

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

СО 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 соотношении 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 скольжение канатов в режимах предохранительного торможения подъемных машин со шкивами трения	113
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

1. ОШИБКИ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Настоящая методика содержит расчет производительности многоканатных и одноканатных скиповых подъемных установок, обеспечивающий комплексный подход к определению его технико-экономических возможностей, а также формирование и экономическую оценку мероприятий ее повышения.

1.2. Методика позволяет определить скорость и грузоподъемность судов с учетом эксплуатационного состояния армировки вахтного 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) уменьшается со временем по экспоненциальному закону учитывающим фактор "старения" подъемной машины.

1.3. 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 определение узлов 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 усюного копра и программа "Расчет башенного копра", разработанная институтом ДонпромстройНИИпроект для расчета элементов башенного копра.

1.4. Решения по модернизации подъемного комплекса направлены как на удешевление строительно-монтажных работ, так и на сокращение остаточной работы вахты на период модернизации.

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

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 застроеной промплощадки невозможно выполнить пристройку к существующему зданию подвешенной 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 завершить за 12-15 дней.

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

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

При замене станка копра новый станок монтируется рядом со старым, а затем за 1-3 дня надвигается на место старого, предварительно одвинутого 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 препятствуя 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 грузозахватного 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 подвешенных установок действующих шахт по фактору "армировка" с целью выявления пропускной способности стволов. Определение эксплуатационных возможностей армировок конкретных стволов производится с учетом фактического износа

расстрелов в 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 "осуд-армировка". Это позволяет определять возможности интенсификации действующей подъемной установки и дать нормы допустимого износа расстрелов.

1.6. 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".

1.7. При формировании мероприятий по увеличению производительности подъемных установок, оборудованных машинами со шкивами трения, за счет повышения грузоподъемности подъемных осудов 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.

1.7.1. Нижняя граница допустимых значений тормозного момента предохранительного тормоза определяется минимально допустимым замедлением машины $[a_c]$ при опуске расчетного груза или опуске противовеса с порожним осудом. Величина $[a_c]$ принимается для грузоподъемных подъемных установок не менее $1,5 \text{ м/с}^2$ а для грузорых - не менее $1,2 \text{ м/с}^2$ при условии оборудования последних устройств, ограничивающим опуск груза или противовеса с порожним осудом.

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

1.7.3. Оценка запасов нескольжения канатов производится по критерию отдаленности фактического состояния систем 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 осудов, при которых возможно предохранительное торможение, включая режимы: опуск и подъем осудов с номинальным расчетным грузом и перегон порожних осудов (опуск и подъем противовеса при порожнем осуде).

1.7.4. Различаются три принципиально различных критических состояний системы по признакам:

- критическое отношение диаметров и обогатившей и либгагащей на пилье ветвей канатов;
- критическое значение шага;
- критическая разность натяжений канатов.

Соответственно отнесенная критических значений указанных параметров и их фактически значения в реальных предохранительного тормозов определяют запас несложившая канатов по критериям K , Q и S .

1.7.5. Расчет на несложившая канатов подъемной установкой должен производиться по критериям с запасом несложившая не ниже 1,2. Допускается в отдельных случаях по согласованию с ВНИИМ им.М.М.Федорова производить расчет по Q или S -критериям с запасом несложившая канатов не ниже 1,25.

1.7.6. Валиками параметром, определяющим верхнюю границу допустимых значений тормозного момента, является коэффициент трения между канатами и фетеронкой канатозащитного джвля, расчетное значение которого (M) необходимо принимать равным 0,25 для фетеронки всех видов из допустимых материалов, допущенных и эксплуатация, а равным 0,20 - для деревянной фетеронки. В отдельных случаях по согласованию с ВНИИМ им.М.М.Федорова на основании результатов опытной проверки фактического значения коэффициента трения в расчет допускается принимать

$$M = 0,3.$$

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

1.7.8. Расчетный вес перевозимого в складах груза определять по данным настройки весового дозирующего устройства. При объеме дозирования расчеты вес груза определять, исходя из рабочей емкости дозатора; при этом объемный вес горючей массы принимать равным 1,4 кг/м³, а объемный вес породы - 1,8 кг/м³. Во всех случаях вес груза не должен превышать значения, предусмотренного проектом для данной подъемной установки.

