.	-"-	-"-	ICHII-2	II,0	9300	У3900	I6906	I,85	I,54	7,0	II,I	II	-"-	5977	5I9	II5
3.	-"-	-"-	5CHII-2	II,0	9300	I5990	25890	2,23	I,74	4,9	9,0	II	-"-	6876	598	I32
4.	-"-	-"-	2CHI5-2	I5,0	I3000	I6700	3I765	2,23	I,74	7,4	II,5	I5	-"-	49021	624	I38
5.	-"-	-"-	ICH20-2	20,0	I7500	I9830	37335	2,23	I,74	8,2	II,8	20	-"-	6536	742	I64
6.	-"-	-"-	3CH20-2	20,0	I7500	22840	40740	2,80	2,20	6,3	I0,5	20	-"-	II200	854	I89
7.	-"-	-"-	ICH25-2	25,0	2I000	23200	46205	2,35	I,90	9,3	I3,6	25	-"-	I4848	868	I92
8.	-"-	-"-	2CH25-2	25,0	2I000	23850	45850	2,80	2,20	7,6	I2,0	25	-"-	I5264	892	I97
9.	-"-	-"-	ICH35-2	35,0	30000	39480	69480	2,35	I,90	II,8	I6,0	30	-"-	25267	I476	327
I0.	-"-	-"-	2CH35-2	35,0	30000	32220	62220	2,80	2,20	9,6	I3,6	30	-"-	2062I	I205	267
II.	-"-	породный	3CH5-2	5,0	6700	I0600	I9760	I,40	I,70	5,0	7,25	7	клапанный	4723	396	88
I2.	-"-	-"-	3CH9,5-2	9,5	I3600	I3400	30626	I,40	I,70	6,4	I0,5	I0	-"-	6936	590	I20
I3.	-"-	-"-	3CHII-2	II,0	I5000	2I00	33470	I,60	I,70	7,4	II,5	II	-"-	7650	630	I30
I4.	-"-	-"-	ICHI5-2	I5,5	2I000	3000	42355	I,60	I,70	8,2	II,0	35	секторный	8250	890	I50

Таблица П.4.5

Унифицированный ряд типоразмеров уравновешивающих канатов для многоканатных подъемных установок

Тип подъемной машины: ГОСТ I8II6-72	Уравновешивающие канаты ГОСТ 3088-80: $d_к$, мм	$K_т$	q, кгс/м	Оптовая цена за I0 м, руб.	Стоимость навески, руб.: первые 400 м	последующие I00 м	Стоимость демонтажа, руб.: первые 400 м	последующие 400 м
ЦШ 2,25х4	36,0	2	II,I0	26,97	92,4	50,0	35,0	I8,4
ЦШ 3,25х4	36,0	2	II,I0	26,97	92,4	50,0	35,0	I8,4
	45,5	2	I7,50	39,90	I26	89,6	48,0	35,5
ЦШ 4х4	45,5	2	I7,50	39,90	I26	89,6	48,0	33,5
	45,5	3	26,25	39,90	I26	89,6	48,0	33,5
	54,5	2	25,40	56,39	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х4	45,5	4	35,00	39,90	I26	89,6	48,0	33,5
	52,0	3	34,65	5I,63	I3I	82,I	49,2	30,0
	45,5	I+						
	54,5	+2	34,I5	56,39	I3I	82,I	49,2	30,
	54,5	3	38,I0	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	54,5	2+						
	59,5	+I	40,48	66,37	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х6	54,5	3	38,I0	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	54,5	2+						
	59,5	+I	40,48	66,37	I3I	82,I	49,2	30,0
	54,5	4	50,80	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	59,5	4	60,32	66,37	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х8	54,5	4	50,80	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	54,5	2+						
	59,5	+2	53,26	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	54,5	5	63,50	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	54,5	3+						
	59,5	+2	68,26	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	52,0	I+						
	54,5	+2+		5I,63	I3I	82,I	49,2	30,0
	59,5	+2	67,II	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	59,5	5	75,4Р	56,36	I3I	82,I	49,2	30,0
	Уравновешивающие канаты ГОСТ 7668-80							
ЦШ 2,25х4	-	-	-					
ЦШ 3,25х4	-	-	-					
	46,5	2	I6,80	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
ЦШ 4х4	46,5	2	I6,80	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
	46,5	3	25,20	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
	58,5	2	26,00	76,70	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х4	46,5	4	33,60	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
	50,5	4	39,64	59,24	I3I	82,I	49,2	36,0
ЦШ 5х6	50,5	4	39,64	59,24	I3I	82,I	49,2	36,0
	58,5	4	52,00	76,70	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х8	58,5	4	52,00	76,70	I3I	82,I	49,2	30,0
	58,5	5	65,00	76,70	I3I	82,I	49,2	30,0
	58,5	6	78,00	76,70	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 2,25х4	I24х20,0	2	I2,I0	67,58	92,4	50,0	35,0	I8,4
ЦШ 3,25х4	I24х20,0	2	I2,I0	67,58	92,4	50,0	35,0	I8,4
	I39х22,5	2	I5,38	76,33	I26	89,6	48,0	33,5
ЦШ 4х4	I39х22,5	2	I5,38	76,33	I26	89,6	48,0	33,5
	I86х30,5	2	27,22	I00,44	I26	89,6	48,0	33,5
ЦШ 5х4	I70х27,5	3	34,50	93,04	I3I	82,I	49,2	30,0
	I86х30,5	+2	33,27	I00,44	I3I	82,I	49,2	30,0
	I86х30,5	3	40,83	I00,44	I3I	82,I	49,2	30,0
	I86х30,5	+2	38,72	I00,44	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х6	I86х30,5	3	40,83	I00,44	I3I	82,I	49,2	30,0
	202х33,0	3	48,00	II0,40	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х8	I86х30,5	4	54,44	I00,44	I3I	82,I	49,2	30,0
	I86х30,5	5	68,02	I00,44	I3I	82,I	49,2	30,0

Примечание: I. Коэффициент уравновешенности вычислен при н=I00, =I0 000 кгс
2. Применение канатов различных типоразмеров допускается в случае невыполнения условий уравновешенности.

Таблица П.4.3

Параметры противовесов

Вес противовеса, тс	Оптовая цена, руб/тс	Стоимость монтажа руб/тс	Стоимость демонтажа, руб/тс
I	2	3	4
до I0	575	6,6	2,6
свыше I0-25	540	4,56	I,8
свыше 25	500	4,56	I,8

Таблица П.4.4

Унифицированный ряд типоразмеров головных канатов для многоканатных подъемных установок

Тип подъемной машины ГОСТ I8II6-72	Головные канаты ГОСТ 7668-80		Оптовая цена за I0 м, руб.	Стоимость навески, руб.		Стоимость демонтажа, руб.	
	мм			первые 400 м	последующие I00 м	первые 400 м	последующие I00 м
ЦШ(МК) 2,25х4	27,0	4	II,20	I7,75	60,4	28,3	22,3	I0,7
ЦШ(МК) 3,25х4	27,0	4	II,20	I7,75	60,4	28,3	22,3	I0,7
	33,0	4	I6,62	25,64	92,4	50	35,0	I8,4
ЦШ (МК) 4х4	33,0	4	I6,62	25,64	92,4	50	35,0	I8,4
	42,0	4	27,00	40,64	I09	6I,3	4I,2	23,2
ЦШ(МК) 5х4	46,5	4	33,60	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
	50,5	4	39,64	59,24	I3I	82,I	49,2	30,0
ЦШ 5х6	42,0	6	40,50	40,64	I09	6I,3	4I,2	23,2
	46,5	6	50,40	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
	50,5	6	59,46	59,24	I3I	82,I	49,2	30,0
Ц Ш (МК) 5х8	42,0	8	54,00	40,64	I09	6I,3	4I,2	23,2
	46,5	8	67,20	50,40	I26	89,6	48,0	33,5
	50,5	8	79,28	59,24	I3I	82,I	49,2	30,0

Таблица П.4.6

Параметры редукторов для многоканатных подъемных машин

№№ пп	Тип подъема	Тип редуктора	Наибольший крутящий момент на тихоходном валу редуктора в период разгона, кгсм	Наибольшая скорость вращения моторного вала, об/мин	Передаточное число редуктора	Маховый момент на валу редуктора, кгс.м^2	Оптовая цена, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0
I.	Многоканатный	2ЦД-I4	20000	750	6;7,35; I0,5;II,5	I2000; I8000; 24000; 28000	I6000	800	265
2.		2ЦД-I7	45000	750	7,35;I0,5; II,5	42700;49500; 66400	I8000	I226	380
3.		2ЦД-20	70000	580	7,35;I0,5; II,5	9I000;I3300; I57000	I87000	I290	420
4.		2ЦД-23 2ЦД-2-28	I00000	590	I0,5;II,5	I72000;I8000	20400	I646	526
5.		ЦДН-I70	28000	600	7,35;I0,5; II,5; 20	40000;40000; 43500; 44000	I800	I3460	390
6.		2Ц-I600	54500	600	7,35;I0,5	I85000;I85000	I900	I3222	4I5
7.		2ЦД-28	I00000	600	I0,5;II,5	I72000;I80000	2300	I825	690

Таблица П.4.7

Параметры электродвигателей постоянного тока

№ пп	Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	Скорость вращения об/мин	Коэффициент перегрузочной способности	Маховый момент ротора, кгс.м^2	Оптовая цена, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	2	3	4	5	6	7	8	9
I.	П2-630-2I4-4КУ4	I000	36	2,0	38000	I00000	II92	333
2.	П2-630-2I3-4КУ4	I000	45	2,0	36000	93600	846	268
3.	П2-630-2I5-4КУ4	I250	32	2,0	5I000	I20000	II92	333
4.	П2-630-2I4-4КУ4	I250	45	2,0	38000	I00000	II92	333
5.	П2-630-2I3-4КУ4	I250	56	2,0	36000	93600	846	268
6.	П2-630-2I5-4КУ4	I600	40	2,0	5I000	I20000	II92	333
7.	П2-630-2I4-4КУ4	I600	56	2,0	38000	I00000	II92	333
8.	П2-630-2I3-4КУ4	I600	7I	2,0	36000	93600	846	268
9.	П2-630-2I6-8КУ4	2000	45	2,0	65000	I44000	I465	508
I0.	П2-630-2I5-8КУ4	2000	56	2,0	54500	I26500	846	268
II.	П2-630-2I4-8КУ4	2000	7I	2,0	40700	I0I000	846	268
I2.	П2-630-2I6-8КУ4	2500	56	2,0	65000	I44000	I465	508
I3.	П2-630-2I5-8КУ4	2500	7I	2,0	54500	I26500	II92	333
I4.	П2-630-2I4-8КУ4	2500	90	2,0	40700	I0I000	846	268
I5.	П2-630-2I6-8КУ4	3I50	7I	2,0	65000	I44000	I465	508
I6.	П2-630-2I5-8КУ4	3I50	90	2,0	54500	I26500	II92	333
I7.	П2-630-2I4-8КУ4	3I50	25	2,0	40700	I0I000	846	268
I8.	П2-800-256-8КУ4	3200	32	2,0	263000	232000	22I0	622
I9.	П2-800-255-8КУ4	3200	40	2,0	240000	208000	I465	508
20.	П2-800-253-8КУ4	3200	56	2,0	207000	I69000	I465	508
2I.	П2-800-256-8КУ4	4000	40	2,0	263000	232000	22I0	622
22.	П2-800-255-8КУ4	4000	50	2,0	240000	208000	I465	508
23.	П2-800-253-8КУ4	4000	7I	2,0	207000	I69000	I465	508
24.	П2-800-256-8КУ4	5000	50	2,0	263000	232000	22I0	622
25.	П2-800-255-8КУ4	5000	63	2,0	240000	208000	I465	508
26.	П2-800-253-8КУ4	5000	90	2,0	207000	I69000	I465	508

Таблица П.4.8

Параметры асинхронных электродвигателей

№№ пп	Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	Скорость вращения, об/мин	Коэффициент перегрузочной способности	Маховый момент ротора, $кгс.м^2$	Оптовая цена двигателя, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	2	3	4	5	6	7	8	9
I.	АКН-2-I5-57-6УХЛ4	I000	I000	2,6	400	I0800	I9I	27
2.	АКН-2-I5-69-6УХЛ4	I250	I000	2,6	440	I2000	296	39
3.	АКН-2-I6-57-6УХЛ4	I600	I000	2,6	850	I3700	27I	34
4.	АКН-2-I6-69-6УХЛ4	2000	I000	2,8	980	I5500	27I	34
5.	АКН-2-I5-57-8УХЛ4	800	750	2,5	470	I0900	I9I	27
6.	АКН-2-I5-69-8УХЛ4	I000	750	2,5	540	II900	296	39
7.	АКН-2-I6-57-8УХЛ4	I250	750	2,3	850	I3400	27I	34
8.	АКН-2-I6-69-8УХЛ4	I600	750	2,3	980	I5500	27I	34
9.	АКН-2-I6-83-8УХЛ4	2000	750	2,4	II40	I7900	27I	34
I0.	АКН-2-I5-57-I0УХЛ4	630	600	2,3	520	I0700	I9I	27
II.	АКН-2-I5-69-I0УХЛ4	800	600	2,3	620	II800	296	39
I2.	АКН-2-I6-57-I0УХЛ4	I000	600	2,6	620	I2900	296	39
I3.	АКН-2-I6-69-I0УХЛ4	I250	600	2,6	I200	I4700	27I	34
I4.	АКН-2-I7-57-I0УХЛ4	I600	600	2,4	2I30	I7000	27I	34
I5.	АКН-2-I7-69-I0УХЛ4	2000	600	2,4	2520	I9600	376	49
I6.	АКН-2-I6-39-I2УХЛ4	500	500	2,3	780	I0900	296	39
I7.	АКН-2-I6-48-I2УХЛ4	630	500	2,3	900	II900	296	39
I8.	АКН-2-I6-57-I2УХЛ4	800	500	2,4	I030	I2900	296	39
I9.	АКН-2-I7-49-I2УХЛ4	I000	500	2,3	I880	I4400	27I	34
20.	АКН-2-I7-57-I2УХЛ4	I250	500	2,3	2I60	I6000	27I	34
2I.	АКН-2-I8-43-I2УХЛ4	I000	500	2,4	3900	I4400	27I	34
22.	АКН-2-I8-53-I2УХЛ4	2000	500	2,5	4500	I5900	376	49
23.	АКН-2-I7-23-I6УХЛ4	3I5	375	2,3	II60	I0300	296	39
24.	АКН-2-I7-27-I6УХЛ4	400	375	2,3	I300	II000	296	39
25.	АКН-2-I7-3I-I6УХЛ4	500	375	2,3	I440	II900	296	39
26.	АКН-2-I7-39-I6УХЛ4	630	375	2,4	I680	I2800	296	39
27.	АКН-2-I8-36-I6УХЛ4	800	375	2,4	3400	II700	27I	34
28.	АКН-2-I8-43-I6УХЛ4	I000	475	2,3	3900	I2700	27I	34
29.	АКН-2-I8-53-I6УХЛ4	I250	375	2,4	4500	I4200	376	49
30.	АКН-2-I9-33-I6УХЛ4	I600	375	2,2	7550	I6300	376	49
3I.	АКН-2-I7-3I-20УХЛ4	3I5	300	2,3	I430	III00	296	39
32.	АКН-2-I7-39-20УХЛ4	400	300	2,3	I670	I2000	296	39
33.	АКН-2-I8-27-20УХЛ4	500	300	2,3	2600	I0400	296	39
34.	АКН-2-I8-36-20УХЛ4	630	300	2,3	3200	II300	27I	34
35.	АКН-2-I8-43-20УХЛ4	800	300	2,3	3500	I2700	27I	34
36.	АКН-2-I9-33-20УХЛ4	I000	300	2,5	7I60	I4200	376	49
37.	АКН-2-I9-4I-20УХЛ4	I250	300	2,4	8000	I5900	376	49
38.	АКН-2-I8-27-24УХЛ4	3I5	250	2,3	2600	I0I00	296	39
39.	АКН-2-I8-3I-24УХЛ4	400	250	2,3	2600	I0800	27I	34
40.	АКН-2-I8-36-24УХЛ4	500	250	2,4	3200	II600	27I	34
4I.	АКН-2-I8-47-24УХЛ4	630	250	2,5	3800	I2500	27I	34
42.	АКН-2-I9-33-24УХЛ4	800	250	2,3	3000	I3700	27I	34
43.	АКН-2-I9-4I-24УХЛ4	I000	250	2,3	3000	I5200	376	49
44.	АКН-2-I9-47-24УХЛ4	I250	250	2,4	2940	I7000	376	49

Параметры одноканатных подъемных машин

Таблица П.4.9

№ пп	Тип машины и наименование ГОСТа	Типоразмер машины	Диаметр барабана, м	Ширина барабана, м	Регламентированный объем здания подъемной машины, м³	Допустимый диаметр каната, мм	Допустимое число оборотов навивки каната на барабан	Допустимое статическое натяжение каната, кгс
I	2	3	4	5	6	7	8	9
I.	Однобарабанные подъемные машины с неразрывным (цельным) цилиндрическим барабаном ГОСТ I8II4-72	П-I,2xI	I,2	I,0	6800	20,0	I	2500
2.		П-I,6xI,2	I,6	I,2	6800	25,0	I	4000
3.		П-2xI,5	2,0	I,5	6800	25,0	I	6300
4.		П-2,5x2	2,5	2,0	6800	30,0	I	9000
5.		П-3x2,2	3,0	2,2	6800	35,0	I	I4000
6.		П-3,5x2,4	3,5	2,4	6800	35,0	I	20000
7.	Двухбарабанные подъемные машины с цилиндрическими барабанами ГОСТ I8II4-72	2П-I,2x0,8	I,2	0,8	8500	30,0	I	2500
8.		2П-I,6x0,8	I,6	0,8	8500	30,0	I	4000
9.		2П2,I,I	2,0	I,I	8500	38,0	I	6300
I0.		2П-2,5xI,2	2,5	I,2	8500	42,0	I	9000
II.		2П-3xI,5	3,0	I,5	8500	47,0	I	I400
I2.		2П-3,5xI,8	3,5	I,8	8500	55,0	I	20000
I3.		2П-4xI,8	4,0	I,8	8500	57,0	2	22000
I4.		2П-4x2,3	4,0	2,3	8500	57,0	2	25000
I5.		2П-5x2,4	5,0	2,4	I6600	63,0	2	28000
I6.		2П-5x2,8	5,0	2,8	I6600	63,0	I	56000
I7.		2П-6x2,4	6,0	2,4	I6600	63,00	2	32000
I8.		2П6x2,8	6,0	2,8	I6600	63,0	2	36000
I9.		2П-6x2,8у	6,0	2,8	I6600	63,0	I	56000
20.	Однобарабанные подъемные машины с разрезным цилиндрическим барабаном	ЦР-3,5x3,2/0,8	3,5	2,4	6800	44,0	I	28000
2I.		ЦР-5x3/06	5,0	3,0	I6600	68,0	I	280000
22.		ЦР-6x3/06	6,0	3,0	I6600	68,0	I	320000
23.		ЦР-6x3,4/06	6,0	3,4	I6600	66,0	I	360000

Продолжение таблицы П.4.9

№ пп	Типоразмер машины	Допустимая разность статических натяжений канатов, кгс	Передаточное отношение редуктора	Число оборотов двигателя, об/мин	Маховой момент подъемной машины, кгс.м²	Оптовая цена подъемной машины, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	3	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6
I.	П-I,2xI	2500	20; 30	735; 960	3500	I3790	7034	2447
2.	П-I,3xI,2	4000	20; 30	580;735;960	8000	I8290	3260	I220
3.	П-2xI,5	6300	20; 30	580;735;960	22000	27790	5350	I620
4.	П-2,5x2	9000	II5;20; 30	485;580;735	55000	42290	2482	I880
5.	П-3x2,2	I400o	II5;20;30	485;580;735	I50000	606I0	3037	2300
6.	П-3,5x2,4	20000	I0,5;II,5;20;30	367;485;580;735	320000	68200	6338I	2447
7.	2П-I,2x0,8	2500	20; 30	735;960	5000	I5I50	2548	869
8.	2П-I,3x0,8	4000	20; 30	580;735; 960	I0000	20460	2548	869
9.	2П2,I,I	6300	20; 30	580;735;960	30000	34090	2548	869
I0.	2П-2,5xI,2	7500	II,5;20; 30	485;580;735	80000	49670	2883	927
II.	2П-3xI,5	9000	II,5; 20; 30	485;580;735	2I0000	67I70	3339	I087
I2.	2П-3,5xI,8	I8000	I0,5;II,5;20;30	367;485;580;735	370000	73400	9I05	2300
I3.	2П-4xI,8	I6000	I0,5;II,5;20	290;367;485;580;735	520000	86690	3I59	364I
I4.	2П-4x2,3	I6000	I0,5;II,5; 20	290;367;485;580; 735	7I0000	67760	I0525	3700
I5.	2П-5x2,4	2I000	I0,5;II,5	240;290;367;485;580; 735	I500000	I32430	II90I	4II9
I6.	2П-5x2,8	40000	безредукторный привод		4400000	I69220	II90I	4II9
I7.	2П-6x2,4	24000	I0,5;II,5	240;290;367;485;580	2700000	I37350	I39I2	4852
I8.	2П6x2,8	2700	I0,5; II,5	240;290;367;485;580	3600000	I69220	I5903	5337
I9.	2П-6x2,8у	40000	безредукторный привод		6400000	I73620	I5903	5337
20.	ЦР-3,5x3,2/0,8	I2500	20; 30	735; 580; 485; 367	300000	73200	8II8	3247
2I.	ЦР-5x3/06	2I0000	I0,5; II,5	735;580;485;367;290	680000	65500	I0646	4258
22.	ЦР-6x3/0,6	240000	I0,5; II,5	580;485;367;290;240	I200000	68400	I0646	4258
23.	ЦР-6x3,4/06	270000	I0,5; II,5	580;485;367;290;240	I400000	70000	II000	4270