1.8. 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 отвала.

1.9. Основанием для разработки методики является тематический план институтов ЦНИИуголь и ВНИИМ им.М.М.Федорова.

1.10. Цель методики состоит в повышении обоснованности расчетов производительности шахтного подъема.

1.11. Методика создана на основе результатов научно-исследова-

тельских работ институте горной механики им. М. М. Федорова. Исполнялись также работы институтами "Центрпрошахт", "УкрМШПРОСАХТ", "ДонпромстройПРОСАХТ", проектные материалы институтами "Донгазпрошахт", "Дизпрогазпрошахт", "Луганпрошахт", "Воронилеотградгазпрошахт", "Шахпрошахт", "Ростовгазпрошахт". Дошедшей проектной документации и инструктивных документов. При разработке методики был учтен многолетний опыт эксплуатации действующих подъемных установок, опыт заводских управлений треста "Донецкуглемехмонтажа", опыт при старом и в создании подъемных машин Донецкого машиностроительного завода им. Ленинского комсомола Украины.

1.12. Методика может быть использована как при ручной, так и при машинном счете, для чего она разработана в загоризонтальной форме, удобной для программирования на ЭВМ.

1.13. 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 вынести всех применяемых в настоящее время методов и руководств.

2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА

Наименование параметров	Таблица 2.1		
	Обозначение	Единица измерения	Значение
I	2	3	4

1. Эксплуатационно-технологические параметры

1.1. Суточная производительность шахты по выдате горной массы

$U_{\text{сут}}$ тс/сут

1.2. Количество одновременно разрабатываемых горизонтов

$K_{\text{гор}}$
 $K_{\text{под}}$

1.4. Количество скиповых подъемов

1.5. Число подъемных установок в стволе

$K_{\text{уст}}$

1.6. Глубина ствола для j -го горизонта ($j = 1, K_{\text{гор}}$)

$H_{\text{ст}}$ м

2. Нормативно-технологические параметры

2.1. Число рабочих дней в течение года

$N_{\text{ра}}$ дней

2.2. Число выходных и праздничных дней в течение года

$N_{\text{пз}}$ дней

2.3. Число смен по добыче угля

$N_{\text{см}}$ смен

2.4. Продолжительность ежесменного технологического обслуживания

$t_{\text{см}}$ ч 0,5

I	2	3	4
2.6. Допустимое удельное давление канатов на футеровку канатоведущего шкива подъемной машины со шкивом трения	[ρ]	кгс/мм ²	20.10 ⁴
2.6. Допустимое значение отношения диаметра канатоведущего шкива подъемной машины к диаметру головного каната для подъемных установок со шкивом трения	[β]		
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	[β]		
2.7.1. При круглопрядных канатах			79
2.7.2. При канате закрытой конструкции			100
2.8. Предельно допустимое временное сопротивление проболам каната на разрыв	[G_b]	кгс/мм ²	160-180
2.9. Коэффициент сцепления каната с футеровкой канатоведущего шкива подъемной машины со шкивом трения	[μ]		0,25
2.10. Допустимый запас нескольжения канатов	[κ]		1,2
2.11. Кинематические параметры			
2.11.1. Основное ускорение скипа вне разгрузочных краевых	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 остановке	a_4	м/с ²	0,5
2.11.5. Скорость выхода скипов из разгрузочных краевых	v_1	м/с	1,2

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

1	2	3	4
3.1.11. Расстояние между верхним бруском отбойных брусьев до нижней точки петли уравновешивающих канатов	$h_{нет}$	м	
3.1.12. Горизонтальное расстояние между отвесами головных канатов	l_s	м	
3.1.13. Высота копра (расстояние) от отметки устья отстоя до оси канатоведущего шкива	H_k	м	
3.2. Одноканатный подъем			
3.2.1. 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 скала над верхней кромкой приемного бункера	Δ_1	м	
3.2.4. Превышение уровня нижней кромки загрузочного бункера над загрузочным окном скалы	Δ_2	м	
3.2.5. Расстояние между верхним бруском отбойных брусьев до нижней точки петли уравновешивающего каната	$h_{нет}$	м	
4. Параметры подъемной машины			
4.1. Углоголовная подъемная машина			
4.1.1. Тип			
4.1.2. Диаметр канатоведущего шкива	$D_{ш}$	м	
4.1.3. Диаметр отклоняющего шкива	$D_{отп}$	м	
4.1.4. Количество головных канатов	n	шт.	
4.1.5. Максимальное допустимое значение статических нагрузок головных канатов	$[S]$	кгс	