Параметры скипов для одноканатных подъемных установок

Таблица П.4.10

№№ пп	Тип подъема	Раздел	Тип скипа	Вмкость скипа, м³	Грузоподъемность скипа, кгс	Вес скипа с прицепным устройством, кгс	Общий вес скипа с грузом, кгс	Размер сечения скипа в плоскости, перпендикулярной плоскости проводников, м	Размер сечения скипа в плоскости параллельной плоскости проводников, м
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0
I.	Однока-	угольн.	2СН4-I	4,0	3300	5000	8300	I,70	I,40
2.	натный	-"-	2СН5-I	5,0	4200	5586	9786	I,85	I,54
3.	-"-	-"-	2СН7-I	7,0	5600	7540	I232I	I,85	I,54
4.	-"-	-"-	2СН9,5-I	9,5	8500	8460	I4756	I,85	I,54
5.	-"-	-"-	ICHII-I	II,0	9300	8900	I6906	I,85	I,54
6.	-"-	-"-	5CHII-I	II,0	9300	8620	25890	2,23	I,74
7.	-"-	-"-	2СН15-I	I5,0	I3000	I0800	3I765	2,23	I,74
8.	-"-	-"-	ICH20-I	20,0	I7500	II900	37335	2,23	I,74
9.	-"-	породн.	2СН4-I	4,0	5300	6900	I2200	I,40	I,70
I0.	-"-	-"-	3СН5-I	5,0	6700	7I70	I5I66	I,40	I,70
II.	-"-	-"-	3СН9,5-I	9,5	I3600	9840	25556	I,40	I,70
I2.	-"-	-"-	3CHII-I	II,0	I5000	II300	33470	I,60	I,70

Продолжение таблицы П.4.10

№№ пп	Тип скипа	Высота скипа без прицепного устройства, м	Высота скипа с прицепным устройством, м	Общая пауза на загрузку скипа, с	Тип затвора	Оптовая цена скипа, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	4	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7
I.	2СН4-I	3,2	6,I	5	секторный	2450	2I5	56
2.	2СН5-I	4,2	7,2	7	-"-	3093	247	64
3.	2СН7-I	4,9	7,4	8	-"-	4283	294	77
4.	2СН9,5-I	5,8	8,7	I0	-"-	4805	293	76
5.	ICHII-I	6,0	9,36	II	-"-	5055	307	79
6.	5CHII-I	5,I0	8,36	II	-"-	4902	297	77
7.	2СН15-I	6,0	9,36	I5	-"-	6536	448	97
8.	ICH20-I	9,6	I2,7	20	-"-	II200	4I0	I06
9.	2СН4-I	3,2	6,I	5	-"-	2450	2I5	56
I0.	3СН5-I	4,2	7,2	7	клапанный	3083	247	64
II.	3СН9,5-I	4,9	7,4	I0	-"-	4805	293	76
I2.	3CHII-I	5,I0	8,36	II	-"-	II200	4I0	97

Унифицированный ряд головных канатов для подъемных машин барабанного типа

Таблица П.4.11

ГОСТ	Диаметр каната, мм	Расчетная площадь сечения всех проволок, мм²	Вес 1 метра каната, кгс	Суммарное разрывное усилие всех проволок каната, кгс ($\sigma_в$ = I60 кгс/мм²)	Оптовая цена за I0 м, руб.	Стоимость навески, руб.: первые I00 м каната	Стоимость навески, руб.: последующие I00 м каната	Стоимость демонтажа, руб.: первые I00 м каната	Стоимость демонтажа, руб.: последующие I00 м каната
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0
ГОСТ 7668-80	25,5	252,46	2,50	395500	I4,85	49,7	29,4	II,9	3,6
	27,0	283,79	2,80	444500	I7,75	49,7	33,I	II,3	5,5
	33,0	420,96	4,I5	660000	25,64	59,I	37,7	I5,6	7,2
	36,5	503,09	4,96	788500	22,I6	59,I	37,I	I5,6	7,2
	42,0	683,68	6,75	I070000	30,47	69,6	45,6	I9,6	9,7
	46,5	850,76	8,40	I330000	39,30	8I,2	56,3	27,5	I3,4
	50,5	I006,85	9,94	I575000	46,73	8I,2	56,3	27,5	I3,4
	53,5	III3I,96	II,I5	I770000	54,I5	8I,2	56,3	27,5	I3,4
	58,5	I3I4,56	I3,00	2060000	6I,32	86,9	60,9	25,9	I4,7

Таблица П.4.12

Параметры редукторов для одноканатных подъемных машин

№№ пп	Тип подъема	Тип редуктора	Наибольший крутящий момент на тихоходном валу редуктора в период разгона, кгс.м	Наибольшая скорость вращения моторного вала, об/мин	Передаточное число редуктора	Маховый момент на валу редуктора, кгс.м^2	Количество приводов	Оптовая цена, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
I.	одноканатный	ЦДН-I30М	I2000	I000	II,5; 20; 30;	I0650;I9000; 40270	I	6200	774	252
2.		ЦДН-I50	20000	720	II,5; 20; 30	22000; 33000; 48000	I	7000	79I	263
3.		ЦДН-I70	28000	720	I0,5;II,5; 20	40000; 43500; 7I500	I	I6800	I032	336
4.		Ц02-I6 Ц03-I6	44000	600	I0,5; II,5	58400; 77300	2	20000	II60	378
5.		Ц0-I6	44000	590	I0,5; II,5	58400; 77300	2	20000	II60	378
6.		ЦД-I70	20000	720	II,2; 20; 30	28300; 47500; 53900	2	I6500	I000	330
7.		2Ц0-I8	32000	500	I0,5;II,5	90000; I00000	2	20000	II60	378
8.		2Ц0Н-I8	36000	500	I0,5; II,5	90000; I00000	2	2400	I600	38I
9.		2Ц0-22	57000	500	I0,5; II,5	250000;280000	2	32000	I800	390
I0.		2Ц0Н-22	75000	500	I0,5; II,5	250000;280000	2	3600	2030	400
II.		ЦД-20 ЦДН-20	38000	650	20	I00000	I	I8000	I228	400

Таблица П.4.13

Параметры копровых шкивов

№№ пп	Тип копрового шкива	Диаметр шкива, мм	Максимальный диаметр каната, мм	Допустимое усилие на шкиве, кгс	Маховый момент кгс.м^2	Оптовая цена, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
I.	ШК-I,25	I255	I5	I6200	300	360	38	9
2.	ШК-I,6	I600	20	27200	800	340	66	I5
3.	ШК-2	2000	25	4I200	I900	4I5	I23	27
4.	ШК-2,5	2500	3I	64500	4200	700	I80	74
5.	ШК-3	3000	37	92800	9600	730	266	I09
6.	ШКФ-3Б	3000	43,5	92800	I0I36	726	I84	46
7.	Р5-336-I	3500	43,5	92800	I0I36	II65	238	I50
8.	ШК-4	3950	47,5	I52000	34200	I570	370	I32
9.	ШК-4Б	4000	49,5	I52000	34200	I240	252	90
I0.	ШКФ-4	4000	50	I52000	34500	2300	269	69
II.	ШК-5	4950	60	246000	7I500	2450	598	376
I2.	ШК-6	5940	60	246000	I39000	3420	666	4I9
I3.	ШКК-4	4000	50	I8I000	34200	2440	286	72
I4.	Ц4(Ц4А)	4000	50	I52000	34500	2I40	292	74
I5.	ШКЧ-3	3000	37,5	I24500	9600	I470	I75	45
I6.	Ц5	5000	53	I8I800	7I500	3260	409	I04
I7.	Ц5А	5000	60	3I5000	7I500	6360	70I	I79
I8.	Ц6	6000	60	246000	I39000	4245	537	I37
I9.	Ц6А	6000	63	404000	I39000	9I80	872	224

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К РАСЧЕТУ ТОРМОЗНОГО МОМЕНТА И ПРОВЕРОЧНОМУ РАСЧЕТУ НА НЕСКОЛЬЖЕНИЕ КАНАТОВ В РЕЖИМАХ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ТОРМОЖЕНИЯ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН СО ШКИВАМИ ТРЕНИЯ

П.5.1. Исходные данные для расчета.

H_s - высота подъема, м ;

ℓ_1 - расстояние от прицепного устройства сосуда при его положении на верхней приемочной площадке или в разгрузке до оси канатоведущего шкива (при расположении машины в башенном копре) либо до оси копрового шкива (при наземном расположении машины), м ;

ℓ_2 - расстояние от нижней точки петли уравновешивающего каната до его прицепного устройства при положении сосуда на нижней приемочной площадке или в загрузке, м ;

ℓ_3 - длина струны каната от оси копрового шкива до оси канатоведущего шкива при наземном расположении машины м ;

h - превышение в среднем копровых шкивов над осью машины при ее наземном расположении, м ;

- для подъемных машин, установленных в башенном копре, принимается $h = 0$;

$q_{гк}$ - суммарный вес всех головных канатов или одного для одноканатных машин, кгс/м ;

$q_{ук}$ - суммарный вес всех уравновешивающих канатов или одного для одноканатных машин, кгс/м ;

$D_б$ - диаметр канатоведущего шкива, м ;

$D_{шк}$ - диаметр отклоняющего или копрового шкива, м ;

Q_{c_1}, Q_{c_2} - соответственно веса левого и правого порожних сосудов с подвесными и прицепными устройствами головных и уравновешивающих канатов, кгс ;

при наличии противовеса - он считается правым сосудом и в этом случае $Q_{c_2} = Q_{пр}$

$Q_{гр}$ - вес перевозимого в подъемном сосуде полезного груза, кгс ;

$Q_{пр}$ - вес противовеса с прицепными и подвесными устройствами, кгс ;

$GD^2_{шк}, GD^2_{ред}, GD^2_{н}, GD^2_{рот}$ - маховые моменты инерции соответственно блока отклоняющих или копровых шкивов, вращающихся элементов редуктора, машины и одного двигателя, кгс м^2 ;

$n_{дв}$ - количество двигателей;

i - передаточное число редуктора;

α - угол обхвата канатами канатоведущего шкива, град ;

f – расчетный коэффициент трения канатов о футеровку канатоведущего шкива;

$[k]$ – допускаемый запас нескольжения канатов;

$[a]$ – минимально допустимое замедление машины при спуске груза, $м/с^2$.

П.5.2. Расчетные данные.

П.5.2.1. Расчет усилий в канатах.

Натяжение ветвей канатов без учета весов сосудов:

$$S_{01} = (l_1 - h) q_{гк} + (H_п + l_2) q_{ук}$$

$$S_{02} = (H_п + l_1 - h) q_{гк} + l_2 q_{ук}$$

Натяжение канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении груженого левого сосуда:

$$S_1^{вл} = S_{01} + Q_{c1} + Q_{гр}; \quad S_1^{нл} = S_{02} + Q_{c1} + Q_{гр}$$

Натяжение канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении левого сосуда (груженого):

$$S_2^{вл} = S_{02} + Q_{c2}; \quad S_2^{нл} = S_{01} + Q_{c2}$$

Натяжение канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении правого сосуда (груженого):

$$S_1^{вп} = S_{01} + Q_{c2} + Q_{гр}; \quad S_1^{нп} = S_{02} + Q_{c2} + Q_{гр}$$

Натяжение канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении правого груженого сосуда:

$$S_2^{вп} = S_{02} + Q_{c1}; \quad S_2^{нп} = S_{01} + Q_{c1}$$

П.5.2.2. Разности статических натяжений канатов при верхнем и нижнем положении левого груженого сосуда:

$$\Delta S^{вл} = S_1^{вл} - S_2^{вл}; \quad \Delta S^{нл} = S_1^{нл} - S_2^{нл}$$

Разности статических натяжений канатов при верхнем и нижнем положении правого груженого сосуда:

$$\Delta S^{вп} = S_1^{вп} - S_2^{вп}; \quad \Delta S^{нп} = S_1^{нп} - S_2^{нп}$$

П.5.2.3. Максимальное статическое натяжение канатов:

$$S_{max} = max \left\{ S_1^{вл}, S_1^{нл}, S_1^{вп}, S_1^{нп} \right\}$$

П.5.2.4. Максимальная разность статистических натяжений:

$$\Delta S_{max} = max \left\{ \Delta S^{вл}, \Delta S^{нл}, \Delta S^{вп}, \Delta S^{нп} \right\}$$

П.5.3. Расчет основных параметров подъемной установки.

П.5.3.1. Коэффициент тяговой способности канатоведущего шкива:

$$\gamma = \exp\left\{3{,}14\,\mu\frac{\alpha}{180}\right\}$$

П.5.3.2. Приведенный к оси канатов вес отклоняющих шкивов:

$$G = \frac{GD^2_{ш}}{D^2_{б}}, \text{ кгс}$$

П.5.3.3. Приведенный к оси каната вес подъемных элементов машины:

$$G_n = \frac{1}{D^2_{б}}\left(GD^2_{м} + GD^2_{ред} + n_{ш}\,GD^2_{ротор}\cdot i^2\right), \text{ кгс}$$

П.5.3.4. Приведенный к оси канатов вес подъемных элементов подъемной установки с груженым сосудом:

$$P = G_n + G_1 + G_2 + S_1^{бл} + S_2^{бл}, \text{ кгс}$$

где $G_1 = G$; $G_2 = 0$ – для подъемной установки с машиной, установленной в башенном копре; $G_1 = G_2 = G$ – в случае наземного расположения машины.

П.5.3.5. Приведенный к оси канатов вес подъемной установки с порожним сосудом:

$$P_0 = P - Q_{2p}, \text{ кгс}$$

П.5.4. Расчет допустимых замедлений подъемной машины.

П.5.4.1. Расчет по К-критерию.

П.5.4.1.1. Спуск груженого сосуда:

$$a_c = g\,\frac{S_2\gamma - [K]S_2}{(S_2+G_2)\gamma + [K](S_2+G_2)}, \text{ м/с}^2$$

П.5.4.1.2. Подъем груженого сосуда:

$$a_n = g\,\frac{S_1\gamma - [K]S_2}{(S_1+G_1-Q_{2p})\gamma + [K](S_2+G_2)}, \text{ м/с}^2$$

П.5.4.1.3. Перегон порожних сосудов или подъем противовеса:

$$a_{вп} = g\,\frac{(S_1-Q_{2p})\gamma - [K]S_2}{(S_1+G_1-Q_{2p})\gamma + [K](S_2-G_2)}, \text{ м/с}^2$$

П.5.4.1.4. Перегон порожних сосудов или спуск противовеса:

$$a_{сс} = g\,\frac{(S_1-Q_{2p})\gamma - [K]S_2}{(S_1+G_1-Q_{2p})\gamma + [K](S_2+G_2}, \text{ м/с}^2$$

П.5.4.2. Примечания.

П.5.4.2.1. Расчет по каждому пункту необходимо произвести четыре раза для двухскиповых подъемных установок при:

$$S_1 = S_1^{бл}\ ;\quad S_2 = S_2^{бл}\ ;\quad \Delta S = \Delta S^{бл}$$
$$S_1 = S_1^{бп}\ ;\quad S_2 = S_2^{бп}\ ;\quad \Delta S = \Delta S^{бп}$$
$$S_1 = S_1^{нл}\ ;\quad S_2 = S_2^{нл}\ ;\quad \Delta S = \Delta S^{нл}$$
$$S_1 = S_1^{нп}\ ;\quad S_2 = S_2^{нп}\ ;\quad \Delta S = \Delta S^{нп}$$

Для односкиповых подъемных установок расчет необходимо произвести дважды при:

$$S_1 = S_1^{бл}; \quad S_2 = S_2^{бл}; \quad \Delta S = \Delta S^{бл}$$

$$S_1 = S_1^{нл}; \quad S_2 = S_2^{нл}; \quad \Delta S = \Delta S^{нл}$$

П.5.4.2.2. Для двухскиповых подъемных установок с машиной, расположенной в башенном копре, в случа, когда $S_1 = S_1^{бл}$; $S_2 = S_2^{бл}$ или $S_1 = S_1^{нл}$; $S_2 = S_2^{нл}$ принимается $G_1 = 0$; $G_2 = 0$ при расположении отклоняющих шкивов со стороны левого сосуда, и $G_1 = 0$; $G_2 = G$ при расположении отклоняющих шкивов со стороны правого сосуда. В случае, когда $S_1 = S_1^{бп}$; $S_2 = S_2^{бп}$ или $S_1 = S_1^{нп}$; $S_2 = S_2^{нп}$ принимается $G_1 = G$; $G_2 = 0$ при расположении отклоняющих шкивов со стороны левого сосуда, $G_1 = G$; $G_2 = 0$ - при расположении отклоняющих шкивов со стороны правого сосуда.

Для односкиповых подъемных установок с машиной, установленной в башенном копре, при расположении отклоняющего шкива со стороны сосуда принимается $G_1 = G$; $G_2 = 0$. При расположении отклоняющего шкива со стороны противовеса принимается $G_1 = 0$; $G_2 = G$

Для подъемных установок с наземным расположением машины принимается

П.5.4.2.3. Если при расчете по пп. П.5.4.I.2., П.5.4.I.3. окажется, что $a_n > g/2$ или $a_{on} > g/2$ то принимать $a_n = g/2$ или $a_{on} = g/2$

П.5.5. Расчет максимального значения тормозного усилия из условия несползания канатов.

П.5.5.I. При спуске груза:

$$F_c = \rho \frac{a_c}{g} + S_1 - S_2 \quad , \text{ кгс}$$

П.5.5.2. При подъеме груза:

$$F_n = \rho \frac{a_n}{g} - S_1 + S_2 \quad , \text{ кгс}$$

П.5.5.3. При перегоне порожнего сосуда или подъеме противовеса:

$$F_{on} = \rho_0 \frac{a_{on}}{g} + S_1 - S_2 - Q_{2\rho} \quad , \text{ кгс}$$

П.5.5.4. При перегоне порожнего сосуда или спуска противовеса:

$$F_{oc} = \rho_0 \frac{a_{oc}}{g} - S_1 + S_2 + Q_{2\rho} \quad , \text{ кгс}$$

П.5.5.5. Каждую из величин F_c, F_n, F_{on}, F_{oc} необходимо вычислять столько раз, сколько в п.П.5.4. было вычислено значений a_c, a_n, a_{on}, a_{oc} при соответствующих значениях S_1, S_2 и ΔS

П.5.5.6. Тормозное усилие по условию несползания канатов F_{max} находится как минимум всех вычисленных значений F_c, F_n, F_{on}, F_{oc}

П.5.6. Расчет минимального значения тормозного усилия из условий непереподъема.

П.5.6.1. При спуске груза:

$$F_н = \rho \frac{[a_c]}{g} + \Delta S + Q_{гр}, \quad кгс$$

где является наибольшим из величин

П.5.6.2. При спуске противовеса: $\Delta S^{нн}$ и $\Delta S^{нп}$

$$F_{ов} = \rho_в \frac{[a_c]}{g} - \Delta S + Q_{гр}, \quad кгс$$

где $\Delta S = \Delta S^{нн}$

П.5.6.3. Минимальное значение тормозного усилия $F_{min} = F_н$ или находится как максимум двух вычисленных величин $F_н$ и $F_{ов}$ при наличии противовеса.

П.5.7. Расчетное значение тормозного момента.

П.5.7.1. При $F_{max} \geq F_{min}$

$$M_{расч} = \frac{D}{4}\left(F_{min} + F_{max}\right), \quad кгс \cdot м$$

П.5.7.2. При $F_{max} < F_{min}$ подъемная установка считается неудовлетворяющей условиям нескольжения канатов.

П.5.7.3. Тормозной момент грузовой части тормоза.

П.5.7.3.1. Максимальный статический момент:

$$M_{ст} = \frac{D}{2} \Delta S_{max}, \quad кгс \cdot м$$

где ΔS_{max} - максимальная разность статических натяжений, определяемых по пп.П.5.3.7. и П.5.3.8.

П.5.7.3.2. При $M_{ст} > M_{расч}/z$

$$M_{гр} = z M_{ст}$$

П.5.7.3.3. При $M_{ст} \leq M_{расч}$

$$M_{гр} = M_{расч}$$

П.5.8. Рекомендации по улучшению динамических свойств подъемной установки.

В тех случаях, когда расчетом согласно п.П.5.7. установлено, что $F_{max} < F_{min}$, т.е. подъемная установка не удовлетворяет условиям нескольжения канатов, целесообразно расчетным путем испробовать следующие мероприятия.

П.5.8.1. Уменьшить вес перевозимого в подъемных сосудах груза, приняв его равным $Q^*_{гр}$, приближенно определяемым по формуле:

$$Q^*_{гр} = Q_{гр} - \frac{1}{1 + \frac{[a_c]}{g}}\left(\rho \frac{[a_c]}{g} + \Delta S - F_{max}\right), \quad кгс$$

где ΔS - максимальное значение разности статических натяжений канатов при нижнем положении грузового сосуда.

П.5.8.2. Увеличить собственный вес подъемных сосудов, приняв его равным Q_c^*, приближенно определяемым по формуле:

$$Q_c^* = Q_c + Q_{гр} - \frac{P_в}{2} \cdot \frac{[a_c]}{g} \quad (при\ Q_c^* > Q_c), \text{ кгс}$$

П.5.8.3. Принять головные и уравновешивающие канаты унифицированных типоразмеров согласно таблиц П.4.4, П.4.5.

П.5.8.4. Принять уравновешивающие канаты, по весу максимально приближающиеся к весу головных канатов, в случаях, если нарушаются условия:

$$\left|\frac{H(q_{ук} - q_{гк})}{Q_{гр}}\right| = |K_у| \leq 0{,}15$$ – для двухскиповых (двухклетевых) подъемных установок

$$\left|\frac{H(q_у - q_г)}{Q_c + Q_{гр} - Q_{пр}}\right| = |K_у| \leq 0{,}25$$ – для односкиповых (одноклетевых) подъемных установок

где $K_у$ – коэффициент уравновешенности.

П.5.8.5. При проверке расчетным путем рекомендаций пп.П.5.8.1.–П.5.8.6. необходимо обеспечить условие:

$$\Gamma = \frac{F_{max} - F_{min}}{F_{max} + F_{min}} > 0$$

где Γ – глубина регулирования тормозного момента. Для надежной эксплуатации подъемной установки целесообразно, чтобы глубина регулирования Γ составляла не менее 0,10 (10%).

П.5.9. Примеры расчетов тормозных моментов по условиям нескольжения канатов.

П.5.9.1. Двухскиповая подъемная установка с машиной МК 4х4, установленной в башенном копре.

Исходные данные для расчета:

$H_п$ = 1000 м; l_1 = 30 м; l_2 = 20 м; $q_{гк}$ = 27 кгс/м;

$q_{ук}$ = 26 кгс/м; D = 4 м; $D_ш$ = 3 м; Q_{c1} = 18500 кгс;

Q_{c2} = 18000 кгс; $Q_{гр}$ = 15000 кгс; $GD_ш$ = 36000 кгс м^2;

$GD_р^2$ = 0; $GD_м^2$ = 192000 кгс м^2; $GD_д^2$ = 168000 кгс м^2; $n_{дв}$ = 1;

i = 1; α = 195°; μ = 0,25; $[K]$ = 1,20; $[a_c]$ = 1,25 м/с^2

отклоняющий шкив со стороны правого сосуда.

Расчет основных параметров подъемной установки:

γ = 2,5 кг/м; S_{01} = 30·27 + (1000+20)·26 = 27830 кгс;

S_{02} = (1000+30)·27 + 20·26 = 28530 кгс.

Левый скип загруженный

$S_1^{бл}$ = 27830 + 18500 + 15000 = 60830 кгс;

$S_1^{пр}$ = 28530 + 18500 + 15000 = 61650 кгс;

$S_2^{бл} = 28330 + 18000 = 46330$ кгс;

$S_2^{нл} = 27330 + 18000 = 45330$ кгс;

$\Delta S^{бл} = 60830 - 46330 = 14500$ кгс;

$\Delta S^{нл} = 61830 - 45330 = 16500$ кгс;

Правый скип груженый:

$S_1^{бп} = 27330 + 18000 + 15000 = 60330$ кгс;

$S_1^{нп} = 28330 + 18000 + 15000 = 61330$ кгс;

$S_2^{бп} = 28330 + 18500 = 46830$ кгс;

$S_2^{нп} = 27330 + 18500 = 45830$ кгс;

$\Delta S^{бп} = 60330 - 46830 = 13500$ кгс;

$\Delta S^{нп} = 61330 - 45830 = 15500$ кгс;

Приведенные веса: $G = \frac{36000}{9} = 4000$ кгс;

$G_п = \frac{I}{16}(192000 + 168000) = 22500$ кгс;

$P = 22500 + 4000 + 32330 + 46330 = 125660$ кгс;

$P_0 = 125660 - 15000 = 120660$ кгс.

Остальные расчетные параметры сведены в табл.П.5.1.

Таблица П.5.1

Критерий	Обозначение	Левый сосуд груженый: вверху	Левый сосуд груженый: внизу	Правый сосуд груженый: вверху	Правый сосуд груженый: внизу
К - критерий	S_1	60830	61830	60330	61330
	S_2	46330	45330	46830	45830
	ΔS	14500	16500	13500	16500
	$a_{вс}/a$	0,3084	0,3278	0,2909	0,3095
	$a_{он}/a$	0,3095	0,2909	0,3278	0,3084
	$a_п/a$	0,4282	0,4411	0,4113	0,4261
	$a_с/a$	0,1860	0,1684	0,1994	0,1816
	$F_{ос}$	37094	37335	36018	36222
	$F_{оп}$	36222	36018	37335	37094
	$F_п$	42727	42727	41477	41451
	$F_с$	39365	39011	40154	39769
	F_{max}		36018		
	$F_н$	-	36937	-	35978
	F_{min}		36737		

Так как $F_{max} < F_{min}$, то тормозную систему невозможно настроить таким образом, чтобы во всех режимах гарантировалось отсутствие скольжения канатов, а при спуске расчетного груза обеспечивалось бы замедление $[a_t] = 1{,}5$ м/с^2. В этом случае, пользуясь рекомендацией п.П.58, тормозная система рассчитывается на замедление при спуске груза $[a] = 1{,}0$ м/с^2. При этом $F_{min} = \frac{1{,}0}{9{,}81}$ 185080 + + 16500 = 30329 кгс, и

$$M_{расч.} = (36018 + 30329)\frac{4}{2} = 66347 \text{ кгс.м.}$$

Так как $M_{ст} = \frac{1}{2} \cdot 16500 = 33000$ кгс.м, и $M_{ст} = \frac{66347}{3}$,

то принимается $M_{гр} = 3.33000 = 99000$ кгс.м.

П 5.9.2. Односкиповая подъемная установка с машиной МК 4х4, установленной в башенном копре.

Исходные данные для расчета:

$H_п = 790$ м; $\ell_1 = 59$ м; $\ell_2 = 15$ м; $q_{гк} = 27$ кгс/м; $q_{ук} = 28$ кгс/м;
$D_б = 4$ м; $D_{шк} = 8$ м; $Q_{ст} = 19000$ кгс; $Q_{гр2} = Q_{пр} = 27250$ кгс;
$Q_{гр} = 15500$ кгс; $GD^2_м = 192000$ кгс м^2; $GD^2_{шк} = 54000$ кгс м^2;
$GD^2_{рад} = 35000$ кгс м^2; $i = 10$; $GD^2_у = 1550$ кгс м^2; отклоняющий шкив со стороны скипа.

Расчет основных параметров подъемной установки:

$\gamma = 2{,}86$; $S_{ст} = 59.27 + (790+15)\ 28 = 24133$ кгс;

$S_{ст} = (790 + 59)\ 27 + 15.28 = 23343$ кгс;

$S_1^{бл} = 24133 + 19000 + 16500 = 59633$ кгс;

$S_1^{нл} = 23343 + 19000 + 16500 = 58843$ кгс;

$S_2^{бл} = 23343 + 27250 = 50593$ кгс;

$S_2^{нл} = 24133 + 27250 = 51383$ кгс;

$\Delta S^{бл} = 59633 - 50593 = 9040$ кгс;

$\Delta S^{нл} = 7460$ кгс.

Приведенные веса:

$$G_т = \frac{54000}{9} = 6000 \text{ кгс;}$$

$$C_л = \frac{1}{16}(192000 + 35000 + 2.10^2\ 1550) = 33562 \text{ кгс;}$$

$P = 33562 + 6000 + 59633 + 50593 = 149788$ кгс;

$P_д = 149788 - 16500 = 133288$ кгс.

Остальные расчетные параметры сведены в табл. П.5.2.

Таблица П.5.2

Критерий	Обозначение	Сосуд вверху	Сосуд внизу
	S_1	59633	58848
	S_2	50593	51388
	ΔS	9040	7460
	a_{oc}/q	0,2329	0,2181
	a_{on}/q	0,3796	0,3934
	a_n/q	0,3715	0,3600
	a_c/q	0,2418	0,2548
	F_{oc}	38506	36116
К- критерий	F_{on}	43138	43390
	F_n	40607	42300
	F_c	46265	45684
	F_{max}	38116	
	F_n, F_{on}	27840	30368
	F_{min}	30369	

Расчетный тормозной момент:

$M_{расч} = (30369 + 38116)\frac{4}{6} = 68485$ кгс м.

Так как $M_{cm} = \frac{4}{2}\,5040 = 18080$ кгс м и $M_{cm} \leq \frac{68485}{3}$, то принимается $M_{зр} = 68485$ кгс.м.

Приложение 6.

ПРОВЕРОЧНЫЙ РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ НА ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ

П.6.I. Расчетные данные.

а) Для семипериодной диаграммы.

Продолжительность периода первоначального ускоренного хода, а также периода замедления в конце движения (при отопорении):

$$t_1 = \frac{V_1}{a_1}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.I)}$$

$$t_7 = \frac{V_2}{a_4}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.2)}$$

Путь в период первоначального ускоренного хода, а также при замедлении в конце движения:

$$h_1 = \frac{a_1 t_1^2}{2}, \text{ м} \qquad \text{(П.6.3)} \qquad h_7 = \frac{a_4 t_7^2}{2}, \text{ м} \qquad \text{(П.6.4)}$$

Путь в период первоначального равномерного хода, а также в период равномерного хода перед отопорением:

$$h_2 = h_{кр} - h_1, \text{ м} \qquad \text{(П.6.5)} \qquad h_6 = h_{кр} - h_7, \text{ м} \qquad \text{(П.6.6)}$$

Период первоначального равномерного хода, а также период равномерного хода перед отопорением:

$$t_2 = \frac{h_2}{V_1}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.7)} \qquad t_6 = \frac{h_6}{V_2}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.8)}$$

Продолжительность периода основного ускоренного хода:

$$t_3 = \frac{[V_{доп}] - V_1}{a_2}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.9)}$$

Путь, пройденный в период основного ускоренного хода:

$$h_3 = \frac{[V_{доп}] + V_1}{2} t_3, \text{ м} \qquad \text{(П.6.I0)}$$

Продолжительность периода основного замедления:

$$t_5 = \frac{[V_{доп}] - V_2}{a_3}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.II)}$$

Путь, пройденный в период основного замедления:

$$h_5 = \frac{[V_{доп}] + V_2}{2} \cdot t_5, \text{ с} \qquad \text{(П.6.I2)}$$

Путь, пройденный скипом в период равномерного хода при максимально допустимой скорости:

$$H_p = H_n - (h_1 + h_2 + h_3 + h_5 + h_6 + h_7), \text{ м} \qquad \text{(П.6.13)}$$

Продолжительность периода равномерного хода при максимально допустимой скорости:

$$T_p = \frac{H_p}{[V_{доп}]}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.14)}$$

б) Для неотпериодной диаграммы.

Продолжительность периода ускоренного хода при выходе скипа на разгрузочных кривых:

$$t_1 = \frac{2h_1}{V_1'}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.15)}$$

Продолжительность периода основного ускорения:

$$t_2 = \frac{[V_{доп}] - V_1}{a_2}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.16)}$$

Путь, пройденный в период основного ускорения:

$$h_2 = \frac{[V_{доп}] + V_1}{2} \cdot t_2, \text{ м} \qquad \text{(П.6.17)}$$

Продолжительность периода основного замедления:

$$t_4 = \frac{[V_{доп}] - V_2}{a_3}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.18)}$$

Путь, пройденный в период основного замедления:

$$h_4 = \frac{[V_{доп}] + V_2}{2} \cdot t_4, \text{ м} \qquad \text{(П.6.19)}$$

Продолжительность отопорения:

$$t_6 = \frac{V_2}{a_4}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.20)}$$

Путь отопорения:

$$h_6 = \frac{a_4 \cdot t_6^2}{2}, \text{ м} \qquad \text{(П.6.21)}$$

Путь равномерного движения скипа в разгрузочных кривых

$$h_5 = h_{кр} - h_6, \text{ м} \qquad \text{(П.6.22)}$$

Продолжительность хода скипа:

$$t_5 = \frac{h_5}{V_2}, \text{ с} \qquad \text{(П.6.23)}$$

Путь, пройденный скипом в период равномерного хода при максимально допустимой скорости:

$$H_р = H_п - (h_1 + h_2 + h_4 + h_5 + h_6), \text{ м} \qquad (П.6.24)$$

Продолжительность периода равномерного хода при максимально допустимой скорости:

$$T_р = \frac{H_р}{[V_{доп}]}, \text{ с}$$

П.6.2. Приведенный вес подъемной установки.

Приведенный вес подъемной машины:

$$G_б = \frac{GD^2_{б\,маш}}{D^2_б}, \text{ кгс} \qquad (П.6.25)$$

где $GD^2_{б\,маш}$ – маховый момент машины (без редуктора, электродвигателей, канатов и копровых шкивов), кгс.м^2; определяется по табл.П.4.

Приведенный вес направляющих (отклоняющих) копровых шкивов:

$$G_{шк} = n_{шк}\frac{GD^2_{шк}}{D^2_д}, \text{ кгс} \qquad (П.6.26)$$

где $GD^2_{шк}$ – маховый момент копрового шкива, кгс.м^2; определяется по табл.П.4.

$n_{шк}$ – количество направляющих (отклоняющих) шкивов :

Приведенный вес ротора электродвигателя:

– для редукторного электропривода:

$$G_{рот} = n_{дв}\frac{GD^2_{рот}}{D^2_б}\cdot i^2, \text{ кгс} \qquad (П.6.27)$$

где $GD^2_{рот}$ – маховый момент ротора электродвигателя, кгс.м^2; определяется по табл.П.4.

$n_{дв}$ – число одновременно работающих электродвигателей;

i – передаточное отношение.

– для безредукторного электропривода

$$G_{рот} = n_{дв}\frac{GD^2_{рот}}{D^2_б}, \text{ кгс} \qquad (П.6.28)$$

Приведенный вес редуктора:

$$G_{ред} = \frac{GD^2_{ред}}{D^2_б}, \text{ кгс} \qquad (П.6.29)$$

где $GD^2_{ред}$ – маховый момент редуктора, кгс.м^2; определяется по табл.П.4.

Вес поступательно движущихся частей (уравновешенная система):

- для двухскипового подъема

$$G_{пост} = Q_{гр} + 2Q_{м} + n_{гк} \cdot q_{гк} L_{гк} + n_{ук} \cdot q_{ук} \cdot L_{ук}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.30})$$

- для односкипового с противовесом

$$G_{пост} = Q_{гр} + Q_{м} + Q_{прот} + n_{гк} q_{гк} L_{гк} + n_{ук} q_{ук} L_{ук}, \quad (\text{П.6.31})$$
кгс

Вес поступательно движущихся частей (неуравновешенная система).

- для двухскипового подъема

$$G_{пост} = Q_{гр} + 2Q_{м} + n_{гк} \cdot q_{гк} \cdot L_{гк}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.32})$$

- для односкипового подъема в условиях подъема груженого скипа

$$G_{пост} = Q_{гр} + Q_{м} + Q_{прот} + n_{гк} q_{гк} L_{гк}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.33})$$

- для односкипового подъема в условиях подъема противовеса:

$$G'_{пост} = Q_{м} + Q_{прот} + n_{гк} \cdot q_{гк} \cdot L_{гк}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.34})$$

П.6.3. Масса движущихся элементов подъемной системы, приведенная к окружности навивки:

при подъеме груза

$$M = \frac{\Sigma G}{g}, \frac{\text{кгс} \cdot \text{с}^2}{\text{м}} \quad (\text{П.6.35})$$

при подъема противовеса

$$M' = \frac{\Sigma G'}{g}, \frac{\text{кгс} \cdot \text{с}^2}{\text{м}} \quad (\text{П.6.36})$$

где $g = 9{,}81 \text{ м/с}^2$

$$\Sigma G = G_{б} + G_{шк} + G_{рам} + G_{ред} + G_{пост}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.37})$$

$$\Sigma G' = G_{б} + G_{шк} + G_{рам} + G_{ред} + G'_{пост}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.38})$$

П.6.4. Расчет движущихся усилий на окружности органа навивки.

П.6.4.I. Для уравновешенной системы односкипового с противовесом многоканатного (одноканатного) подъема (шестипериодная диаграмма)

а) При подъеме скипа.

Усилия в начале и в конце периода первоначального ускорения при движении скипа в разгрузочных кривых:

$$F_1 = F_2 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + M_{a_1}\ ,\ кгс \qquad (П.6.39)$$

Усилия в начале и в конце периода основного ускорения:

$$F_3 = F_4 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + M_{a_2}\ ,\ кгс \qquad (П.6.40)$$

Усилия в начале и в конце периода равномерной скорости:

$$F_5 = F_6 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2}\ ,\ кгс \qquad (П.6.41)$$

Усилия в начале и в конце основного замедления:

$$F_7 = F_8 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} - M\cdot a_3\ ,\ кгс \qquad (П.6.42)$$

Усилие в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_9 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2}\ ,\ кгс \qquad (П.6.43)$$

Усилие в конце периода дотяжки груженого скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{10} = 0{,}85\frac{Q_{гр}}{2}\ ,\ кгс \qquad (П.6.44)$$

Усилия в конце подъема:

$$F_{11} = F_{12} = 0{,}6\frac{Q_{гр}}{2} - M_{a_4}\ ,\ кгс \qquad (П.6.45)$$

б) При подъеме противовеса.

Усилия в начале и в конце периода ускоренного подъема в разгрузочных кривых:

$$F_1' = F_2' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + M'_{a_1}\ ,\ кгс \qquad (П.6.46)$$

Усилия в начале и в конце периода основного ускорения:

$$F_3' = F_4' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + M'_{a_2}\ ,\ кгс \qquad (П.6.47)$$

Усилия в начале и в конце периода равномерной скорости:

$$F_5' = F_6' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2}\ ,\ кгс \qquad (П.6.48)$$

Усилия в начале и в конце основного замедления:

$$F_7' = F_8' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} - M'_{a_3}\ ,\ кгс \qquad (П.6.49)$$

Усилия в начале и в конце периода дотяжки противовеса при рав-

номерном движении с малой скоростью:

$$F_9' = F_{10}' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2}, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.50})$$

Усилия в конце подъема противовеса:

$$F_{11}' = F_{12}' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} \cdot M_{a_3}', \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.51})$$

П.6.4.2. Для неуравновешенной системы односкипового с противовесом одноканатного подъема (шестипериодная диаграмма).

а) Для подъема скипа.

Усилие в начале подъема:

$$F_1 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}H_п + M_{a_1}, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.52})$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}(H_п - 2h_1) + M_{a_1}, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.53})$$

Усилие в начале периода основного ускорения:

$$F_3 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}(H_п - 2h_1) + Ma_2, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.54})$$

Усилие в конце периода основного ускорения:

$$F_4 = 1{,}15Q_{гр} + q_{гк}[H_п - 2(h_1 + h_2)] + Ma_2, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.55})$$

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_5 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}[H_п - 2(h_1 + h_2)], \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.56})$$

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_6 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}[H_п - 2(h_1 + h_2 + H_р)], \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.57})$$

Усилие в начале периода основного замедления:

$$F_7 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}[H_п - 2(h_1 + h_2 + H_р)] \cdot Ma_3, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.58})$$

Усилие в конце периода основного замедления:

$$F_8 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}[H_п - 2(h_1 + h_2 + H_р + h_4)] \cdot Ma_3, \text{ кгс} \qquad (\text{П.6.59})$$

Усилие в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_9 = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + H_р + h_4\right)\right],\ кгс \qquad (П.6.60)$$

Усилие в конце периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{10} = 0{,}85\frac{Q_{гр}}{2} - q_{гк}\left(H_п - 2\cdot 0{,}5\right),\ кгс \qquad (П.6.61)$$

Усилия в конце подъема скипа:

$$F_{11} = F_{12} = 0{,}6\frac{Q_{гр}}{2} - q_{гк}H_п - M\cdot a_4,\ кгс \qquad (П.6.62)$$

б) При подъеме противовеса.

Усилие в начале подъема:

$$F_1' = 1{,}15\frac{Q_{пр}}{2} + q_{гк}H_п + M'a_1,\ кгс \qquad (П.6.63)$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left(H_п - 2h_1\right) + M'\cdot a_1,\ кгс \qquad (П.6.64)$$

Усилие в начале периода основного ускорения:

$$F_3' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left(H_п - 2h_1\right) + M'\cdot a_2,\ кгс \qquad (П.6.65)$$

Усилие в конце периода основного ускорения:

$$F_4' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2\right)\right] + M'\cdot a_3,\ кгс \qquad (П.6.66)$$

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_5' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2\right)\right],\ кгс \qquad (П.6.67)$$

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_6' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + H_р\right)\right],\ кгс \qquad (П.6.68)$$

Усилие в начале периода основного замедления:

$$F_7' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + H_р\right)\right] - M'a_3,\ кгс \qquad (П.6.69)$$

Усилие в конце периода основного замедления:

$$F_8' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + H_р + h_4\right)\right] - M'\cdot a_3,\ кгс \qquad (П.6.70)$$

Усилие в начале периода дотяжки при равномерном движении:

$$F_9' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + H_р + h_4\right)\right],\ кгс \qquad (П.6.71)$$

Усилия в конце периода дотяжки при равномерном движении:

$$F_{10}' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} - q_{гк}\left(H_п - 2 \cdot 0{,}5\right),\ кгс \qquad (П.6.72)$$

Усилия в конце подъема противовеса:

$$F_{11}' = F_{12}' = 1{,}15\frac{Q_{гр}}{2} - q_{гк}H_п - M' a_4,\ кгс \qquad (П.6.7$$

П.6.4.3. Для уравновешенной системы двухконцевого многоканатного (одноканатного) подъема (семипериодная диаграмма).

Усилия в начале и в конце периода первоначального ускоренного хода:

$$F_1 = F_2 = 1{,}15Q_{гр} + M \cdot a_1,\ кгс \qquad (П.6.74)$$

Усилия в начале и в конце периода первоначального равномерного хода:

$$F_3 = F_4 = 1{,}15Q_{гр},\ кгс \qquad (П.6.75)$$

Усилия в начале и в конце периода основного ускорения:

$$F_5 = F_6 = 1{,}15 \cdot Q_{гр} + M \cdot a_2,\ кгс \qquad (П.6.76)$$

Усилия в начале и в конце периода равномерной скорости:

$$F_7 = F_8 = 1{,}15Q_{гр},\ кгс \qquad (П.6.77)$$

Усилия в начале и в конце периода основного замедления:

$$F_9 = F_{10} = 1{,}15Q_{гр} - M \cdot a_3,\ кгс \qquad (П.6.78)$$

Усилия в начале и в конце периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{11} = F_{12} = 1{,}15 \cdot Q_{гр},\ кгс \qquad (П.6.79)$$

Усилия в конце подъема:

$$F_{13} = F_{14} = 0{,}6\,Q_{гр} - M \cdot a_4,\ кгс \qquad (П.6.80)$$

П.6.4.4. Для неуравновешенной системы двухконцевого одноканатного подъема (семипериодная диаграмма)

Усилие в начале подъема:

$$F_1 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}H_п + M \cdot a_1,\ кгс \qquad (П.6.81)$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left(H_п - 2h_1\right) + M \cdot a_1 \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.82)}$$

Усилие в начале равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_3 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left(H_п - 2h_1\right) \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.83)}$$

Усилие в конце равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_4 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2\right)\right] \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.84)}$$

Усилие в начале основного ускорения:

$$F_5 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2\right)\right] + M \cdot a_2 \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.85)}$$

Усилие в конце основного ускорения:

$$F_6 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3\right)\right] + M \cdot a_2 \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.86)}$$

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_7 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3\right)\right] \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.87)}$$

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_8 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3 + H_р\right)\right] \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.88)}$$

Усилие в начале основного замедления:

$$F_9 = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3 + H_р\right)\right] - M \cdot a_3 \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.89)}$$

Усилие в конце основного замедления:

$$F_{10} = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3 + H_р + h_5\right)\right] - M \cdot a_3 \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.90)}$$

Усилие в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{11} = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3 + H_р + h_5\right)\right] \text{ , кгс} \qquad \text{(П.6.91)}$$

Усилие в конце периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{12} = 0{,}85 Q_{гр} - q_{гк}\left(H_п - 2 \cdot 0{,}5\right), \quad кгс \qquad (П.6.92)$$

Усилие в начале стопорения:

$$F_{13} = 0{,}6 Q_{гр} - q_{гк}\left(H_п - 2 \cdot 0{,}5\right) - M \cdot a_4, \quad кгс \qquad (П.6.93)$$

Усилие в конце подъема:

$$F_{14} = 0{,}6 Q_{гр} - q_{гк} H_п - M \cdot a_4, \quad кгс \qquad (П.6.94)$$

П.6.4.5. Сумма произведений квадратичных усилий на время периода, в течение которого они создаются.