1	2	3	4
4.1.6. Максимально допустимая разность статических натяжений головных канатов	[ΔS]	кгс	
4.1.7. Максимально допустимый диаметр головного каната	[d] _к	мм	
4.1.8. Минимально допустимое передаточное отношение редуктора	[i]		
4.1.9. Максимально допустимое число оборотов электродвигателя	[n] _М	об/мин	
4.1.10. Регламентированный объем машинного зала	[V.]	м ³	
4.1.11. Маховый момент инерции вращающихся элементов машины, приведенный к коренному валу	(GD ²) _М	кгс.м ²	
4.1.12. Маховый момент инерции всех отклоняющих шкивов, приведенный к собственной оси вращения	(GD ²) _ш	кгс.м ²	
4.2. Одноканатная подъемная машина			
4.2.1. 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 ₃	м	
4.2.6. Шаг нарезки	t _{нап}	мм	
4.2.7. Максимально допустимый диаметр головного каната	[d] _{гк}	мм	
4.2.8. Допустимое число слоев наивки каната на барабан	[z _i]	шт	
4.2.9. Минимально допустимое передаточное отношение редуктора	[i]		
4.2.10. Максимально допустимое			

I	2	3	4
число оборотов электро- двигателя	$[n]_M$	об/мин	
4.2.11. Максимально допустимое значение статического на- тяжения головного каната	$[S]$	кгс	
4.2.12. Максимально допустимая разность статических натяжений головных кана- тов	$[\Delta S]$	кгс	
4.2.13. Маховый момент инерции вращающихся элементов машины, приведенный к коренному валу	$(GD^2)_M$	кгс.м ²	
4.2.14. Регламентированный объем здания подъемной машины	$[V_0]$	м ³	
5. Параметры электродвигателя			
5.1. 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 спо- собности электродвигателя	$[r]$		
5.6. Маховый момент инерции ротора электродвигателя	$(GD^2)_{дв}$	кгс.м ²	
6. Параметры редуктора			
6.1. Тип			
6.2. Максимально допустимый крутящий момент на тихоходном валу редук- тора	$[M]_{кр}$		
6.3. Максимально допустимое число обо- ротов моторного вала редуктора	$[n]_{ред}$	об/мин	
6.3. Минимально допустимое передаточное число редуктора	$[i]_{ред}$		
6.4. Маховый момент инерции вращающих- ся элементов редуктора, приведен- ный к его тихоходному валу	$(GD^2)_{ред}$	кгс.м ²	
7. Параметры головных канатов			
7.1. ГОСТ			
7.2. Диаметр головного каната	$d_{гк}$	мм	
7.3. Вес 1 погонного метра	$q_{гк}$	кгс / м	
7.4. Разрывное усилие каната	K_z	кгс	

I	2	3	4
9. Параметры копровых (отклоняющих) шкивов			
9.1. Тип шкива			
9.2. Диаметр шкива	D_K	м	
9.3. Максимально допустимый диаметр головного каната	$[d]$	мм	
9.4. Максимально допустимое усилие на шкиве	$[Q]_{шк}$	кгс	
9.5. Момент инерции направляющего шкива, приведенный к собственной оси вращения	$(GD_{Hш})^2$	кгс.м ²	
10. Параметры скипов			
10.1. Тип скипа			
10.2. Емкость скипа	Q_M	м ³	
10.3. Грузоподъемность скипа	$Q_{2p} Q_c$	кгс	
10.4. Вес скипа с прицепным устройством	Q_N	кгс	
10.5. Общий вес скипа с грузом			
10.6. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, перпендикулярной плоскости проводящих	A_c	м	
10.7. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, параллельной плоскости проводящих	B_c	м	
10.8. Высота скипа без прицепного устройства	h_c'	м	
10.9. Высота скипа с прицепным устройством	h_c	м	
10.10. Общая пауза на загрузку разгрузку скипа	t_n	с	
10.11. Моменты инерции нагруженного скипа: относительно центральной горизонтальной оси, перпендикулярной плоскости проводящих	J_φ	кгс.см.с ²	
относительно центральной горизонтальной оси, лежащей в плоскости проводящих	J_y	кгс.см.с ²	
относительно центральной вертикальной оси	J_z	кгс.см.с ²	
8. Параметры уравновешивающих канатов			
8.1. ГОСТ			
8.2. Типоразмер			

Продолжение таблицы 2.1

I	2	3	4
8.3. Количество	$n_{ук}$	шт.	
8.4. Вес I погонного метра	$g_{ук}$	кгс/м	
10.12. Мультипликаторы частот поворотных колебаний:	2		
лобовых	$k_{лф}$		
боковых	$k_{бф}$		
в горизонтальной плоскости	$k_{гв}$		
10.13. Расстояние по вертикали от центра тяжести сква до жестких рабочих или предохранительных направляющих:			
нижних	a_c	см	
верхних	b_c	см	
10.14. Расстояние поперек между жесткими направляющими			см
II. Параметры схемы армировки			
II.1. Шаг армировки	$h_{ар}$	см	
II.2. Ширина колея	S	см	
II.3. Расстояние от оси подвески до плоскости, проходящей через лобовые поверхности проводящих (односторонних)	D	см	
II.4. Материал крепл			
II.5. Проводники			
II.5.1. Тип			
II.5.2. Моменты инерции:			
лобовой	$J_{лф}^A$	см ⁴	
боковой	$J_{бф}^B$	см ⁴	
II.5.3. Площадь сечения	$F_{пр}$	см ²	
II.5.4. Износ согласно требованиям ПБ (§ 312)	$\delta^A = \delta^B$		
II.6. Расстрелы			
II.6.1. Тип			
II.6.2. Момент инерции	J_y	см ⁴	
II.6.3. Площадь сечения	F_p	см ²	
II.6.4. Фактический износ	δ_p	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 сква (общий вид, металлоконструкции кузова и рам).

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 OY (рис. 3.1а) определяется по формуле

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

где J_y - момент инерции сечения новой расстрельной балки относительно центральной вертикальной оси OY , см^4 ; определяется по табл. 3.1 в зависимости от номера профиля;
 δ_p - фактический износ расстрельной балки на сторону, см; определяется согласно раздела I.1 приложения I;
 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

$$F_p = F_p - \delta_p M_3, \quad \text{см}^2 \quad (3.2)$$

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 полового прямоугольного профиля относительно центральной вертикальной оси OY (рис. 3.1б) определяется по формуле

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

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

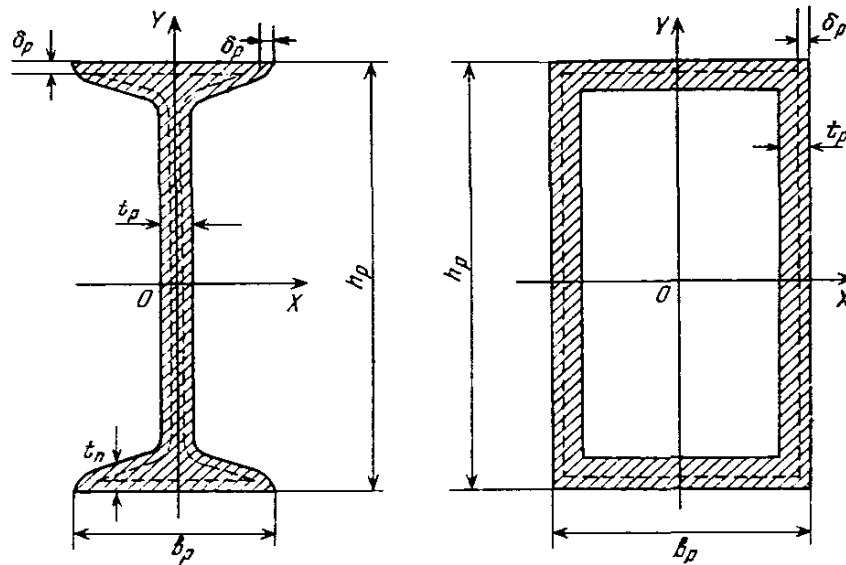


Рис. 3.1. Сечения расстрельных балок двутаврового (а) и полоого прямоугольного (б) профиля?