а) Для односкиповой с противовесом многоканатной (одноканатной) подъемной установки (шестипериодная диаграмма):

- уравновешенная система

$$\Sigma F^2 t = F_1^2 t + F_3^2 t_2 + F_5^2 T_р + F_7^2 t_4 + \left(F_9^2 + F_{10}^2\right)\frac{t_5}{2} +$$
$$+ F_{11}^2 t_6 + \left(F_1'\right)^2 \cdot t_1 + \left(F_3'\right)^2 \cdot t_2 + \left(F_5'\right)^2 \cdot T_р + \left(F_7'\right)^2 \cdot t_4 +$$
$$+ \left(F_9'\right)^2 \cdot t_5 + \left(F_{11}'\right)^2 \cdot t_6, \quad кгс^2 \cdot с \qquad (П.6.95)$$

- неуравновешенная система

$$\Sigma F^2 t = \left(F_1^2 + F_2^2\right)\frac{t_1}{2} + \left(F_3^2 + F_4^2\right)\frac{t_2}{2} + \left(F_5^2 + F_5 \cdot F_6 + F_6^2\right)\frac{T_р}{3} +$$
$$+ \left(F_7^2 + F_8^2\right)\frac{t_4}{2} + \left(F_9^2 + F_{10}^2\right)\frac{t_5}{2} + \left(F_{11}^2 + F_{12}^2\right)\frac{t_6}{2} +$$
$$+ \left(F_1'^2 + F_2'^2\right)\frac{t_1}{2} + \left(F_3'^2 + F_4'^2\right)\frac{t_2}{2} + \left(F_5'^2 + F_5' F_6' + F_6'^2\right)\frac{T_р}{3} +$$
$$+ \left(F_7'^2 + F_8'^2\right)\frac{t_4}{2} + \left(F_9'^2 + F_{10}'^2\right)\frac{t_5}{2} + \left(F_{11}'^2 + F_{12}'^2\right)\frac{t_6}{2}, \quad кгс^2 \cdot с \qquad (П.6.96)$$

б) Для двухскиповой многоканатной (одноканатной) подъемной установки (семипериодная диаграмма)

- уравновешенная система

$$\Sigma F^2 t = F_1^2 t_1 + F_3^2 t_2 + F_5^2 t_3 + F_7^2 T_р + F_9^2 t_5 +$$
$$+ F_{11}^2 t_6 + F_{13}^2 t_7, \quad кгс^2 \cdot с \qquad (П.6.97)$$

- неуравновешенная система

$$\Sigma F^2 t = \left(F_1^2 + F_2^2\right)\frac{t_1}{2} + \left(F_3^2 + F_3 \cdot F_4 + F_4^2\right)\frac{t_2}{3} +$$

$$+\left(F_8^2+F_6^2\right)\frac{t_3}{2}+\left(F_7^2+F_7F_8+F_8^2\right)\frac{t_4}{3}+$$
$$+\left(F_9^2+F_{10}^2\right)\frac{t_5}{2}+\left(F_{11}^2+F_{11}F_{12}+F_{12}^2\right)\frac{t_6}{3}+$$
$$+\left(F_{13}^2+F_{14}^2\right)\frac{t_7}{2}\ ,\ кгс^2\cdot с \qquad (П.6.98)$$

6.5. Эквивалентная продолжительность цикла.

6.5.1. Для односкиповой с противовесом многоканатной (одноканатной) подъёмной установки (шестипериодная диаграмма):
-при асинхронном электроприводе

$$T_{эфф}=0{,}5\left[2\left(t_1+t_2+t_4+t_5+t_6\right)\right]+2T_p+0{,}25\cdot 2t_n\ ,\ с \qquad (П.6,99)$$

-при электроприводе постоянного тока

$$T_{эфф}=2\left(t_1+t_2+t_4+t_5+t_6\right)+2T_p+2t_n\ ,\ с \qquad (П.6.100)$$

6.5.2. Для двухскиповой многоканатной (одноканатной) подъёмной установки (семипериодная диаграмма):

$$T_{эфф}=0{,}5\left[2\left(t_1+t_2+t_3+t_5+t_6+t_7\right)\right]+$$
$$+2T_p+0{,}25\cdot 2t_n\ ,\ с \qquad (П.6.101)$$

при электроприводе постоянного тока

$$T_{эфф}=2\left(t_1+t_2+t_3+t_5+t_6+t_7\right)+2T_p+2t_n\ ,\ с \qquad (П.6.102)$$

эффективное движущееся усилие на окружности навивки

$$F_{эфф}=\sqrt{\frac{\sum F^2\cdot t}{T_{эфф}}}\ ,\ кгс \qquad (П.6.103)$$

6.7. Величина допускаемого перегруза в период пуска

$$\gamma=\frac{F_{max}}{F_{эфф}}\ . \qquad (П.6.104)$$

где F_{max} - наибольшее в течение цикла усилие по диаграмма движущихся усилий, кгс.

Выбрав двигатель по табл. П.4.7.П.4 производится проверка его перегрузочной способности:
для двигателей постоянного тока $\gamma=2{,}1-2{,}3$
для асинхронных двигателей $\gamma=1{,}9-2{,}1$

Расчет контрольного примера определения производительности скипового подъема и затрат на осуществление мероприятий по ее повышению

Скиповой комплекс шахты состоит из двух подъемных установок, работающих в одном стволе (рис.П.7.1). В сечении ствола размещены четыре скипа грузоподъемностью 8 т (рис.П.7.2).

Ствол служит для выдачи угля с горизонтов 204 м и 561 м.

Необходимо произвести расчет производительности подъемной установки, работающей по выдаче угля с горизонта 561 м (северный раздел армировки ствола), а также разработать мероприятия по увеличению ее производительности до 9000 т/сутки с учетом того, что скипы будут использованы как для выдачи угля, так и породы. И при этом определить затраты на осуществление мероприятий.

Таблица П.7.1

Исходные данные для расчета

Наименование параметров	Обозначение	Единица измерения	Значение
1	2	3	4
I. Эксплуатационно-технологические параметры.			
I.I. Фактическая суточная производительность шахты по выдаче горной массы с горизонта 561 м	$И_{сут.ф}$	т/сутки	4000
I.2. Требуемая суточная производительность шахты по выдаче горной массы с горизонта 561 м	$И_{сут.тр}$	т/сутки	9000
I.3. Глубина ствола	$Н_{ст}$	м	606
2. Нормативно-технические параметры.			
2.I. Число выходных дней в течение года	$Т_{вых}$	дни	52
2.2. Число праздничных дней в течение года	$Т_{пр}$	дни	10
2.3 Затраты времени на техническое оборудование и ремонт подъемного комплекса, требующие целосуточной остановки	$Т_{нп}$	дни	46

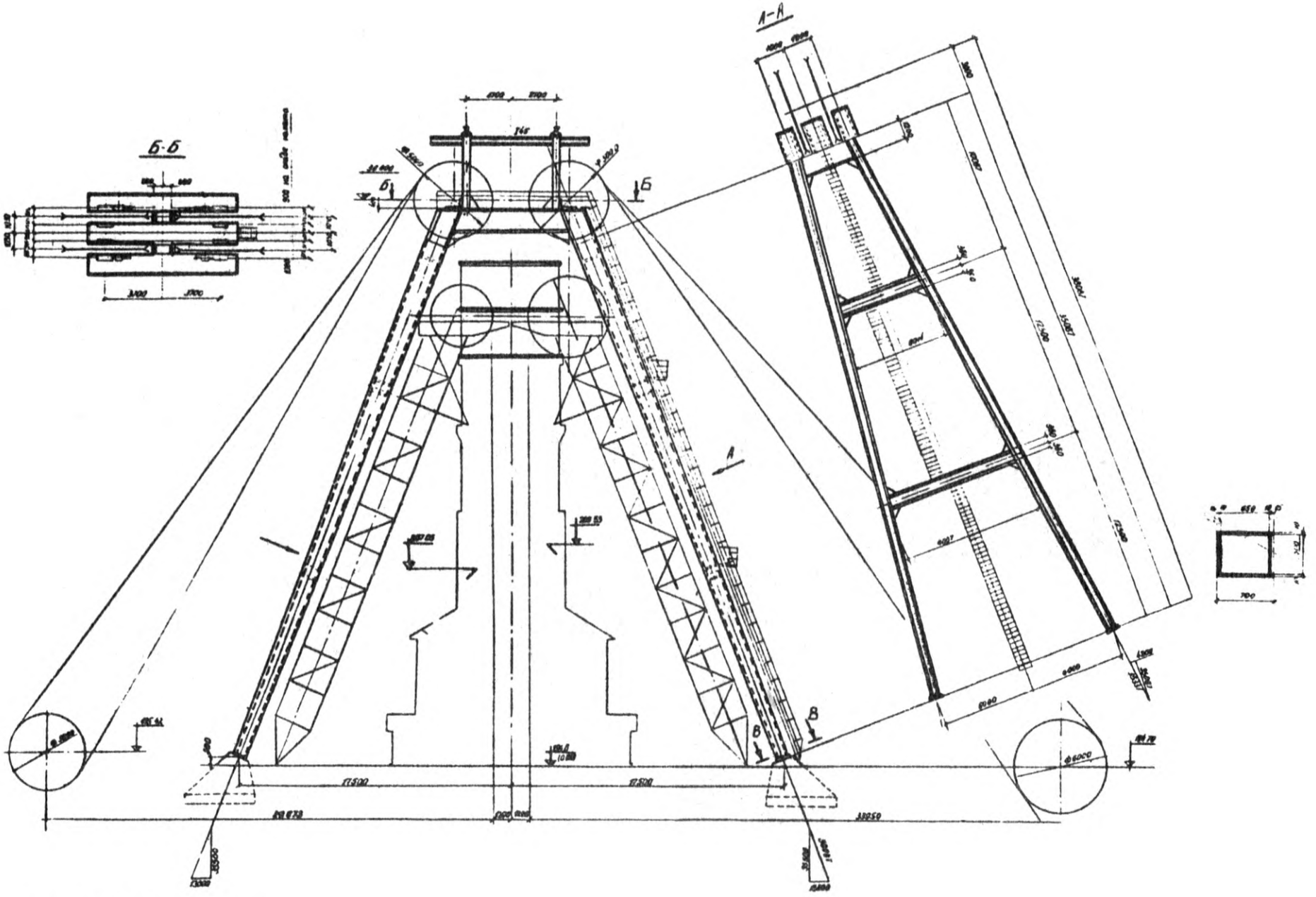


Рис. П.7.I. Схема подъема

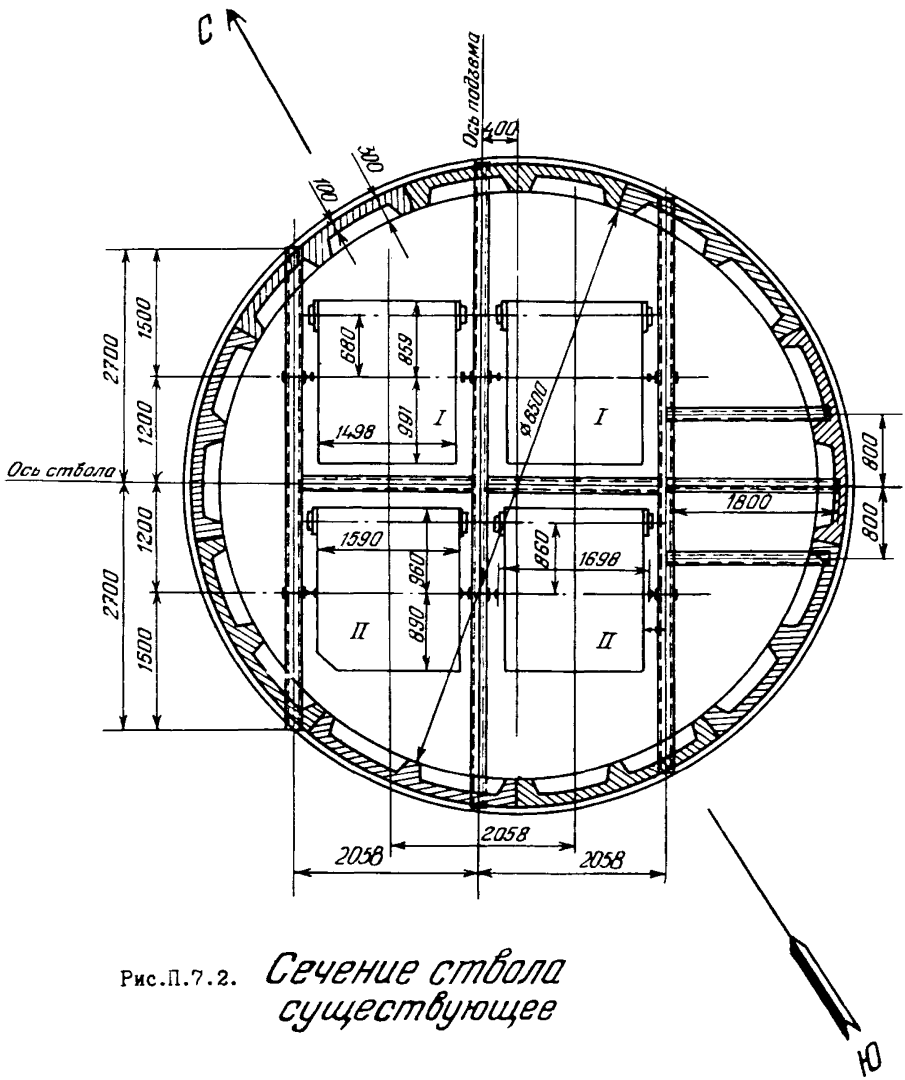


Рис.П.7.2. Сечение ствола существующее

I	2	3	4
2.4. Затраты времени на ремонт крепления ствола, требующий целосуточной остановки подъема	$T_{кр}$	дни	I0
2.5. Число смен по добыче угля	$n_{см}$	смен	3
2.6. Продолжительность ежесменного технического обслуживания	$t_{см}$	мин	90
3.7. Допустимое значение отношения диаметра барабана подъемной машины к диаметру головного каната	$[\rho]$		80
2.8. Предельно допустимое временное сопротивление проволок каната на разрыв	$[\sigma_в]$	кгс/мм^2	I60
2.9. Кинематические параметры			
2.9.I. Основное ускорение скипа вне разгрузочных кривых	a_2	м/с^2	0,75
2.9.2. Основное замедление скипа	a_3	м/с^2	0,75
2.9.3. Ускорение в начале движения	a_1	м/с^2	0,3
2.9.4. Замедление при отсторенах	a_4	м/с^2	0,3
2.9.5. Скорость выхода скипов из разгрузочных кривых	V_1	м/с	I,2
2.9.6. Скорость в хода в разгрузочные кривые	V_2	м/с	0,5
3. Геометрические параметры			
3.I. Высота копра	$H_к$	м	29
3.2. Высота переподъема	$h_{пп}$	м	2,5
3.3. Расстояние по вертикали от нулевой отметки до верхней кромки приемного бункера	$h_{разгр}$	м	I4
3.4. Расстояние по вертикали от отметки откаточного горизонта до нижней кромки загрузочного бункера	$h_{загр}$	м	I2
3.5. Превышение уровня разгрузочного лотка скипа над верхней кромкой приемного бункера	Δ_1	м	0,35

Продолжение таблицы П.7.1

1	2	3	4
3.6. Превышение уровня нижней кромки загрузочного бункера над загрузочным окном ствола	A_2	м	0,35
3.7. Глубина отвала до откаточного горизонта	$H_ш$	м	561
4. Параметры подъемной машины.			
4.1. Тип подъемной машины	2П4х1,8		
4.2. Диаметр барабана	$D_б$	м	4,0
4.3. Ширина барабана	B	м	1,8
4.4. Максимально допустимый шаг нарезки	$[t_{нар}]$	мм	52
4.5. Максимально допустимый диаметр головного каната	$[d_{гк}]$	мм	48
4.6. Минимально допустимое передаточное отношение редуктора	$[i]$		10,5
4.7. Максимально допустимое число оборотов электродвигателя	$[n_{дв}]$	об/мин	500
4.8. Максимально допустимое значение статического натяжения головного каната	$[S]$	кгс	22000
4.9. Максимально допустимая разность статических натяжений головных канатов	$[\Delta S]$	кгс	14700
4.10. Маховой момент инерции вращающихся элементов машины, приведенный к коренному валу	$(GD^2)_м$	кгс.м^2	360000
4.11. Регламентированный объем здания подъемной машины	$[V_{дб}]$	м^3	8500
5. Параметры электродвигателя.			
5.1. Тип	ДАЗ-2906-16		
5.2. Количество			1
5.3. Мощность	$N_{дб}$	кВт	1000
5.4. Число оборотов	$n_{дб}$	об/мин	375
5.5. Коэффициент перегрузочной способности электродвигателя	γ		2,2
5.6. Маховый момент инерции ротора электродвигателя	$(GD^2)_{дб}$	кгс.м^2	9200

I	2	3	4
6. Параметры редуктора			
6.I. Тип	2Ц0-I8		
6.2. Максимально допустимый крутящий момент на тихоходном валу редуктора	$[M_{кр}]$	кгс.м	32000
6.3. Максимально допустимое число оборотов моторного вала редуктора	$[n_{ред}]$	об/мин	500
6.4. Минимально допустимое передаточное число редуктора	$[i]$		I0,5
6.5. Маховый момент инерции вращающихся элементов редуктора, приведенный к его тихоходному валу	$(GD^2)_р$	кгс.м^2	90000
7. Параметры головных канатов			
7.I. ГОСТ	ГОСТ 7668-80		
7.2. Диаметр головного каната	$d_{гк}$	мм	53
7.3. Вес I погонного метра	$q_{гк}$	кгс/м	4,I5
7.4. Разрывное усилие каната	$Q_{сум}$	кгс	660000
8. Параметры копровых шкивов.			
8.I. Тип шкива	ШК-4		
8.2. Диаметр шкива	$D_{к.шк}$	м	4,0
8.3. Максимально допустимый диаметр головного каната	$[d_{к.шк}]$	мм	47,5
8.4. Максимально допустимое усилие на шкиве	$[Q_{к.шк}]$	кгс	I52000
8.5. Маховый момент инерции направляющего шкива, приведенный к собственной оси вращения	$(GD^2)_{К.шк}$	кгс.м^2	34200
9. Параметры скипов			
9.I. Тип скипа	2СН9,5-I		
9.2. Вместимость скипа	$Q_м$	м^3	9,5
9.3. Грузоподъемность скипа	$Q_{гр}$	кгс	8050
9.4. Вес скипа с прицепным устройством	$Q_с$	кгс	I0200
9.5. Общий вес скипа с грузом	$Q_к$	кгс	I8760
9.6. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, перпендикулярной плоскости проводников	$A_с$	м	1,85

1	2	3	4
9.7. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, параллельной плоскости проводников	B_c	м	I,54
9.8. Высота скипа без прицепного устройства	h_c^1	м	5,8
9.9. Высота скипа с прицепным устройством	h_c	м	8,7
9.I0. Общая пауза на загрузку разгрузку скипа	$t_п$	с	I0
9.II. Моменты инерции груженого скипа:			определяются расчетом согласно приложению 3
- относитель о центральной горизонтальной оси, перпендикулярной плоскости проводников	J_φ	кгс.м^2	
- относительно центральной горизонтальной оси, лежащей в плоскости проводников	J_ψ	кгс.м^2	-"-
- относительно центральной вертикальной оси	J_θ	кгсм.с^2	-"-
9.I2. Мультипликаторы частот поворотных колебаний:			
лобовых	λ_φ^2		3,I0I
боковых	λ_ψ^2		3,I43
в горизонтальной плоскости	λ_θ^2		I,597
9.I3. Расстояние по вертикали между жесткими направляющими	$L_{нап}$	см	II90
I0. Параметры схемы армировки.			
I0.I. Шаг армировки	$h_{ар}$	см	4I7
I0.2. Ширина колеи	$S_к$	см	200
I0.3. Расстояние от оси подвески до плоскости, проходящей через лобовые поверхности проводников (односторонних)	$S_{под}$	см	99
I0.4. Материал крепи	бетон		
I0.5. Проводники			
I0.5.I. Тип	Р38		
I0.5.2. Моменты инерции: лобовой	$J_л$	см^4	I222

I	2	3	4
боковой	$J_б$	$см^4$	209
I0.5.3. Площадь сечения	$F_{пр}$	$см^2$	49.I
I0.5.4. Взнос согласно требованиям ПБ	$\delta_л = \delta_б$	см	0,0
I0.6. Расстрелы			
I0.6.I. Тип	двутавр.	№ 24	
I0.6.2. Момент инерции	$J_ч$	$см^4$	3800
I0.6.3. Площадь сечения	$F_р$	$см^2$	37,5
I0.6.4. Фактический взнос	$\delta_р$	см	0,0I
I0.6.5. Глубина заделки концов расстрелов в крепь ствола	$t_ф$	см	50
II. Объемы, выполняемых работ при *модернизации* опалубки подъема[x])			
II.I. Строительные работы			
II.I.I. Объем, разрабатываемого котлована под установку копра	$V_к$	$м^3$	I20
II.I.2. Объем устраиваемого фундамента под копер	$V_ф$	$м^3$	II0
II.I.3. Объем разбираемой кирпичной стены здания подъемной машины	$V_{р.с.}$	$м^3$	33,3
II.I.4. Объем разбираемого фундамента здания подъемной машины	$V_{р.ф.}$	$м^3$	I50
II.I.4. Объем устанавливаемого фундамента под редуктор и электродвигатель	$V_{у.ф.}$	$м^3$	I80
I.I.5. Строительный объем пристройки к зданию подъемной машины	$V_{пр}$	$м^3$	2600
II.I.6. Площадь устраиваемых полов	$S_{пол}$	$м^2$	II4
II.I.7. Количество долбления лунок в бетонной крепи ствола	$n'_{лун}$	шт	580
II.I.8. Количество разделываемых и заделываемых лунок в существующем ярусе армировки ствола	$n_{лун}$	шт	1305
II.I.9. Длина расстрелов в существу-			