Характеристика профилей расстрелов

Таблица 3.1

№ п/п	Сечение профиля и обозначение размеров	Наименование для профилей	ГОСТа	Номер профиля	Размеры, мм			J_x см ⁴	J_y см ⁴	W_x см	W_y см	ρ_p кг/см	F_p см ²	Оптовая цена, руб/т (руб/м ³)			
					h_p	b_p	t_p										
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15			
1.		балки	ОСТ 10016-69	1В	180	94	6,5	1660	122	185	26,0	24,1	30,6	207			
2.				20в	200	102	9,0	2500	169	250	33,1	31,1	39,5	207			
3.				22в	220	112	9,5	3570	239	322	42,7	36,4	46,4	207			
4.				24в	240	118	10,0	4800	297	400	50,4	41,2	52,6	200			
5.				27в	270	124	10,5	6870	366	509	58,9	47,1	60,0	200			
6.				30в	300	129	11,0	9400	422	627	65,9	52,7	67,2	200			
7.				33в	330	132	11,5	12500	484	757	73,4	58,6	74,7	200			
8.				36в	360	138	12,0	16530	582	919	84,3	65,2	83,5	200			
9.				40в	400	144	12,5	22780	692	1140	96,2	73,8	94,1	200			
10.					двутавровые	ГОСТ 8239-72 (ГОСТ 8239-56)	24а	240	125	5,5	3800	260	317	41,6	29,4	37,5	200
11.							27а	270	135	6,0	5500	337	407	50,0	33,9	43,2	200
12.							30а	300	145	6,5	7780	436	518	60,1	39,2	49,9	200
13.							33	360	145	7,5	13380	516	743	71,1	48,6	61,9	200
14.							40	400	155	8,3	19062	667	953	86,1	57,0	72,6	200
15.		двутавровые	ГОСТ 19425-74 (ГОСТ 5157-53)				24а	240	110	8,2	4640	276	387	50,2	38,8	48,7	200
16.							30а	300	130	9,0	9500	480	633	73,9	50,2	64,0	200
17.							36а	360	130	9,5	15340	518	852	79,7	57,9	73,8	200
18.							20С	200	100	7,0	2370	159	237	31,8	27,9	35,6	200
19.							20Са	200	102	9,0	2500	170	250	33,3	31,1	39,6	200
20.							22С	220	110	7,5	3400	228	310	41,5	33,1	42,1	200
21.							27С	270	122	8,5	6550	346	485	56,7	42,8	54,5	200
22.							27Са	270	124	10,5	6870	366	507	53,0	47,0	59,9	200
23.							33С	330	140	14	17360	618	964	88,3	71,3	90,9	200
24.					квадратный коробчатый профиль			160	100	10	1564	740	198	148	37,6	50,6	245
25.								170	104	10	1930	840	223	162	39,6	52,0	245
26.								212	130	12	4460	1965	420	303	59,4	77,8	245
27.								200	125	12	4460	1965	420	303	59,4	75,8	245
28.					деревянный брус			220	220	-	19521		1775	29,0	484,0	45	

Таблица 3.2

№ двутаврового профиля	ОСТ 10016-39									ГОСТ 19425-74 (ГОСТ 5157-52)		
	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

$$F_{pu} = (h_p - 2\delta_p)(b - 2\delta_p) - (h_p - 2t_p + \delta_p) \times (b - 2t_p + \delta_p), \text{ см}^2 \quad (3.4)$$

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

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

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

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:

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

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.