1	2	3	4
	щем ярусе армировка	$\ell_{рас}$ м	26,5
II.1.10.	Число закладных скоб в существующем ярусе армировка	$n_{ск}$ шт	8
II.1.11.	Объем разборки железобетонных т. бимов в стволе для расширения камеры загрузочного устройства	$V_{ст}$ м³	7
II.1.12.	Объем проходения загрузочной камеры	$\Delta V_{з.к.}$ м³	70
II.1.13.	Объем временного крепления камеры загрузочного устройства	$V_{бр.к.}$ м³	I6
II.1.14.	Объем постоянного крепления загрузочной камеры	$V_{п.кр}$ м³	I6
II.1.15.	Объем устраиваемого бетонного пола в загрузочной камере	$V_{пол}$ м³	8
II.2.	Монтажно-демонтажные работы		
II.2.1.	Вес устанавливаемого копра	$P'_{копр}$ то	II0
II.2.2.	Вес заменяемого копра	$P_{копр}$ то	86
II.2.3.	Вес приспособлений из металлоконструкций для безопасной работы действующего подъема	$P_{присп.}$ то	20
II.2.4.	Вес устанавливаемых опорных металлоконструкций для замены подъемной машины	$P_{метал.}$ то	I7,05
II.2.5.	Вес устанавливаемых металлических перемычек над проемами для установки машины 2Д-6х2,4	$P_{м.п.}$ то	5,07
II.2.6.	Длина расстрелов в проектируемом ярусе	$\ell'_{рас}$ м	I5
II.2.7.	Вес устанавливаемого загрузочного устройства	$P'_{з.у.}$ то	26
II.2.8.	Вес заменяемого загрузочного устройства	$P_{з.у.}$ то	20
II.2.9.	Вес устанавливаемого питателя ПД-8	$P_{п}$ то	10,165

I	2	3	4
II.2.I0. Вес устанавливаемых разгрузочных кривых	$P^{I}_{р.к.}$ т		I5
II.2.II. Вес демонтируемых разгрузочных кривых	$P_{р.к.}$ т		I0
х) Определены вскрытной проработкой			
I2. Стоимостные параметры[xx]			
I2.I. Строительные работы			
I2.I.I. Разработка I м^3 грунта	$K_к$ руб		2,04
I2.I.2. Устройство I м^3 фундамента, бетон М200	$K_ф$ руб		23,3
I2.I.2. Разборка I м^3 кирпичной стены	$K_{р.с.}$ руб.		4,28
I2.I.3. Разборка I м^3 бетонного фундамента, бетон М200	$K_{р.ф.}$ руб		I3,5
I2.I.4. Устройство I м^2 полов из метлахских плиток	$K_{пол}$ руб		4,02
I2.I.5. Сооружение I м^3 строительного объема для подъемных машин	$k_{с.о.}$ руб.		I2
I2.I.6. Разборка I м^3 железобетонных тюбингов в отводе	$K_{р.ст}$ руб		9,0I
I2.I.7. Проходение I м^3 загрузочной камеры	$K_{пр}$ руб		7,I5
I2.I.8. Временное крепление I м^3 загрузочной камеры	$K_{б.кр}$ руб		6,48
I2.I.9. Постоянное крепление I м^3 загрузочной камеры, толщина стенки 400 мм	$K_{п.кр}$ руб		50,5
I2.I.I0. Бетонирование I м^3 пола загрузочной камеры	$k_{пол}$ руб		32,4
I2.I.II. Долбление лунки в бетонной крепи отвода сечением от 600 см^2 до I500 см^2	$K'_{лун}$ руб		3,5I
I2.I.I2. Разделка лунки для демонтажа расстрела сечением от 600 см^2 до I500 см^2	$K^{раз}_{лун}$ руб		8,37
I2.I.I3. Заделка лунки сечением от 600 см^2 до I500 см^2	$K^{зад}_{лун}$ руб		2,88
I2.2. Монтажно-демонтажные работы			

Продолжение таблицы П.7.1

1	2	3	4
12.2.1. Стоимость 1 тс веса металлоконструкций копра	$K^{опт}_{копр}$	руб	330
12.2.2. Монтаж 1 тс веса металлоконструкций копра	$K^{мон}_{копр}$	руб	21[illegible]
12.2.3. Демонтаж 1 тс веса металлоконструкций копра	$K^{дем}_{копр}$	руб	9,96
12.2.4. Стоимость 1 тс веса вспомогательных металлоконструкций для монтажных работ	$K_{мет}$	руб	215
12.2.5. Стоимость 1 тс веса разгрузочных кривых	$K_{кр}$	руб	270
12.2.6. Монтаж 1 тс веса разгрузочных кривых	$K^{мон}_{кр}$	руб	30,6
12.2.7. Демонтаж 1 тс веса разгрузочных кривых	$K^{дем}_{кр}$	руб	10,1
12.2.8. Стоимость 1 тс веса загрузочного устройства	$K^{опт}_{з.у.}$	руб	384,6
12.2.9. Монтаж 1 тс веса загрузочного устройства	$K^{мон}_{з.у.}$	руб	62,8
12.2.10. Демонтаж 1 тс веса загрузочного устройства	$K^{дем}_{з.у.}$	руб	18,37
12.2.11. Оптовая цена питателя ПИ-8	$K^{опт}_{пит}$	руб	5400
12.2.12. Монтаж 1 тс веса питателя	$K^{мон}_{пит}$	руб	31,8
12.2.13. Навеска 1 тс веса проводников	$K^{нав}_{пр}$	руб	408,68
12.2.14. Установка 1 тс веса расстрелов	$K^{уст}_{рас}$	руб.	295,38
12.2.15. Демонтаж 1 тс веса расстрела	$K^{дем}_{рас}$	руб	48,0
12.2.16. Снятие зажимной скобы	$K^{рас}_{ск}$	руб	1,69
12.2.17. Демонтаж 1 тс веса проводника	$K^{дем}_{пр}$	руб	11,98

хх) Определены на основе смет проектов реконструкции скиповых подъемов (для условий Донбасса)

П.7.2. Допустимая скорость движения подъемных сосудов.

П.7.2.1. По состоянию армировки:

$$V_{др} = \min\left\{[V^4], [V^5]\right\} = \min\left\{10, 12,3\right\} = 10 \text{ м/с}$$

Значения $[V^A]$, $[V^B]$ определены при заданной концевой нагрузке, равной 13400 кгс в соответствии с методикой, изложенной в приложении 3.

Конструкция существующей армировки ствола выполнена по схеме в виде трех свободных балок из двутавров № 24а по ОСТ 10016-39, проводники рельсы Р38, шаг армировки - 4,17 м.

На основании имеющихся материалов (чертежей общего вида существующей армировки ствола и скипов грузоподъемностью 8 тс, рис. П.7.2) выполнены необходимые проверочные расчеты армировки (с учетом фактического износа проводников и расстрелов).

Полученные данные ($[V^A] = 10$ м/с; $[V^B] = 12{,}3$ м/с) свидетельствуют о том, что существующая армировка может обеспечить безопасное движение скипов грузоподъемностью 8 тс (концевая нагрузка 13,4 тс) на скорости не более 10 м/с.

П.7.2.2. По состоянию машины:

максимально допустимая скорость по паспорту машины с учетом ее эксплуатационного износа:

$$V_п = [V_{пн.м}] \cdot e^{-\beta_V \cdot t_{ср}} =$$

$$= 12 \cdot e^{-0{,}01 \cdot 10} = 12 \cdot 0{,}9 = 10{,}8 \text{ м/с}$$

где $[V_{пн.м.}]$ – максимально допустимая скорость движения сосудов для подъемной машины 2Ц4-I,8, м/с; принимается равной I2 м/с;

β_V – коэффициент, учитывающий износ машины; принимается равным 0,0I;

$t_{ср}$ – срок службы подъемной машины с момента пуска ее в эксплуатацию, год; равен I0 годам.

П.7.2.3. По электроприводу:

$$V_{дв} = \frac{\pi D_б n_{дв}}{60 \cdot i} = \frac{3{,}14 \cdot 4 \cdot 375}{60 \cdot 10{,}5} = 7{,}3 \text{ м/с}$$

П.7.2.4. По акту наладки подъемной машины:

$$V_н = 10 \text{ м/с}$$

П.7.2.5. Максимально допустимая скорость движения подъемных сосудов:

$$[V_{доп}] = \min \left\{ V_п ; V_д ; V_н ; V_{арм} \right\} =$$

$$= \min \left\{ 10{,}8 ; 10 ; 7{,}3 ; 10 \right\} = 7{,}3 \text{ м/с}$$

П.7.3. Допустимая грузоподъемность подъемных сосудов.

П.7.3.1. По состоянию армировки отвода.

Допустимый вес груженых скипов для данной подъемной установки определен в соответствии с методикой, изложенной в приложении. 3.

$$Q_1 = Q_{арм} - max\left(Q_{c1}, Q_{c2}\right) =$$

$$= 13400 - max\left(5400, 5400\right) = 8000 \text{ кгс}$$

где

$$Q_{арм} = min\left\{[Q^{\wedge}], [Q^{\delta}]\right\} =$$

$$= \left\{13400, 16700\right\} = 13400 \text{ кгс}$$

П.7.3.2. По состоянию канат:

$$Q_2 = \frac{Q_{сум}}{[m]} - max\left(Q_{c_1}, Q_{c_2}\right) - max\left(S_{01}, S_{02}\right) =$$

$$= \frac{660000}{6,5} - max\left(540^{\wedge}, 5400\right) - max\left(2370, 100\right) =$$

$$= 101538 - 5400 - 2370 = 93768 \text{ кгс}$$

П.7.3.3. По состоянию машины:

$$Q_3 = [S]\, e^{-\beta \cdot t} - max\left(Q_{c_1}, Q_{c_2}\right) - max\left(S_{01}, S_{02}\right) =$$

$$= 22000\, e^{-0,01 \cdot 10} - max\left(5400, 5400\right) -$$

$$- max\left(2370, 100\right) =$$

$$= 19800 - 5400 - 2370 = 12030 \text{ кгс}$$

$$Q_4 = [\Delta S]\, e^{-\beta_1 t} = 14000 \cdot e^{-0,01 \cdot 10} = 12600 \text{ кгс}$$

П.7.3.4. По состоянию копрового шкива:

$$Q_5 = [S_{шк}] \cdot e^{-\beta_ш \cdot t} - max\left(Q_{c_1}, Q_{c_2}\right) - max\left(S_{01}, S_{02}\right) =$$

$$= 152000 \cdot e^{-0,01 \cdot 10} - max\left(5400, 5400\right) - max\left(2370, 100\right) =$$

$$= 136800 - 5400 - 2370 = 129030 \text{ кгс}$$

П.7.3.5. По условию прочности редуктора:

$$Q_6 = \frac{1}{1+\frac{q_2}{q}}\left\{\frac{2[M_{кр}]}{D_б} - \max Q_{c1}, Q_{c2} - \right.$$

$$\left. - \frac{q_2}{q}\left(\frac{GD_м^2}{D_б^2} + S_{01} + S_{02} + Q_{c1} + Q_{c2}\right)\right\} =$$

$$= \frac{1}{1+\frac{0,75}{9,8}}\left\{\frac{2 \cdot 32000}{4} - \max\left(5400, 5400\right) - \right.$$

$$\left. - \frac{0,75}{9,8}\left(\frac{360000}{16} + 2370 + 100 + 5400 + 5400\right)\right\} =$$

$$= 0,92\left\{16000 - 5400 - 0,46\left(22500 + 2370\right) + 100 + \right.$$

$$\left. + 5400 + 5400\right\} = 8000 \text{ кгс}$$

П.7.3.6. По мощности привода:

$$Q_7 = \frac{80\,N\eta}{[V_{доп}]} - \left(Q_{c1} - Q_{c2}\right) - \left(S_{01} - S_{02}\right) =$$

$$= \frac{80 \cdot 1000}{7,3} - \left(5400 - 5400\right) - \left(2370 - 100\right) = 8674 \text{ кгс}$$

П.7.3.7. Максимально допустимая грузоподъемность скипа:

$$[Q_{2р}] = \min\left\{Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5, Q_6, Q_7\right\} =$$

$$= \left\{8000, 93768, 12030, 12600, 129030, \right.$$

$$\left. 8000, 8674\right\} = 8000 \text{ кгс}$$

П.7.4. Продолжительность цикла подъемной установки:

$$T_ц = 2\left[\frac{H_п + 2h_{кр}}{[V_{доп}]} + h_{кр}\left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2}\right) - \right.$$

$$- \left(\frac{V_1}{a_2} + \frac{V_2}{a_3}\right) + t_n] + [V_{доп}]\left(\frac{1}{a_2} + \frac{1}{a_3}\right) +$$

$$+ \left(\frac{V_1}{a_1} + \frac{V_2}{a_4}\right) + \frac{1}{[V_{доп}]}\left(\frac{V_1^2}{a_2} + \frac{V_2^2}{a_3}\right) =$$

$$= 2\left[\frac{594 + 2 \cdot 3{,}5}{7{,}3} + 3{,}5\left(\frac{1}{1{,}2} + \frac{1}{0{,}5}\right) - \left(\frac{1{,}2}{0{,}75} + \right.\right.$$

$$\left.\left. + \frac{0{,}5}{0{,}75}\right) + 10\right] + 7{,}3\left(\frac{1}{0{,}15} + \frac{1}{0{,}75}\right) + \left(\frac{1{,}2}{0{,}3} + \frac{0{,}5}{0{,}3}\right) +$$

$$+ \frac{1}{7{,}3}\left(\frac{1{,}2^2}{0{,}75} + \frac{0{,}5^2}{0{,}75}\right) = 221\,с$$

П.7.5. Продолжительность работы подъемной установки.

П.7.5.1. В течение суток:

$$T_{р.сут} = 24 - n_{см} \cdot t_{01} - T_р =$$

$$= 24 - 3 \cdot 0{,}5 - 5 = 17{,}5\ ч$$

где t_{01}, $T_р$ - соответственно нормативные затраты времени на сменное и ежесуточное обслуживание, ч; в соответствии с "Руководством по техническому обслуживанию и ремонту шахтных подъемных установок", утвержденным МУП СССР значения t_{01} и $T_р$ равны 0,5 ч и 5 ч.

П.7.5.2. В течение года:

Так как выполняется условие

$$T_{пр} + T_{вых} > T_{п.н} + T_{ре}$$

$$8 + 52 > 46 + 10 \quad ;$$

то продолжительность работы подъемной установки определяется из выражения:

$$T_{р.год} = \left(T_к - T_{пр} - T_{вых}\right) \cdot 24 =$$

$$= \left(365 - 8 - 52\right) \cdot 24 = 305 \cdot 24 = 7320\ ч$$

П.7.6. Производительность подъемной установки.

П.7.6.1. Часовая:

$$A_{п\,(ч)} = 7{,}2\,\frac{8000}{221} = 260\ т/ч$$

П.7.6.2. Суточная:

$$A_{п\,(сут)} = A_{п\,(час)} \cdot T_{р.сут} = 260 \cdot 17{,}5 = 4550\ т/сут$$

П.7.6.3. Годовая:

$$A_{п\,(год)} = A_{п\,(сут)} \cdot T_{р.год} = 4550 \cdot 305 = 1387750\ т/год$$

П.7.7. Формирование мероприятий по увеличению производительности подъемной установки.

В связи с необходимостью увеличения производительности подъема до 9000 т/сутки намечаются мероприятия по ее увеличению.

П.7.7.1. Производится выбор сосудов большей грузоподъемностью по табл. П.4.10.

Выбираем сосуд 2СН15-1 грузоподъемностью $Q'_{гр}$ = 13000 кгс, имеющий размеры: $B'_{ск}$ = 2,23 м; $A'_{ск}$ = 1,74 м; $h'_{ск}$ = 9,36 м.

Затраты на замену скипов определены в п.П.7.8.8.

П.7.7.2. Требуемая продолжительность цикла подъемной установки:

$$T_ц^{тр} = \frac{7{,}2\,T_{р.сут} \cdot Q'_{гр}}{U_{сут.тр}} = \frac{7{,}2 \cdot 17{,}5 \cdot 13000}{9000} = 182\ с$$

П.7.7.3. Требуемая скорость движения подъемных сосудов определяется по формуле (10.1) и в соответствии с расчетом принимается равной 11,2 м/с.

П.7.7.4. Производится проверка высоты выбранного скипа по высоте переподъема:

$$h_{пп} - \Delta h_{ск} = 2{,}5 - 0{,}7 = 1{,}8\ м < 2{,}5\ м$$

где $\Delta h_{ск}$ – величина, на которую уменьшается высота переподъема, м, равная $h'_{ск} - h_{ск} = 9{,}4 - 5{,}7 = 0{,}7$ м

здесь $h'_{ск}$ – высота выбранного скипа, м,

$h_{ск}$ – высота существующего скипа, м.

Так как высота выбранного сосуда не проходит по высоте переподъема, то необходимо произвести наращивание высоты копра за счет поднятия подшкивной площадки.

Применительно к нашему примеру существующий копер выполнен следующим образом: герметический станок железобетонный, монолитный; две укосины металлические решетчатой конструкции с подшкивными площадками с противоположных сторон (на 180°) с четырьмя шкивами и приспособлениями для монтажа шкивов (см.рис.П.7.1).

Если увеличить высоту копра только на величину 0,7 м, то тогда ось укосины будет проходить между равнодействующими от натяжения канатов и станок копра будет попеременно "работать" на сжатие и растяжение. Такое решение принять нельзя.

Поэтому, как показали расчеты, необходимо увеличить высоту копра на 7 м. В этом случае равнодействующие от натяжения канатов находятся в зоне между станком и осью укосины и элементы укосины и элементы станка будут "работать" на сжатие.

Учитывая выше сказанное, а также предварительно отметим, что в результате замены скипов на большую грузоподъемность необходимо произвести замену головных канатов на канаты с большим диаметром, необходимо произвести расчет элементов укосины.

Для выполнения вычислительных процедур по расчету элементов укосного копра используется комплекс "Копер", разработанный институтом УкрНИИпроект, цель которого заключается в определении расчетных сечений элементов копра и сравнения их с проектными сечениями. Такое сравнение дает возможность определить те элементы копра, которые необходимо усилить и на основе проектных проработок определить затраты на их усиление.

Исходная информация о рассчитываемом копре формируется из сведений о топологии расчетной схемы (перечень элементов и координаты узлов), сечениях элементов и нагрузках.

Расчетная схема стержневой конструкции укосного копра (или другого сооружения) состоит из прямых отрезков (стержней), соединяющих узлы, проведенных по центрам тяжести сечений элементов. Она полностью отражает геометрию сооружения, характер соединений элементов в узлах и опорных закреплений и является геометрически неизменяемой.

Подготовительная расчетная схема расположена в декартовой (правой) системе координат X, Y, Z
где горизонтальная плоскость - XOY
а вертикальные плоскости XOZ и YOZ (рис.П.7.3)

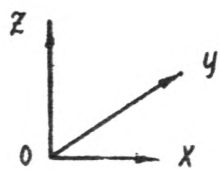


Рис.П.7.3.

Для удобства система координат располагается таким образом, чтобы координаты узлов или большая их часть находились в положительной

области.

Для описания геометрии составленной стержневой расчетной схемы копра узлы его нумеруются.

Координаты узлов расчетной схемы вычисляются в сантиметрах для всех узлов в порядке возрастания их номеров относительно оси X, оси Y и оси Z раздельно.

Геометрическими характеристиками сечений элементов расчетной схемы являются следующие: площадь поперечного сечения (F); моменты инерции сечения ($J_{кр}$, J_y , J_z) относительно трех осей элемента.

Эти характеристики вычисляются по формулам сопротивления материалов, а для прокатных элементов берутся из таблиц соответствующих сортаментов.

Крутящий момент инерции для открытых профилей (незамкнутый контур) типа двутавр, уголок, швеллер, тавр и т.п. определяется по формуле

$$J_{кр} = h \frac{1}{3} \sum b \delta^3, \text{ см}^4 \qquad (\text{П.7.1})$$

где h – коэффициент влияния формы сечения, принимается равным: для уголка – 1,0; тавра – 1,15; двутавра – 1,2; швеллера – 1,12;

b и δ – соответственно ширина и толщина прямоугольников, составляющих сечение, см.

Для замкнутых сечений крутящий момент инерции определяется по формуле

$$J_{кр} = 4S^2 / \sum \frac{b}{\delta}, \text{ см}^4 \qquad (\text{П.7.2})$$

где S – полусумма площадей внешнего и внутреннего контуров сечения, см^2.

Основными нагрузками для укосных копров являются технологические нагрузки, вызванные подъемом и опусканием сосудов, т.е. натяжение в тросах, которое через шкивы передается на конструкции копра. Кроме того, на копер действуют нагрузки от собственного веса несущих металлоконструкций, веса обшивки, механического и технологического оборудования, а также ветровые нагрузки.

Перечисленные нагрузки удобно разделить на следующие самостоятельные группы:

а) усилия в канатах;

б) вес механического оборудования;

в) вес технологического оборудования;

г) вес обшивки;

д) вес перекрытий;

е) ветровые нагрузки;

з) собственный вес несущих металлоконструкций копра, входящих в расчетную схему.

Последняя группа нагрузок вычисляется комплексом "КОПЕР" автоматически на основании заданного веса единицы длины элемента. Определяются узловые нагрузки и суммарный вес металлоконструкций копра.

Расчетные сочетания нагрузок создаются комбинированием (сложением) различных самостоятельных групп нагрузок, приведенных выше.

Расчету укосного копра предшествует работа по определению соответствия проектной технической документации (если она имеется) существующему сооружению в части геометрических размеров, положения элементов, их сечений и прикреплений в узлах, материала элементов и действующих эксплуатационных нагрузок. В противном случае должны быть проведены все необходимые работы, дающие возможность составить расчетную схему сооружения и определять действующие на него нагрузки. Эти работы связаны с изучением существующей технической документации и натуральными обмерами.

Весь комплекс работ по расчету копров состоит из следующих этапов в порядке их выполнения:

- составление расчетной схемы, отвечающей настоящему состоянию копра;
- выбор системы координат и нумерации узлов расчетной схемы;
- определение геометрических характеристик сечений элементов;
- определение координат узлов;
- подготовка исходной информации для расчета по комплексу "КОПЕР" с контрольным загружением, позволяющим судить о правильности геометрических и жесткостных характеристик сооружений;
- подготовка информации на перфоленте и сверка;
- распечатка подготовительной информации на АЦПУ с графическим контролем геометрии расчетной схемы;
- анализ результатов распечатки и корректировка;
- расчет копра на контрольные загружения;
- анализ результатов расчета и корректировка исходных данных;
- подготовка информации о погрузках по самостоятельным группам и составление расчетных сочетаний нагрузок;
- перфорация и сверка подготовленной информации;
- расчет копра на расчетные сочетания нагрузок;
- анализ полученных результатов.

На основе анализа полученных результатов размеры станка и укосины копра представлены на рис.П.7.I.

Новый копер выполнен на 7 м выше старого, как самостоятельная рамная конструкция. Головка копра сварная из листов, две укосины состоят

на двух несущих отсек коробчатого сечения. При замене существующий копер обстраивается новым металлическим независимо стоящим копром высотой по осям шкивов 36 м. Монтаж нового копра предусматривается производить в период краткосрочных остановок подъема скипового отвала. После полного монтажа копра и шкивов останавливается подъем, демонтируется головка старого копра со шкивами и наращивается существующий железобетонный стакан копра, стальной надстройкой высотой 7 м и устанавливают новые разгрузочные кривые на скипы грузоподъемностью 13 тс.

Последовательность монтажа шкивов и укосин выполняется в следующей последовательности.

1. Монтажное приспособление существующего копра необходимо усилить дополнительными стойками и на него смонтировать подшкивную площадку нового копра.

2. Все четыре стойки укосин необходимо сварить на земле и лебедками поочередно подтягивать с подшкивной площадкой и закреплять.

3. Производится монтаж шкивов.

4. Связи между стойками укосин монтируются после переброски канатов на новые шкивы, так как канаты работающего подъема проходят между стойками новых укосин.

5. На железобетонный стакан закрепляются две металлические герметические секции с проводниками для обеспечения необходимого по ПБ переподъема.

Затраты на реконструкцию копра приведены в п.7.8.1.

П.7.7.5. Расчет армировки ствола.

В связи с необходимостью увеличения производительности шахты потребовалось увеличить грузоподъемность скипов с 8 тс до 13 тс. Поэтому возникла необходимость в проверке несущей способности существующей конструкции армировки.

Полученные данные ($[V^1]$ = 7,1 м/с; $[V^6]$ = 9,9 м/с; $Q_к$ = 20,6 тс) свидетельствуют о том, что существующая армировка может обеспечить безопасное движение скипов грузоподъемностью 13 тс на скорости не более 7,1 м/с.

Если же произвести усиление существующей конструкции армировки поперечными связями, то это позволит обеспечить движение скипов грузоподъемностью 13 тс ($Q_к$ = 20,6 тс) на скорости не более 8,2 м/с.

Для обеспечения требуемой скорости 11,2 м/с движения скипов грузоподъемностью 13 тс требуется коренная реконструкция армировки. Возможны два варианта ее реконструкции.

Вариант I. Исполнение яруса армировки в виде Ш-образной схемы: пары цевые расстрелы, несущие проводники, сварные прямоугольного профиля 170х104х10 мм; центральный расстрел из двутавра № 30М; шаг армировки 4,17 м; проводники – из рельсов Р50.

При реализации данного варианта потребуется полная остановка подъемных установок на весь период реконструкции армировки.

Вариант 2. Возведение яруса армировки (рис.П.7.4) производится в виде одной коренной балки коробчатого сечения 2I2xI30xI2 мм и двух вспомогательных распорных расстрелов из двух толстостенных труб диаметром 4 дюйма. Шаг армировки – 4,I7 м. Проводники одностороннего бокового расположения из рельсов типа Р50. Реализация данного варианта не требует длительной остановки подъемных установок.

При реконструкции армировки скипового ствола был выбран вариант и как технически вполне приемлемый и экономически наиболее целесообразный. Это подтверждается результатами выполненных проверочных расчетов системы "сосуд-армировка". Расчет армировки по варианту 2 приведен ниже.

П.7.7.5.I. Проверочный расчет проектного варианта реконструкции армировки скипового ствола.

Проверочный расчет реконструкции армировки скипового ствола выполнен без учета износа проводников и расстрелов.

а) Исходные данные для расчета:

Q_c = 7600 кгс; $Q_{гр}$ = I2000 кгс; V = II20 см/с; $h_{гр}$ = 4I7 см.

Проводники – рельсы Р50; расстрелы 2I2xI30xI6 мм.

Материал заделки лунок – бетон.

S = II0 см; D = 98 см; J_φ = 547000 кгс.см.с^2;

J_ψ = 557000 кгс.см.с^2; J_θ = 89[illegible]0 кгс.см.с^2;

L = 695 см; A = 335 см; B = 3[illegible]0 см;

$J^A_{рм}$ = I59700 см^4; $J^B_{рм}$ = 4915 см^4;

J_A = 2018 см^4; $J_Б$ = 375 см^4; J_y = 2290 см^4; F = 99,6 см^2.

б) Расчет фактических жесткостных характеристик армировки.

Определение расчетной глубины заделки коренного расстрела.

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{\Sigma h_{ср}}{4FJ_y}} \cdot \frac{2\cos\omega}{1+\cos\omega} =$$

$$= \sqrt[4]{\frac{1040 \cdot 21,2}{4 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2290}} \cdot \frac{2\cos 0^\circ}{1+\cos 0^\circ} = 0,033 \frac{1}{см}$$

$$t_\varphi = \frac{2}{\beta_2} = \frac{2}{0,033} = 60 см$$

в) Определение любой жесткости коренного расстрела.

$$C_{A1} = \frac{1}{\delta_{11} - \delta_{12}X_2} + \frac{8EJ_A}{h^3_{ср}} \cdot \frac{кгс}{см}$$

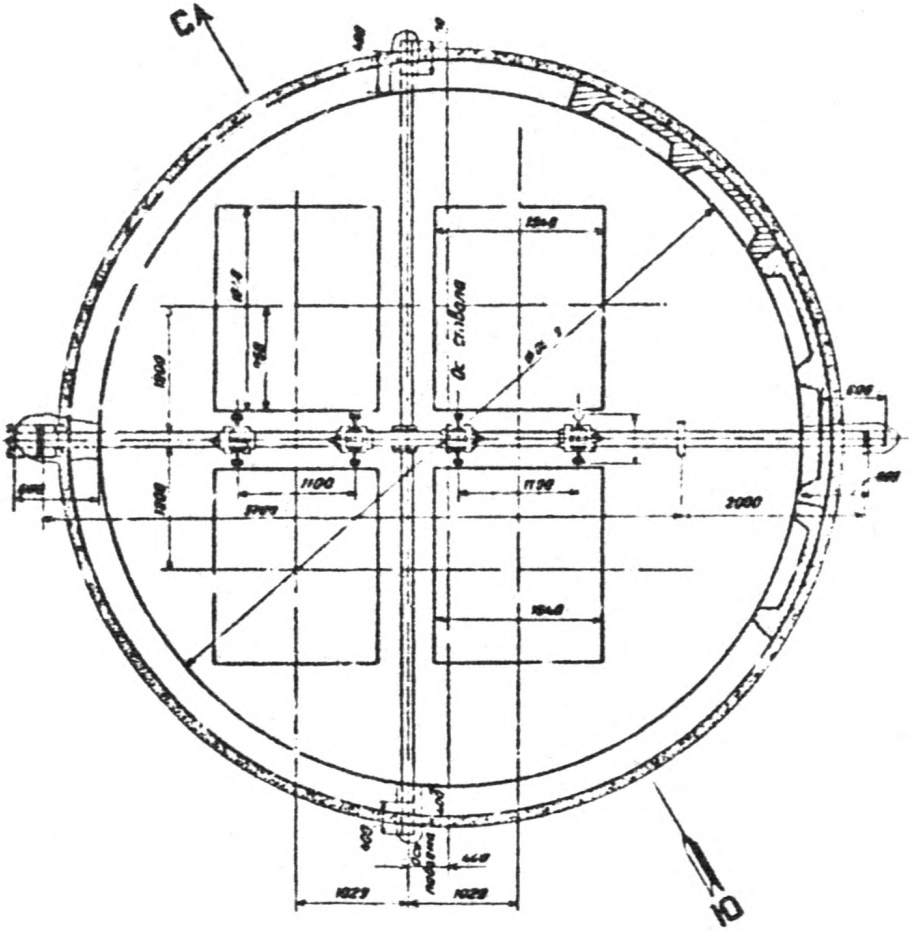


Рис.П.7.4. СЕЧЕНИЕ СТВОЛА ПРОЕКТИРУЕМОЕ

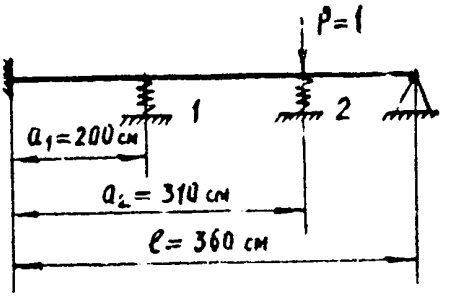


Рис.П.7.5. Расчетная схема разрезной балки для определения лобовой жесткости

$$\delta_{11} = \frac{a_1^3\left[4\ell^3 - a_1(3\ell - a_1)^2\right]}{12\,\nu_1 E J_y \cdot \ell^3} =$$

$$= \frac{(200)^3\left[4(360)^3 - 200(3\cdot 360 - 200)^2\right]}{12\cdot 0{,}81\cdot 2\cdot 10^6\cdot 2200\cdot (360)^3} = 1{,}23\cdot 10\ \frac{кгс}{см},$$

где $\nu_1 = 0{,}81$ определен по графику рис.П.3.4. в зависимость от параметров

$$1 - \frac{a_1}{\ell} = 1 - \frac{200}{360} = 0{,}45 \quad и \quad X = \beta\cdot\ell = 0{,}33\cdot 360 = 11{,}8$$

$$\delta_{12} = \frac{1}{12\,\nu_2 E J_y \ell^3}\left\{a_1^2\left[2(3a_2 - a_1)\ell^3 - (3\ell - a_1)\times\right.\right.$$

$$\left.\left.\times(3\ell - a_2)a_2^2\right\}\right. = \frac{1}{12\cdot 0{,}84\cdot 2\cdot 10^6\cdot 2290\cdot (360)^3}\times$$

$$\times\left\{(200)^2\left[2(3\cdot 310 - 200)(360)^3 - (3\cdot 360 - 200)\times\right.\right.$$

$$\left.\left.\times(3\cdot 360 - 310)\cdot(310)^2\right\}\right. = 0{,}57\cdot 10^{-4}\ \frac{см}{кгс}$$

где $\nu_2 = 0{,}84$ определен по графику рис.П.3.4. в зависимости от параметров

$$1 - \frac{a_2}{\ell} = 1 - \frac{310}{360} \cong 0{,}14 \quad и \quad X = 11{,}8$$

$$X_2 = \frac{\delta_{21}}{\Delta_2 + \delta_{22}},$$

где $\delta_{21} = \frac{V_2}{V_1}\delta_{12} = \frac{0,84}{0,81} \cdot 0,57 \cdot 10^{-4} = 0,59 \cdot 10^{-4} \frac{см}{кгс}$

$$\Delta_2 = \frac{h_3}{16 E J_A} = \frac{(417)^3}{16 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018} = 11,2 \cdot 10^{-4} \frac{см}{кгс}$$

$$\delta_{22} = \frac{a_2^3 \left[4\ell^3 - a_2 (3\ell - a_2)^2\right]}{12 V_2 E J_A \cdot \ell^3} =$$

$$= \frac{(310)^3 \left[4 (360)^3 - 310 (3 \cdot 360 - 310)^2\right]}{12 \cdot 0,84 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2290 \cdot (360)^3} = 0,39 \cdot 10^{-4} \frac{см}{кгс},$$

$$X_2 = \frac{0,59 \cdot 10^{-4}}{11,2 \cdot 10^{-4} + 0,39 \cdot 10^{-4}} \cong 0,051 \frac{см}{кгс},$$

$$C_{11} = \frac{1}{1,23 \cdot 10^{-4} - 0,57 \cdot 10^{-4} \cdot 0,051} + \frac{8 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018}{(417)^3} = 8750 \frac{кгс}{см}$$

$$C_{12} = \frac{1}{\delta_{22} - \delta_{21} \cdot X_1} + \frac{8 E J_A}{h^3} =$$

$$= \frac{1}{0,39 \cdot 10^{-4} - 0,59 \cdot 10^{-4} \cdot 0,051} + \frac{8 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018}{(417)^3} = 26200 \frac{кгс}{см}.$$

Средняя лобовая жесткость расстрела

$$C_A = \sqrt{C_{11} \cdot C_{12}} = \sqrt{8750 \cdot 26200} = 15140 \frac{кгс}{см}$$

г) Определение боковой жесткости коренного расстрела

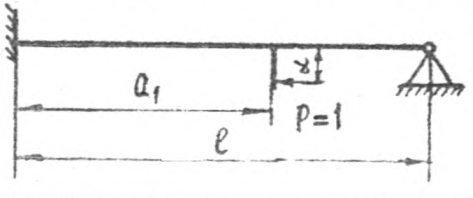


Рис.II.7.6. Расчетная схема расстрельной балки для определения боковой жесткости

П.7.7.5.2. Проверочный расчет выбранных параметров армировки по условию динамической устойчивости движения груженого скипа.

а) Проверка запаса устойчивости по отношению к лобовым колебаниям

$$\gamma_л = \frac{C_л}{C_{сл}} = \frac{15140}{685000} = 0{,}022 ,$$

где $C_{сл} = \frac{7{,}7 E J^{л}_{рм}}{L^3} = \frac{720 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 159700}{695^3} = 685000 \frac{кгс}{см}$

$$\gamma_б = \frac{C_б}{C_{сб}} = \frac{117200}{21080} = 5{,}56$$

$$\sigma_л = \frac{C_л h^3_{ор}}{6 E J_л} = \frac{15140 \cdot 417^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018} = 45{,}3$$

$$\sigma_б = \frac{C_б h^3_{ор}}{6 E J_б} = \frac{117200 \cdot 417^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 375} = 1886$$

$$\sigma_{экв\,л} = \frac{\sigma_л}{1+\gamma_л} = \frac{45{,}3}{1+0{,}022} = 44{,}3$$

$$\sigma_{экв\,б} = \frac{\sigma_б}{1+\gamma_б} = \frac{1886}{1+5{,}56} = 287{,}5$$

$$\varepsilon_1 = \frac{\varepsilon_{срл}}{\gamma_л \cdot \varepsilon_{срл} + 1} = \frac{0{,}52}{0{,}022 \cdot 0{,}52 + 1} = 0{,}51$$

где $\varepsilon_{срл} = 0{,}52$ – определено по графику рис.П.3.6. в зависимости от $\lg \sigma_л = \lg 45{,}3 = 1{,}66$

$$\varepsilon_б = \frac{\varepsilon_{ср.б}}{1+\gamma_б} = \frac{0{,}22}{1+5{,}56} = 0{,}034$$

где $\varepsilon_{ср\,б} = 0{,}22$ – определено по графику рис.П.3.6 в зависимости от $\lg \sigma_{экв\,б} = \lg 287{,}5 = 2{,}46$

$$\lambda^2_\varphi = \frac{m L^2}{4 J_\varphi} = \frac{\frac{20600}{980} \cdot 695^2}{4 \cdot 547000} = 4{,}64$$

$$\lambda^2_\psi = \frac{m L^2}{4 J_\psi} = \frac{\frac{20600}{980} \cdot 695^2}{4 \cdot 557000} = 4{,}56$$

$$\lambda_1^2 = \frac{mS^2}{4J_\theta} = \frac{\frac{20600}{980}\cdot 110^2}{4\cdot 68500} = 0{,}92$$

$$\lambda_2^2 = \frac{mD^2}{J_\theta} = \frac{\frac{20600}{980}\cdot 98^2}{69500} = 2{,}91$$

$$e = \frac{A-B}{A+B} = \frac{355-340}{355+340} = 0{,}02$$

$$\rho = \frac{C_б \varepsilon_б}{C_л \varepsilon_л} = \frac{117200\cdot 0{,}034}{15140\cdot 0{,}51} = 0{,}52$$

$$\rho^3 - \rho^2\left\{\lambda_1^2 + \rho\left[1+\lambda_\varphi^2\left(1+e^2\right)+\lambda_2^2\right]\right\} + \rho\left\{\rho^2\left[\lambda_\varphi^2 + \lambda_2^2\lambda_\varphi^2\right] + \rho\left[\lambda_\varphi^2\cdot\lambda_1^2\left(1+e^2\right)+\lambda_1^2\right] - \rho^2\lambda_\varphi^2\lambda_1^2 = 0\right.$$

$$\rho^3 - \rho^2\left\{0{,}92 + 0{,}52\left[1+4{,}64\left(1+0{,}02^2\right)+2{,}94\right]\right\} + \rho\left\{0{,}52^2\left[4{,}64 + 2{,}91\cdot 4{,}64\right] + 0{,}52\left[4{,}64\cdot 0{,}92\left(1+0{,}02^2\right)+0{,}92\right]\right\} - 0{,}52^2\cdot 4{,}64\cdot 0{,}92 = 0$$

$$C_{б1} = \frac{E}{\frac{a_1}{F} + \frac{a_1}{\ell^3}\cdot\frac{d^2}{4J_y}\left[4\ell\left(3a_1^2+\ell^2\right) - 3a_1\left(4\ell^2+a_1^2\right)\right] + \varphi} =$$

$$= \frac{2\cdot 10^6}{\frac{200}{99{,}1} + \frac{200}{360^3}\cdot\frac{20}{42290}\left[4\cdot 360\left(3\cdot 200^2+360^2\right) - 3\cdot 200\left(4\cdot 360^2+200^2\right)\right] + 8} = 137000\ \frac{кгс}{см}$$

где $d = h - \frac{z}{2} + H = 6{,}5 - \frac{3{,}3}{2} + 15{,}2 = 20$ см

$\varphi = 8\ \frac{1}{см}$ – по табл. п.3.2

$$C_{б2} = \frac{E}{\frac{a_2}{F} + \frac{a_2}{\ell 3}\cdot\frac{d_2}{4J_y}\left[4\ell\left(3a_2^2+\ell^2\right) - 3a_2\left(4\ell^2+a_2^2\right)\right] + \varphi} =$$

$$= \frac{2\cdot 10^6}{\frac{360}{99{,}6}+\frac{310}{360^3}\cdot\frac{20}{4\cdot 2290}\left[4\cdot 360\left(3\cdot 310^2+360^2\right)-\right.}$$

$$\left.=\frac{}{3\cdot 300\left(4\cdot 360^2+310^2\right)\right]+8}=100300\ \frac{кгс}{см}$$

$$\rho^3\cdot 5{,}37\rho^2+7{,}6\rho-1{,}16=0$$

$$\rho_1=0{,}18\ ,\quad \rho_2=2{,}04\ ,\quad \rho_3=3{,}15\ ,\quad \rho_л=\rho_1=0{,}18$$

$$[K_л]=3{,}75\left(1{,}3\,\mu_л-0{,}21\right)=3{,}75\left(1{,}3\cdot 0{,}58-2{,}1\right)=2{,}04$$

где $\mu_л = 0{,}58$ – определено по графику рис.П.3.7 в зависимости от

$$lg\,\sigma_{экв\,л}=lg\,44{,}3=1{,}65$$

$$K_л=\frac{\varepsilon_л\,C_л\,h_{ар}^2\,\rho_л\cdot 0{,}076}{\mu_л^2\,(mv^2)}=$$

$$=\frac{0{,}51\cdot 15140\cdot 417^2\cdot 0{,}18\cdot 0{,}076}{0{,}58^2\cdot 26{,}37\cdot 10{,}6}=2{,}07>[K_л]=2{,}04$$

б) Проверка запаса устойчивости по отношению к боковым колебаниям

$$[K_б]=3{,}75\left(1{,}3\,\mu_б-0{,}21\right)=3{,}75\left(1{,}3\cdot 0{,}78-0{,}21\right)=3{,}02$$

где $\mu_б = 0{,}78$ – определено по графику рис.П.3.7 в зависимости от

$$lg\,\sigma_{экв\,б}=lg\,287{,}5=2{,}46$$

$$K_б=\frac{\varepsilon_л\,C_л\,h_{ар}^2\,\rho_б}{(\pi)^2\,(mv^2)\,\mu_б^2}=\frac{0{,}51\cdot 15140\cdot 417^2\cdot 2{,}04}{3{,}14^2\cdot 26{,}37\cdot 10^6\cdot 0{,}78^2}=17{,}3<[K_б]=3{,}02$$

где

$$\rho_б=\rho_2=2{,}04$$

Таким образом, как показали полученные результаты, несущая способность армировки проектируемого варианта обеспечивает безопасную работу подъемной установки при заданной ее интенсивности.

Для возможности возведения новой армировки без остановки работы подъема в промежутках между существующими яругами устанавливаются новые яруса – один несущий коробчатый расстрел (2I2xI30) с односторонними рельсовыми проводниками (Р50). Между концами двух подъемов ставятся распорки из двух труб 60х6.

Преимущество новой армировки:

I) возведение без остановки подъемов;

2) количество лунок на ярусе 4 вместо 7 по старой схеме;

3) почвая установка по отвесу только одного расстрела вместо трех по принятой схеме.

Затраты на реконструкцию армировки ствола определены в п. П.7.8.4.

П.7.7.6. Выбор головного каната.

Необходимый по условиям прочности вес I м каната:

$$q_{гк} = \frac{Q_к}{\frac{G_в}{m\gamma_0} - H_0} = \frac{20600}{\frac{16000}{6,5 \cdot 0,94} - 613} = 11,15 \text{ кгс/м}$$

где H_0 – максимальная длина отвеса каната, м; определяется из выражения

$$H_0 = H_ш + H_{копр} + h_{загр} = 52 + 39 + 12 = 613 \text{ м}$$

$Q_к$ – вес концевого груза, равный 20600 кгс;

$G_в$ = I6000 кгс/см^2 – предел прочности проволоки на растяжение;

m = 6,5 – статический запас прочности;

γ_0 = 0,94 кгс/см^3 – фиктивная плотность каната.