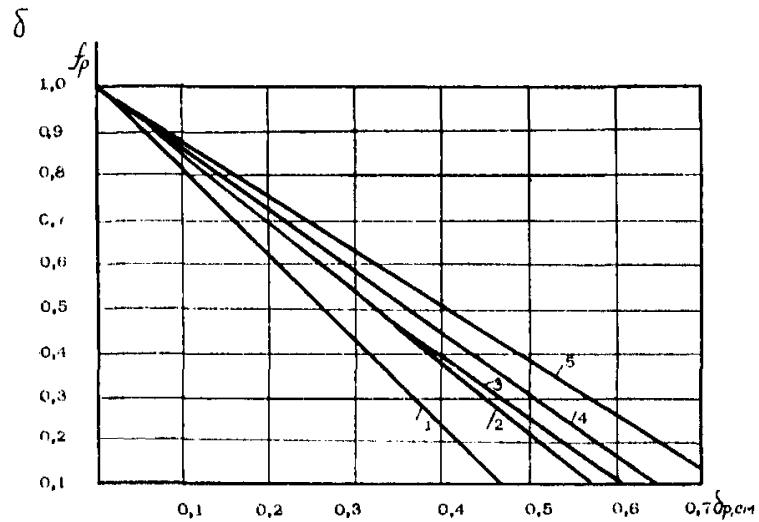
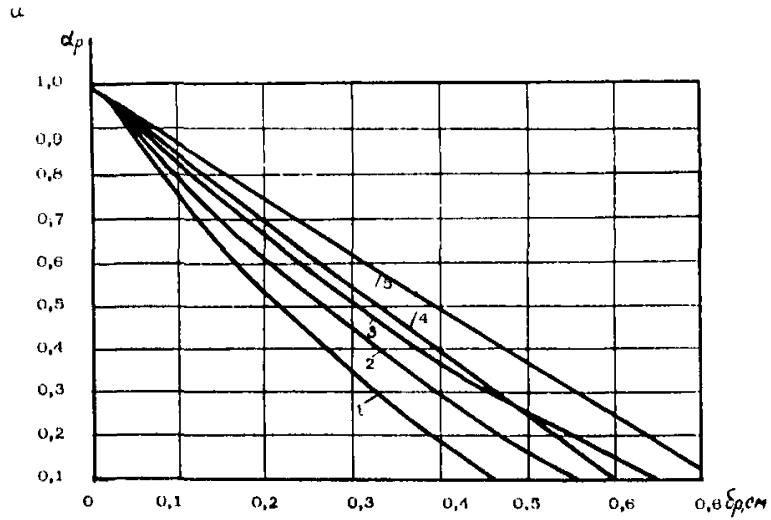


Рис. 3.2. Графики коэффициентов α_p и f_p , характеризующих изменение соответственно моментов инерции (а) и площадей (б) сечений расстрельных балок из двутавра (№ 20-1, № 30-2, № 40-3 по ОСТ 10016-39) и полого прямоугольного профиля (П170х104х10-4, П212х130х12-5) в зависимости от износа δ .

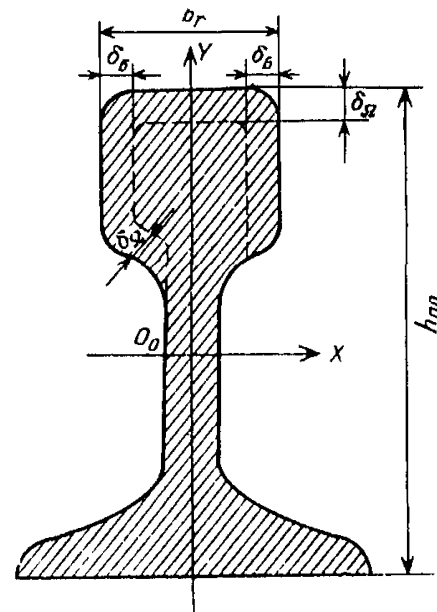
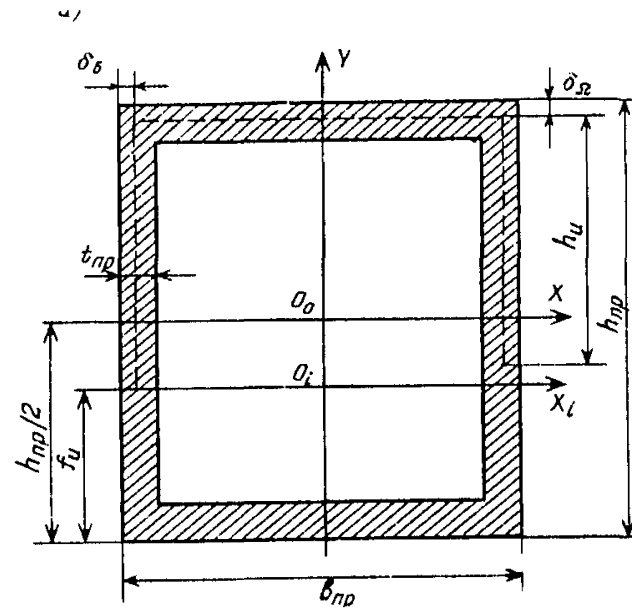