Выбор головного каната производим по табл. П.4.II.

Принимаем канат ГОСТ 7668-80,

$d_{гк}$ = 53,5; $q_{гк}$ = II,I5 кгс/м; $G_в$ = I6000 кгс/см;

$Q_{сум}$ = I77000 кгс.

Величина фактического статического запаса прочности каната:

$$m_ф = \frac{Q_{сум}}{Q_к + q_{гк} \cdot H_0} = \frac{177000}{18670 + 11,63 \cdot 613} = 7,1 > 6,5$$

Принятый канат диаметром 53,5 мм проходит для данных условий.

Затраты на замену головных канатов определены в п.П.7.8.9.

П.7.7.7. Выбор подъемной машины.

Необходимая ширина канавочной поверхности барабана

$$B_0 = \left(\frac{H_n + l}{\pi D_б} + n_{тр} + 1\right)\left(d_{2к} + 3\right) =$$

$$= \left(\frac{594 + 30}{3,14 \cdot 6} + 6\right)\left(53,5 + 3\right) \approx 2338 \text{ мм}$$

б) Максимальное статическое натяжение ветви каната:

$$S_{max} = Q_к + q_{гк} H_0 = 18670 + 11,15 \cdot 613 = 25470 \text{ кгс}$$

в) Разность статических натяжений канатов:

$$\Delta S_{max} = Q_{гр} + q_{гк} H_n = 13000 + 11,65 \cdot 594 = 18620 \text{ кгс}$$

Выбор подъемной машины производим по табл.II.4.9. На основании проведенных расчетов принимаем подъемную машину типа 2Ц-6х2,4.

г) Проверка размера органа навивки.

1) По отношению диаметра барабана к диаметру каната:

$$\beta = \frac{D_0 \cdot 1000}{d_к} = 112 > 80$$

2) По допустимым углам отклонения каната на барабане и копровом шкиве (угол девиации).

Значение углов отклонений каната на правом барабане:

внутреннее:

$$\alpha_в = arc\,tg \frac{a_в}{L_s} = \frac{0,918}{47,8} = 1°6' < 1°30'$$

наружное:

$$\alpha_н = arc\,tg \frac{a_н}{L_s} = \frac{1,012}{47,8} = 1°13' < 1°30'$$

где L_s – длина струны, м, равная 47,8 м;

$a_в$, $a_н$ – соответственно внутреннее и наружное отклонение каната на правом барабане от плоскости шкива, мм; определяются из выражений:

$$a_н = B - \frac{l_0}{2} - a_{тр} = 2445 - 1025 - 408 = 1012 \text{ мм}$$

где B – расстояние между внутренними ребордами, мм.

$$a_в = B_0 - a_н - a_{тр} = 2338 - 1012 - 408 = 912 \text{ мм}$$

где $a_{тр}$ – ширина витков трения, мм;

$$a_{mp} = n_{mp}\left(1{,}025 \cdot d_{2к} + 36\right) = 6\left(1{,}025 \cdot 53{,}5 + 36\right) = 408\ мм$$

Значение углов отклонений каната на левом барабане:

внутреннее:

$$\alpha_в = arc\,tg\,\frac{a_в}{L} = \frac{0{,}918}{47{,}8} = 1°6' < 1°30'$$

наружное:

$$\alpha_н = arc\,tg\,\frac{a_н}{L} = \frac{1{,}012}{47{,}8} = 1°13' < 1°30'$$

Таким образом, углы девиации в пределах допустимых.

Затраты на установку подъемной машины 2Ц-6х2,4 определены в пп. П.7.8.2, П.7.8.3.

П.7.7.8. Последовательность замены подъемной машины 2Ц-4хI,8 на машину 2Ц-6х2,4.

а) Предварительные работы (до остановки подъема).

I. Разбирается существующая часть стены здания подъема в месте пристройки.

2. Разбирается фундамент здания в месте разборки стены.

3. Производится выемка грунта под фундамент редуктора и электродвигатель.

4. Возводится фундамент под редуктор и электродвигатель.

5. Устанавливаются редуктор и электродвигатель.

6. В существующем здании монтируется электрооборудование.

7. Пробивается монтажный проем для замены машины.

8. В период кратковременных остановок машины пробиваются в существующем фундаменте ниши для заводки балок под подшипники тормозных стоек.

Там, где возможно, бурятся в старом фундаменте колодцы для фундаментальных болтов коренных подшипников.

б) При полной остановке подъема.

I. Демонтаж коренной части существующей машины.

2. Монтаж новой коренной части машины с тормозной системой.

Подшипники тормозных балок крепятся к балкам, заложенным в нишах старого фундамента.

3. Окончательный монтаж всех узлов, навеска канатов и сосудов, опробывание.

П.7.7.9. Выбор копрового шкива.

В связи с увеличением диаметра каната, необходимо произвести замену существующих 4-метровых шкивов на 5-метровые.

Так как, согласно ПБ отношение диаметра направляющих шкивов к

диаметру каната должно быть не меньше 80.

$$\beta = \frac{D_{кш} \cdot 1000}{d_{2к}} = \frac{5 \cdot 1000}{53{,}5} = 93 > 80$$

Выбор копровых шкивов производим по табл. П.4.13. Принимаем шкивы типа ШК5.

Затраты на установку копровых шкивов ШК-5 определены в п.П.7.8.7.

П.7.7.10. Выбор редуктора подъемной машины.

Крутящий момент на выходном валу редуктора:

$$M_{кр} = \frac{1}{2}\left\{Q_{гр}\left(1 + \frac{a_2}{g}\right) + max\left(Q_{c_1}, Q_{c_2}\right) + \right.$$

$$\left. + \frac{a_2}{g}\left(\frac{GD_ш^2}{D_б^2} + S_{01} + S_{02} + Q_{c_1} + Q_{c_2}\right)\right\} =$$

$$= \frac{1}{2} 6\left\{13000\left(1 + \frac{0{,}75}{9{,}8}\right) + 7600 + \frac{0{,}75}{9{,}8}\left(\frac{2000000}{36} + 6366 + \right.\right.$$

$$\left.\left. 256 + 7600 + 7600\right)\right\} = 72427 \text{ кгс} \cdot \text{м}$$

По величине $M_{кр} = 72427$ кгс.м и $i = 10{,}5$ выбирается требуемый типоразмер редуктора по табл. П.4.12 при выполнении условия $M_{max} \geq M_{кр}$. Выбранный редуктор: 2ЦОН-22; $i = 10{,}5$; $GD_р^2 = 250$ тс.м^2.

Затраты на установку редуктора 2ЦОН-22 определены в п.П.7.8.5.

П.7.7.11. Выбор электродвигателя.

Скорость движения подъемных сосудов.

Согласно п.П.7.7.3, а также расчету армировки п.П.7.7.5.1 скорость движения подъемных сосудов принимаем равной 11,2 м/с.

Число оборотов двигателя:

$$n_{дв} = \frac{[V_{доп}] \cdot 60i}{\pi \cdot D_б} = \frac{11{,}2 \cdot 60 \cdot 10{,}5}{3{,}14 \cdot 6} = 374{,}6 \text{ об/мин}$$

Принимаем стандартную скорость вращения асинхронного двигателя

$$n_{дб} = 375 \text{ об/мин}.$$

Требуемая мощность электродвигателя:

$$N_{дв} = \frac{n_{гр}\,[V_{доп}]}{80} = \frac{1300 \cdot 11{,}2}{80} = 1820\ кВт.$$

По табл. П.4.8 выбираем два электродвигателя:

АКН-3-13-53-16УХЛ4 $N_{дв} = 1250$ кВт $n_{дв} = 375$ об/мин $\gamma = 2{,}4$.

Выбранные электродвигатели проверяем на тепловой режим.

Затраты на установку электродвигателей определены в п.II.7.8.6.

П.7.7.12. Проверочный расчет электродвигателя на тепловой режим.

а) Расчетные данные для семипериодной диаграммы.

Продолжительность периода первоначального ускоренного хода, а также периода замедления в конце движения (замедления)

$$t_1 = \frac{V_1}{a_1} = \frac{1{,}2}{0{,}3} = 4c \qquad t_7 = \frac{V_2}{a_4} = \frac{0{,}5}{0{,}3} = 2c$$

Путь в период первоначального ускоренного хода, а также при замедлении в конце движения:

$$h_1 = \frac{a_1 t_1^2}{2} = \frac{0{,}3 \cdot 4^2}{2} = 2{,}4м \qquad h_7 = \frac{a_4 t_7^2}{2} = \frac{0{,}3 \cdot 2^2}{2} = 0{,}6\ м$$

Путь в период первоначального равномерного хода, а также в период равномерного хода перед стопорением:

$$h_2 = h_{кр} - h_1 = 3{,}5 - 2{,}4 = 1{,}1м$$

$$h_6 = h_{кр} - h_7 = 3{,}5 - 0{,}6 = 2{,}9м$$

Период первоначального равномерного хода, а также в период равномерного хода перед стопорением:

$$t_2 = \frac{h_2}{V_1} = \frac{1{,}1}{1{,}2} \approx 1c$$

$$t_6 = \frac{h_6}{V_2} = \frac{2{,}9}{0{,}5} \approx 6c$$

Продолжительность периода основного ускоренного хода:

$$t_3 = \frac{[V_{доп}] - V_1}{a_2} = \frac{11{,}2 - 1{,}2}{0{,}75} = 14{,}3c$$

Путь, пройденный в период основного ускоренного хода:

$$h_3 = \frac{[V_{доп}] + V_1}{2} \cdot t_3 = \frac{11,2 + 1,2}{2} \cdot 14,3 = 88,6\ м$$

Продолжительность периода основного замедления:

$$t_5 = \frac{[V_{доп}] - V_2}{a_3} = \frac{11,2 - 0,5}{0,75} = 14,2\ с$$

Путь, пройденный в период основного замедления:

$$h_5 = \frac{[V_{доп}] + V_2}{2} \cdot t_5 = \frac{11,2 + 0,5}{2} \cdot 14,2 = 83\ м$$

Путь, пройденный скипом в период равномерного хода при максимально допустимой скорости:

$$H_р = H_п - (h_1 + h_2 + h_3 + h_5 + h_6 + h_7) =$$
$$= 594 - (2,4 + 1,1 + 88,6 + 83 + 2,9 + 0,6) = 415,4\ м$$

Продолжительность периода равномерного хода при максимально допустимой скорости

$$T_р = \frac{H_р}{[V_{доп}]} = \frac{415,4}{11,2} = 37\ с$$

б) Приведенный вес подъемной установки.

Приведенный вес подъемной машины:

$$G_б = \frac{GD^2_м}{D^2_б} = \frac{2 \cdot 10^6}{36} = 55555\ кгс$$

где $GD^2_м$ - маховый момент подъемной машины 2Ц6х2,4, кгс; принимается по табл. П.4.9 равным 2.10^6 кгс.

Приведенный вес копровых шкивов:

$$G_{шк} = 2\frac{GD^2_{шк}}{D^2_{шк}} = 2\frac{71500}{25} = 5720\ кгс$$

где $GD^2_{шк}$ - маховый момент копрового шкива ШК-5, кгс; принимается по табл. П.4.13, равным 71500 кгс.

Приведенный вес ротора электродвигателя:

$$G_{рот} = n_{дв}\frac{GD^2_{рот}}{D^2_б} i^2 = 2\frac{4500}{36} \cdot 10,5^2 = 27562\ кгс$$

где $GD^2_{рот}$ - маховый момент ротора электродвигателя АКН-2-18-53-16УХЛ4, кгс; принимается по табл.П.4.8 равным 4500 кгс.м^2.

Приведенный вес редуктора:

$$G_{ред} = \frac{GD^2_{ред}}{D^2_б} = \frac{250000}{36} = 6944 \text{ кгс}$$

Вес поступательно движущихся частей:

$$G_{пост} = Q_{гр} + 2Q_{ск} + 2q_{гк}L_{гк} =$$

= 12000 + 2,7690 + 2.11,15.752,8 = 44988 кгс.

где $L_{гк}$ - полная длина одной ветви подъемного каната, м; определяется из выражения:

$$L_{гк} = H_0 + \frac{\pi D_б}{2} + L_s + n_{тр}\pi D_б + h_ц =$$

= 618 + $\frac{3.14.6}{2}$ + 47,8 + 3.3,14.6 + 30 = 752,8 м.

здесь L_s = 47,8 м - длина отрубы каната.

в) Масса движущихся элементов подъемной системы, приведенная к окружности навивки:

$$M = \frac{\Sigma G}{g} = \frac{140769}{9,8} = 14364 \frac{\text{кгс}\cdot\text{с}^2}{\text{м}}$$

где $\Sigma G = G_б + G_{шк} + G_{род} + G_{ред} + G_{пост} =$

= 55555 + 5720 + 27562 + 6944 + 44988 = 14364 кгс.

г) Расчет движущихся усилий на окружности органа навивки.

Усилие в начале подъема:

$$F_1 = 1,15 \cdot Q_{гр} + q_{гк} H_п + Ma_1 =$$

= 1,15.12000 + 11,15.594 + 14364.0,3 = 25882 кгс.

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2 = 1,15 \cdot Q_{гр} + q_{гк}\left(H_п - 2h_1\right) + Ma_1 =$$

1,15.12000 + 11,15 (594-2.2,4) + 14364.0,3 = 25826 кгс.

Усилие в начале равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_3 = 1{,}15 \cdot Q_{zp} + q_{zk}\,(H_n + 2h_1) =$$

= I,I5.I3000 + II,I5 (594-2.2,4) = 2I5I7 кгс.

Усилие в конце равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_4 = 1{,}15\ Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2)] =$$

= I,I5.I3000 + II,I5 (594 - 2 (2,4+I,I) = 2I496 кгс.

Усилие в начале основного ускорения:

$$F_5 = 1{,}15\ Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2)] + M \cdot a_2 =$$

= 1,I5.I3000 + II,I5 594 - 2 (2,4+I,I) + I4364.0,75 = 32368 кгс.

Усилие в конце основного ускорения

$$F_6 = 1{,}15\,Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2 + h_3)] + M \cdot a_2 =$$

= I,I5.I3000+II,I5 594 - 2 (2,4 +I,I+88,6) +I4364.0,75 = 30294 кгс.

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_7 = 1{,}15\ Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2 + h_3)] =$$

= I,I5.I3000 + II,I5 594 - 2(2,4+I,I+83,6) = I952I кгс.

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_8 = 1{,}15\,Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2 + h_3 + H_p)] =$$

= I,I5.I3000+II,I5 594 -2(2,4+I,I+88,6+4I5,4) = I0258 кгс.

Усилие в начале основного замедления:

$$F_9 = 1{,}15\,Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2 + h_3 + H_p)] - M \cdot a_3 =$$

= I,I5.I3000+II,I5 594-2 2,4+I,I+88,6+4I5,4) - I4364.0,76= 5I5 кгс

Усилие в конце основного замедления:

$$F_{10} = 1{,}15\,Q_{zp} + q_{rk}\,[H_n - 2\,(h_1 + h_2 + h_3 + H_p + h_5)] - M \cdot a_3 =$$

= I,I5.I3000+II,I5 594-2(2,4+I,I+88,6+4I5,4+83) -I4364.0,75=
= - 2366 кгс

Усилие в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{11} = 1{,}15\,Q_{гр} + q_{гк}\left[H_п - 2\left(h_1 + h_2 + h_3 + H_р + h_5\right)\right] =$$

1,15.13000 +11,15 594-2(2,5+1,1+88,6+415,4+83) = 8408 кгс.

Усилие в конце периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{12} = 0{,}85\,Q_{гр} - q_{гк}\left(H_п - 2 \cdot 0{,}5\right) =$$

- 0,85.13000 - 11,15 (594-1) = 4438 кгс.

Усилие в начале стопорения:

$$F_{13} = 0{,}6\,Q_{гр} - q_{гк}\left(H_п - 2 \cdot 0{,}5\right) =$$

- 0,6.13000 - 11,15 (594-1) - 14364.0,3 = - 3121 кгс.

Усилие в конце подъема:

$$F_{14} = 0{,}6\,Q_{гр} - q_{гк} \cdot H_п - M \cdot a_4 =$$

= 0,6.13000-11,15.594-14364.0,3 = -3119 кгс.

д) Сумма произведений квадратичных усилий на время периода, в течение которого они создаются:

$$\Sigma F^2 \cdot t = \left(F_1^2 + F_2^2\right)\frac{t_1}{2} + \left(F_3^2 + F_3 \cdot F_4 + F_4^2\right)\frac{t_2}{3} +$$

$$+ \left(F_5^2 + F_6^2\right)\frac{t_3}{2} + \left(F_7^2 + F_7 \cdot F_8 + F_8^2\right)\frac{T_р}{3} +$$

$$+ \left(F_9^2 + F_{10}^2\right)\frac{t_5}{2} + \left(F_{11}^2 + F_{11} \cdot F_{12} + F_{12}^2\right)\frac{t_6}{3} + \left(F_{13}^2 + F_{14}^2\right)\frac{t_7}{2} =$$

$$= \left(25882^2 + 25826^2\right)\frac{4}{2} + \left(21517^2 + 21517 \cdot 21495 + 21495^2\right) \cdot 0{,}3 +$$

$$+ \left(32268^2 + 30294^2\right)\frac{14{,}3}{2} + \left(19521^2 + 19521 \cdot 10258 +\right.$$

$$\left. + 10258^2\right)\frac{37}{3} + \left(515^2 + 2366^2\right)\frac{142}{2} +$$

$$+ \left(8408^2 + 8408 \cdot 4438 + 4438^2\right)\frac{6}{3} +$$

$$+ \left(3121^2 + 3119^2\right)\frac{2}{2} = 291 \cdot 10^8 \text{ кгс}^2\text{с}$$

е) Эквивалентная продолжительность цикла:

$$T_{эфф} = 0{,}5\left[2\left(t_1 + t_2 + t_3 + t_5 + t_6 + t_7\right)\right] + 2T_p + 0{,}25 \cdot 2t_n = 0{,}5\left[\left(4 + 1 + 14{,}3 + 14{,}2 + 6 + 2\right)\right] + 2 \cdot 37 + 0{,}25 \cdot 15 = 123\,с$$

в) Эффективное движущееся усилие на окружности барабана:

$$F_{эфф} = \sqrt{\frac{\Sigma F^2 t}{T_{эфф}}} = \sqrt{\frac{291 \cdot 10^8}{123}} = 1{,}64 10^4\ кгс$$

з) Величина допустимого перегруза:

$$\gamma = \frac{F_{max}}{F_{эфф}} = \frac{32268}{1{,}64 \cdot 10^4} = 2{,}0 < 2{,}4$$

(что меньше коэффициента допускаемого перегруза, рекомендуемого для данного типа электродвигателя)

где F_{max} - максимальное усилие на ободе барабана, кгс; усилие в начале основного ускорения, равное 32268 кгс.

П.7.8. Определение затрат на модернизацию подъема.

П.7.8.1. Затраты на установку копра:

$$K_{копр} = K^{опт}_{копр} + K^{мон}_{копр} + K^{дем}_{копр} + K^{мон}_{прист} + K^{дем}_{прист} + K^{стр}_{копр} =$$

= 33000 + 23650 + 4300 + 850 + 200 + 245 + 2563 = 64848 руб.

где $K^{опт}_{копр}$ - стоимость изготовления и приобретения металлоконструкций устанавливаемого копра, руб; определяется по выражению:

$$K^{опт}_{копр} = P^1_{копр} \quad K^{ст}_{копр} = 110 \cdot 330 = 33000\ руб$$

где $P^1_{копр}$ - вес устанавливаемого копра, тс;

$K^{ст}_{копр}$ - стоимость 1 тс веса металлоконструкций копра, руб/тс;

$K^{мон}_{копр}$ - стоимость монтажных работ при сооружении устанавливаемого копра, руб; определяется по выражению:

$$K^{мон}_{копр} = P^1_{копр} \cdot K^{мон}_{копр} = 110 \cdot 215 = 23650\ руб$$

где $К^{мон}_{копр}$ – стоимость монтажа I то веса копра, руб/то;

$К^{мон}_{присп}$ – стоимость изготовления и монтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб; определяется из выражения:

$$К^{мон}_{присп} = Р_{присп} \cdot К^{мон}_{присп} = 20 \cdot 215 = 4300 \text{ руб}$$

где $Р_{присп}$ – вес приспособления для безопасной работы действующего подъема, то;

$К^{мон}_{присп}$ – стоимость изготовления и монтажа I то веса металлоконструкций, руб/то;

$К^{дем}_{копр}$ – стоимость демонтажа заменяемого копра, руб; определяется из выражения:

$$К^{дем}_{копр} = Р_{копр} \cdot К^{дем}_{копр} = 86 \cdot 9,96 = 860 \text{ руб}$$

где $Р_{копр}$ – вес заменяемого копра, то;

$К^{дем}_{копр}$ – стоимость демонтажа I то веса заменяемого копра, руб/то;

$К^{дем}_{присп}$ – стоимость демонтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб, определяется из выражения:

$$К^{дем}_{присп} = Р_{присп} \cdot К^{дем}_{присп} = 20 \cdot 12,25 = 245 \text{ руб}$$

где $К^{дем}_{присп}$ – стоимость демонтажа I то веса металлоконструкций для безопасной работы действующего подъема, руб/то;

$К^{стр}_{копр}$ – стоимость строительных работ на установку копра, руб; определяется из выражения:

$$К^{стр}_{копр} = V_{котл} \cdot К_{котл} + V_{фунд} \cdot К_{фунд} =$$

$= 120 \cdot 2,04 + 110.23,3 = 245 + 2563 = 2808$ руб.

где $V_{котл}$ – объем разрабатываемого котлована под установку копра, $м^3$;

$К_{котл}$ – стоимость разработки грунта IУ группы площадью 20 $м^2$, руб/$м^3$;

$V_{фунд}$ – объем фундамента под копер, $м^3$;

$К_{фунд}$ – стоимость устройства I $м^3$ фундамента под копер, бетон М100, руб/$м^3$.

П.7.8.2. Затраты на замены подъемной машины:

$$К_{пм} = К_{пм}^{опт} + К_{пм}^{мон} + К_{мет}^{мон} + К_{пм}^{дем} =$$

= 137350 + 13912 + 4680 + 4852 = 160794 руб.

$К_{пм}^{опт}$, $К_{пм}^{мон}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа подъемной машины 2Ц6х2,4, руб; определяются по табл. П.4.9;

$К_{п.м}^{дем}$ – стоимость демонтажа подъемной машины 2Ц4хI,8, руб; определяется по табл. П.4.9;

$К_{мет}^{мон}$ – стоимость изготовления и монтажа опорных металлоконструкций при замене подъемной машины, руб; определяется из выражения:

$$К_{мет}^{мон} = Р_{мет} \cdot К_{мет}^{мон} = 17,05 \cdot 244 = 4680 \text{ руб}$$

где $Р_{мет}$ – вес опорных металлоконструкций при замене подъемной машины, то;

$К_{мет}^{мон}$ – стоимость изготовления и монтажа I то веса опорных металлоконструкций и его монтажа, руб/то.

П.7.8.3. Затраты на строительные работы при установке подъемной машины 2Ц6х2,4:

$$К_{пм}^{стр} = К_{с} + К_{рф} + К_{ур} + К_{пп} + К_{пом} + К_{пристр.} =$$

$$= 143 + 2025 + 4806 + 1151 + 461 + 31200 = 39786 \text{ руб.}$$

где $К_{с}$ – стоимость разборки кирпичной стены, руб; определяется из выражения:

$$К_{с} = V_{рс} \cdot К_{р.с} = 33,3 \cdot 4,28 = 143 \text{ руб}$$

где $V_{р.с}$ – объем разбираемой кирпичной стены, м³;

$К_{р.с}$ – стоимость разборки I м³ кирпичной стены, руб/м³;

$К_{р.ф}$ – стоимость разборки бетонного фундамента, руб; определяется из выражения:

$$К_{рф} = V_{рф} \cdot К_{рф} = 150 \cdot 13,5 = 2025 \text{ руб}$$

где $V_{р.ф}$ – объем разбираемого фундамента, м³;

$К_{р.ф}$ – стоимость разборки I м³ бетонного фундамента, руб/м³, бетон М100;

$K_{уф}$ - стоимость устройства фундамента объемом более 25 м³, руб, определяется из выражения:

$$K_{уф} = V_{уф} \cdot K_{уф} = 180 \cdot 26{,}5 = 4806 \text{ руб}$$

где $V_{уф}$ - объем устраиваемого фундамента, м³;

$K_{уф}$ - стоимость устройства I м³ фундамента, бетон М100, руб/м³;

$K_{мп}$ - стоимость устройства металлических перемычек над проемами, руб; определяется из выражения:

$$K_{мп} = P_{мп} \cdot K_{мп} = 5{,}07 \cdot 227 = 1151 \text{ руб}$$

$K_{пол}$ - стоимость устройства полов из металлических плиток, руб; определяется из выражения:

$$K_{пол} = S_{пол} \cdot K_{пол} = 114 \cdot 4{,}02 = 461 \text{ руб}$$

где $S_{пол}$ - площадь полов, м²;

$K_{пол}$ - стоимость устройства I м² полов из металлических плиток, руб/м²;

$K_{пристр}$ стоимость пристройки к зданию подъема, руб; определяется из выражения:

$$K_{пристр} = \left| V'_{п.м} - V_{п.м} \right| K_{пристр} = \left| 7000 - 4500 \right| \cdot 12 =$$

$$= 31200 \text{ руб}$$

где $V'_{п.м}$ - строительный объем для подъемной машины 2Ц6х2,4, м³; принимается равным 7000 м³;

$V_{п.м}$ - строительный объем для подъемной машины 2Ц4хI,8, м³; принимается равным 4500 м³;

$K_{пристр}$ - стоимость сооружения I м³ строительного объема, руб/м³.

Строительные объемы для подъемных машин определены на основании "Укрупненных показателей стоимости строительства предприятий угольной промышленности".

П.7.8.4. Затраты на реконструкцию армировки ствола:

$$K_{ар} = K_{рас}^{опт} + K_{пр}^{опт} + K_{лун} + K_{рас}^{мон} + K_{пр}^{мон} + K_{рас}^{дем} +$$

$$+ K_{пр}^{дем} + k_{п.об} =$$

= 21102 + 29018 + 2035 + 25700 + 102239 + 22243 + 4194 + 30000 =
= 236551 руб.

где $K_{рас}^{опт}$ - оптовая цена устанавливаемых коробчатых расстрелов типа 212х130х12, руб; определяется из выражения:

$$K_{рас}^{опт} = n_{яр} \; l_{рас} \cdot q_{рас} \cdot K_{рас}^{опт} =$$

= 145.15.0,0396.245 = 21102 руб.

где $n_{яр}$ - число ярусов, армировк" в стволе:

$$n_{яр} = \frac{H_{ст}}{h_{яр}} = \frac{606}{4.17} = 145$$

$l_{рас}$ - длина расстрелов в ярусе, м; принимается равной 15 м (см.схему яруса, рис.П.7.4);

$q_{рас}$ - вес 1 п.м расстрела, т/м; определяется по табл.3.1.;

$K_{рас}$ - оптовая цена 1 тс веса расстрела, руб/тс; определяется по табл. 3.1.

$K_{пр}^{опт}$ - оптовая цена устанавливаемых проводников типа Р50, руб; определяется из выражения:

$$K_{пр}^{опт} = n_{пр} \cdot l_{пр} \cdot q_{пр} \cdot K_{пр}^{опт} =$$

= 8.606.0,0516.116 = 29018 руб.

где $n_{пр}$ - число ниток проводников в стволе; $n_{пр} = 8$;

$l_{пр}$ - длина одной нитки проводника в стволе, м; $l_{пр} = 606$ м;

$q_{пр}$ - вес 1 п.м проводника Р50, тс; определяется по табл.3.3;

$K_{пр}^{опт}$ - оптовая цена 1 тс веса проводника Р50, руб/тс; определяется по табл.3.3;

$K_{лун}$ - стоимость долбления лунок в бетонной крепи ствола сечением 600-1500 $см^2$, руб; определяется из выражения:

$$K_{лун} = n_{лун} \cdot K_{лун} = 580 \cdot 3,51 = 2035 \; руб$$

$n_{луч}$ - количество лунок в бетонной крепи ствола, шт:

$$n_{лун} = \frac{H_{ст}}{h_{яр}} \cdot 4 = \frac{606}{4,17} 4 = 580$$

$K_{лун}$ – стоимость долбления одной лунки, руб/лун;

$K_{рас}^{мон}$ – стоимость установки коробчатых расстрелов 2I2xI50xI6 с заделкой одного конца и прибалчиванием другого, руб; определяется из выражения:

$$K_{рас}^{мон} = n_{яр} \cdot \ell_{рас} \cdot q_{рас} \cdot K_{рас}^{уст} =$$

I45.I5.0,0396.295,38 = 25700 руб.

где $K_{рас}^{уст}$ – стоимость установки I тс веса расстрелов, руб/тс;

$K_{пр}^{мон}$ – стоимость навески проводников типа Р50, руб; определяется из выражения:

$$K_{пр}^{мон} = n_{пр} \cdot \ell_{пр} \cdot q_{пр} \cdot K_{пр}^{наб} =$$

= 8.606.0,0316.308,68 = I02239 руб.

$K_{рас}^{дем}$ –стоимость демонтажа расстрелов типа двутавр № 24а, руб; определяется из выражения:

$$K_{рас}^{дем} = n_{яр} \cdot n_{лун} \cdot \left(K_{лун}^{раз} + K_{лун}^{зад}\right) +$$

$$+ n_{яр} \cdot \ell_{рас} \cdot q_{рас} \cdot K_{рас}^{дем} =$$

= I45.9 (8,37 2,88) + I45.26,5.0,04I.48 = 22243 руб.

где $n_{лун}$ – количество разделываемых и заделываемых лунок в существующем ярусе армировки, шт; принимается равным 9;

$K_{лун}^{раз}$ – стоимость разделки лунки для демонтажа расстрелов, руб/лунка;

$K_{лун}^{зад}$ – стоимость заделки лунки, руб/лунка;

$\ell_{рас}$ – общая длина расстрелов в существующем ярусе армировки; м; согласно рис.II.7.2 принимается равной 26,5 м;

$q_{рас}$ – вес I м расстрела типа двутавр № 24, кгс; согласно табл.3.I принимается равным 4I,2 кгс;

$K_{рас}^{дем}$ – стоимость демонтажа I тс веса расстрела, руб/тс;

$K_{пр}^{дем}$ – стоимость демонтажа проводников Р38, руб; определяется из выражения:

$$K_{пр}^{дем} = n_{яр} \cdot n_{ск} K_{ск} + \ell_{пр} \cdot n_{нит} \cdot q_{пр} \cdot K_{пр}^{дем} =$$

= I45.8.I,69 + 606.8.0,0384 .11,98 = 4I94 руб.

где $n_{ск}$ – число зажимных скоб в существующем ярусе армировки, шт; согласно рис.П.7.2 принимается равным 8;

$K_{ск}$ – стоимость снятия зажимной скобы, руб/скоба;

$n_{нап}$ – число ниток проводников в существующем ярусе армировки, шт; согласно рис.П.7.2 принимается равным 8;

$\ell_{пр}$ – длина проводника, м; принимается равной глубине ствола – 606 м;

$q_{пр}$ – вес I м проводника Р38, кгс; согласно табл.3.3 принимается равным 38,4 кгс;

$K^{дем}_{пр}$ – стоимость демонтажа I тс веса проводника, р./тс;

$K_{п.об}$ – затраты на монтаж, демонтаж, транспорт и наладку временного проходческого оборудования, руб; согласно смете проектов реконструкции скиповых комплексов принимаются равными 30000 руб.

П.7.8.5. Затраты на замену редуктора:

$$K_{ред} = K^{опт}_{ред} + K^{мон}_{ред} + K^{дем}_{ред} =$$

$$= 3600 + 1800 + 378 = 5778 \text{ руб.}$$

где $K^{опт}_{ред}$, $K^{мон}_{ред}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа редуктора 2ЦУ-22, руб; определяются по табл. П.4.12;

$K^{дем}_{ред}$ – стоимость демонтажа редуктора 2Ц-18, руб; определяется по табл. П.4.12.

П.7.8.6. Затраты на замену электродвигателя:

$$K_{эл} = 2\left\{K^{опт}_{эл} + K^{мон}_{эл}\right\} + K^{дем}_{эл} =$$

$$= 2\left\{11700 + 271\right\} + 34 = 23976 \text{ руб}$$

где $K^{опт}_{эл}$, $K^{мон}_{эл}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа электродвигателя АКН-2-18-57-16УХЛ4, руб; определяются по табл.П.4.8;

$K^{дем}_{эл}$ – стоимость демонтажа электродвигателя ДАЗ-1906-16, руб; принимается равной 34 руб.

П.7.8.7. Затраты на замену копровых шкивов:

$$K_{шк} = \left\{2K^{опт}_{шк} + 4K^{дем}_{шк} + 4K^{мон}_{шк}\right\} =$$

$$= \left\{26360+4701+4179\right\} = 16246 \text{ руб}$$

где $K_{шк}^{опт}$, $K_{шк}^{мон}$ – соответственно оптовая цена и стоимость монтажа копрового вакива ШК-5, руб; определяются по табл. П.4.13;

$K_{шк}^{дем}$ – стоимость демонтажа копрового вакива ШК-4, руб; определяется по табл.П.4.13.

П.7.8.8. Затраты на замену подъемных сосудов:

$$K_c = 2\left\{K_c^{опт} + K_c^{мон} + K_c^{дем}\right\} =$$

$$= 2\left\{6536 + 448 + 76\right\} = 14120 \text{ руб}$$

где $K_c^{опт}$, $K_c^{мон}$ – оптовая цена и стоимость навеска подъемного сосуда 2СН15-I, руб; определяются по табл. П.4.10;

$K_c^{дем}$ стоимость демонтажа подъемного сосуда 2 СН9,5-I, руб; определяется по табл. П.4.10.

П.7.8. Затраты на замену головных канатов:

$$K_{гк} = 2\left\{K_{гк}^{опт} + K_{гк}^{нав} + K_{гк}^{дем}\right\} =$$

$$= 2\left\{4029 + 444 + 62\right\} = 9070 \text{ руб}$$

где $K_{гк}^{опт}$ – оптовая цена головного каната, руб; определяется из выражения:

$$K_{гк}^{опт} = \frac{L_{гк}}{10} \cdot K_{кан}^{опт} = \frac{753}{10} \cdot 54{,}15 = 4029 \text{ руб}$$

где $K_{кан}^{опт}$ – оптовая цена 10 м головного каната ∅ 53,5 мм, руб; определяется по табл.П.4.11;

$L_{гк}$ – полная длина одной ветви подъемного каната, м, равная 753 м;

$K_{гк}^{нав}$ – стоимость навески головного каната ∅ 53,5 мм, руб; определяется из выражения:

$$K_{гк}^{нав} = \left\{K_{гк}^{нав} + \left[\frac{L_{гк}}{10} - 1\right]\left(K_{гк}^{нав}\right)'\right\} =$$

$$= \left\{ 81{,}2 + \left[\frac{753}{100} - 1 \right] \cdot 56{,}3 \right\} = 444 \text{ руб}$$

где $K_{гк}^{нав}$, $\left(K_{гк}^{нав}\right)^{1}$ – соответственно стоимости навески первых 100 м и последующих 100 м головного каната ∅ 53,5 мм, руб; определяются по табл.П.4.I0;

$K_{гк}^{дем}$ – стоимость демонтажа головного каната ∅33,0 мм, руб; определяется из выражения:

$$K_{гк}^{дем} = \left\{ K_{гк}^{дем} + \left[\frac{L_{гк}}{100} - 1 \right] \left(k_{гк}^{дем}\right)^{1} \right\} =$$

$$= \left\{ 15{,}6 + \left[\frac{753}{100} - 1 \right] \cdot 7{,}2 \right\} = 62 \text{ руб}$$

где $K_{гк}^{дем}$, $\left(K_{гк}^{дем}\right)^{1}$ – соответственно стоимость демонтажа первых 100 м и последующих 100 м головного каната ∅ 33,0 мм; определяются по табл.П.4.II.

П.7.8.I0. Затраты на замену двухскипового загрузочного устройства.

Существующий скиповой подъем оборудован загрузочным устройством с объемной дозировкой. Учитывая, что при замене скипов на I8 тс они будут использованы для выдачи угля и породы, поэтому предусматривается замена загрузочного устройства с объемной дозировкой на загрузочное устройство с весовой дозировкой.

Затраты определяются из выражения:

$$K_{зу} = K_{зу}^{опт} + K_{зу}^{мон} + K_{зу}^{дем} + K_{п} + K_{зу}^{гр} =$$

= I0000 + I633 + 3777 + II448 + 2086 = 25544 руб.

где $K_{зу}^{опт}$ – оптовая цена устанавливаемого загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{зу}^{опт} = P_{зу} \cdot K_{зу}^{опт} = 26 \cdot 384{,}6 = 10000 \text{ руб}$$

где $P_{зу}^{1}$ – вес устанавливаемого загрузочного устройства, тс;

$K_{зу}^{опт}$ – стоимость I тс веса устанавливаемого загрузочного устройства, руб/тс;

$K_{зу}^{мон}$ – стоимость монтажа устанавливаемого загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{зу}^{мон} = P_{зу}^{1} \cdot K_{зу}^{мон} = 26 \cdot 62{,}8 = 1633 \text{ руб}$$

где $K_{зу}^{мон}$ – стоимость монтажа 1 т.с. веса загрузочного устройства, руб/тс;

$K_{зу}^{дем}$ – стоимость демонтажа заменяемого загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{зу}^{дем} = P_{зу} \cdot K_{зу}^{дем} = 20 \cdot 18{,}87 = 377 \text{ руб}$$

где $P_{зу}^{1}$ – вес заменяемого загрузочного устройства, тс;

$K_{зу}^{дем}$ – стоимость демонтажа 1 тс веса загрузочного устройства, руб/тс;

$K_{п}$ – стоимость установки питателя ПА-8, руб; определяется из выражения:

$$K_{п} = K_{п}^{опт} + K_{п}^{мон} = 5400 + 324 = 5724 \text{ руб}$$

где $K_{п}^{опт}$ – оптовая цена питателя ПА-8, руб;

$K_{п}^{мон}$ – стоимость монтажа питателя, руб.

$$K_{п}^{мон} = P_{п} \cdot K_{п}^{мон} = 10{,}166 \cdot 31{,}8 = 324 \text{ руб}$$

где $P_{п}$ – вес питателя, тс;

$K_{п}^{мон}$ – стоимость монтажа 1 тс веса питателя, руб/тс;

$K_{зк}^{гр}$ – стоимость горных работ при расширении камеры загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{зк}^{гр} = V_{ст} \cdot K_{ст} + \Delta V_{зк} \cdot K_{пр} + V_{п.кр} \cdot K_{п.кр} +$$

$$+ V_{в.кр} \cdot K_{в.кр} + V_{пол} \cdot K_{пол} =$$

$= 7.9{,}0 \cdot 70.7{,}15 + 70.6{,}48 + 16.50{,}5 + 8.32{,}38 = 2086$ руб.

где $V_{ст}$ – объем разборки железобетонных тюбингов в стволе, м^3;

$K_{ст}$ – стоимость разборки 1 м^3 железобетонных тюбингов в стволе, руб/м^3;

$\Delta V_{зк}$ – объем прохождения загруженной камеры сечением в свету 6,5 м^2 в проход 11,3 м^2 по породе f = 4-6, м^3;

$K_{кр}$ – стоимость прохождения 1 м^3 загрузочной камеры сечением в свету 6,5 м^2 по породе f = 4-6 м, руб/м^3;

$V_{в.кр}$ - объем временного крепления, м³,

$K_{в.кр}$ - стоимость I м³ временного крепления, руб/м³;

$V_{п.кр}$ - объем постоянного крепления, м³;

$K_{п.кр}$ - стоимость I м³ постоянного бетонного крепления стены толщиной 400 мм, руб/м³;

$V_{пол}$ - объем пола, м³;

$K_{пол}$ - стоимость I м³ бетонирования пола, руб/м³

П.7.8.II. Затраты на установку разгрузочных кривых:

$$K_{рк} = K^{опт}_{р.к} + K^{мон}_{рк} + K^{дем}_{рк} =$$

= 4050 + 459 + 101 = 4610 руб.

где $K^{опт}_{рк}$ - стоимость приобретения устанавливаемых разгрузочных кривых, руб; определяется из выражения:

$$K^{опт}_{рк} = P^{'}_{рк} \cdot Ж_{рк} = 15 \cdot 270 = 4050 \text{ руб}$$

где $P_{рк}$ - вес устанавливаемых разгрузочных кривых, тс;

$Ж_{рк}$ - стоимость I тс веса устанавливаемых разгрузочных кривых руб/тс;

$K^{мон}_{рк}$ - стоимость монтажа устанавливаемых разгрузочных кривых, руб; определяется из выражения

$$K^{мон}_{рк} = P^{'}_{рк} \cdot Ж^{мон}_{рк} = 15 \cdot 30,6 = 459 \text{ руб}$$

где $Ж^{мон}_{рк}$ - стоимость монтажа I тс веса устанавливаемых разгрузочных кривых, руб/тс;

$K^{дем}_{рк}$ - стоимость демонтажа существующих разгрузочных кривых, руб; определяется из выражения:

$$K^{дем}_{рк} = P_{рк} \cdot Ж^{дем}_{рк} = 10 \cdot 10,1 = 101 \text{ руб}$$

п.7.9. Определение эксплуатационных расходов

п.7.9.I. Затраты на электроэнергию:

$$C_{эл} = W_э \left(\frac{a_1}{\cos\varphi} + a_2 \cdot T_{р.сут} \cdot T_{р.год} \cdot h \right) =$$

$$= 2500 \left(\frac{12,8}{0,6} + \frac{0,7}{100} \times 17,5 \times 305 \times 0,75 \right) = 122500 \text{ руб./год}$$

где $W_э$ - суммарная мощность одновременно работающих электродвигателей, квт; принимается равной 2500 квт.;

a_1 – тариф за I квт. установленной мощности, руб./год; принимается равным I2,8 руб./год.;

a_2 – тариф за I квт израсходованной энергии, коп.; принимается равным 0,7 коп;

η – средний коэффициент загрузки двигателей по мощности; принимается равным 0,75 ; $\cos\varphi = 0{,}6$;

$T_{р.сут}$ – время работы подъемной установки в сутки, ч; принимается равным I7,5 ч.;

$T_{р.год}$ – время работы подъемной установки в течение года, дни; принимается равным 305 дни.

п.7.9.2 Амортизационные отчисления

а) Амортизационные отчисления на полное восстановление объектов, существующих в течении всего срока эксплуатации шахты:

$$C_{ам} = \frac{K_{конр} + K_{п.м.}^{стр} + K_{арм} + K_{шк} + K_{гк} + K_{эу} + K_{рк}}{Z_ш} =$$

$$= \frac{64848 + 39785 + 23653I + 28960 + 9070 + 25544 + 46I0}{I00 \times I0^6} = 0{,}004I \text{ руб./т}$$

где $Z_ш$ – промышленные запасы шахтного поля,т; принимаются равными I00 x $I0^6$ т

б) Амортизационные отчисления на восстановление оборудования:

– электродвигателей

$$C_{эд} = \frac{K_{эд} \cdot \alpha_{эд}}{100} = \frac{2397b \cdot 8{,}1}{100} = 1942 \text{ руб/год}$$

– редуктора

$$C_{ред} = \frac{K_{ред} \cdot \alpha_{ред}}{100} = \frac{5778 \cdot 9{,}1}{100} = 52b \text{ руб/год}$$

– скипов

$$C_{ск} = \frac{K_{ск} \cdot \alpha_{ск}}{100} = \frac{14120 \cdot 36{,}8}{100} = 519b \text{ руб/год}$$

– подъемной машины

$$C_{пм} = \frac{K_{п.м} \cdot \alpha_{п.м}}{100} = \frac{160794 \cdot 5{,}3}{100} = 8522 \text{ руб/год}$$

где $\alpha_{эд}$, $\alpha_{ред}$, $\alpha_{ск}$, $\alpha_{п.м.}$ – соответственно нормы амортизационных отчислений на восстановление электродвигателя, редуктора, скипов и подъемной машины

Таким образом, реализация результатов проведенных расчетов и разработанных средств позволяет оценить объем и экономическую эффективность мероприятий, обеспечивающих повышение производительности труда работы конкретной скиповой установки.

gost.e-ecolog.ru

Ответственный за выпуск Л.И.Голев