Рис. 3.3. Сечения проводников прямоугольного (а) и рельсового (б) профилей

3.2. Определение геометрических характеристик сечений изнашиваемых проводников

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

$$J_{Ax} = J_{x\chi} = J_{x\chi} - e_u^2 F_{np\chi} - K [c_u^2 b_{np} \delta_{\lambda} + 2 \left(\frac{\delta_{\delta} h_u^3}{12} + a_u^2 h_u \delta_{\delta} \right)] \quad (3.7)$$

где $J_{x\chi}$ — 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;

$\delta_{\lambda}, \delta_{\delta}$ — фактические износы рабочей поверхности проводника соответственно в лобовом и боковом направлениях, см ; определяется согласно раздела 1.2 приложения I;

K — коэффициент износа проводника прямоугольного сечения ($K = 1,5$ — для полого профиля; $K = 1,0$ — для сплошного профиля);

$F_{np\chi}$ — площадь поперечного сечения изношенного проводника, см^2 .
Площадь $F_{np\chi}$ определяется по формуле:

$$F_{np\chi} = F_{np} - K (b_{np} \cdot \delta_{\lambda} + 2 h_u \delta_{\delta}), \quad \text{см}^2 \quad (3.8)$$

где F_{np} — площадь поперечного сечения нового проводника, см^2 ;
определяется по формуле:

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

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:

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

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:

$$J_{Ax} = J_{x\chi} = \frac{b_{np} \cdot h_{np}^3}{12} (1 - K_{np1} \cdot K_{np2}), \quad \text{см}^4 \quad (3.12)$$

где a_n, c_n, e_n - геометрические характеристики сечения изнашиваемого проводника прямоугольного профиля.

Значения геометрических характеристик сечения:

$$a_n = \frac{h_{np} - h_n}{2} - K\delta_A, \quad (3.13)$$

$$c_n = \frac{h_{np} - K\delta_A}{2}, \quad (3.14)$$

$$e_n = \frac{h_{np}}{2} - f_n, \quad (3.15)$$

$$f_n = \frac{\frac{F_{np} \cdot h_{np}}{2} - K[h_{np} b_{np} \delta_A + 2h_A \delta_B (h_{np} - \frac{h_n}{2})]}{F_{np u}}, \quad (3.16)$$

$$h_u = \frac{2}{3} h_{np} - \delta_A, \quad (3.17)$$

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

$$J_{\delta u} = J_{y u} = J_y - K \left(\frac{\delta_A b_{np}^3}{12} + b_{np} h_u \delta_B \frac{b_{np} - 2K\delta_B}{2} \right), \text{ см}^4 \quad (3.18)$$

где $J_y = J_{\delta}$ - боковой момент инерции сечения нового проводника прямоугольного профиля, см^4 .

Значение бокового момента инерции сечения:

$$J_{\delta} = J_x = \frac{h_{np} b_{np}^3}{12} (1 - K_{np1}^2 - K_{np2}^2), \text{ см}^4 \quad (3.19)$$

Лобовой $J_{lu} = J_{xu}$ и боковой $J_{\delta u} = J_{yu}$ моменты инерции сечения изнашиваемого проводника рельсового профиля относительно соответствующих центральных осей OX и OY (рис.3.2б).

Для удобства выполнения расчетов искомые значения моментов инерции сечения изнашиваемого проводника относительно центральных осей OX (лобовой момент инерции) и OY (боковой момент инерции) можно определять по формулам: -

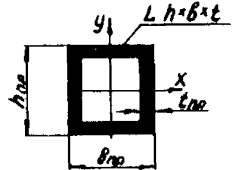
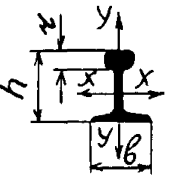
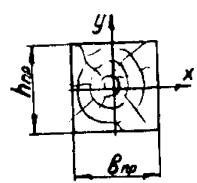
$$J_{lu} = J_{xu} = J_x \beta_A, \quad (3.20) \quad \Bigg| \quad J_{\delta u} = J_{yu} = J_y \beta_B, \quad (3.21)$$

где β_A, β_B - коэффициенты износа проводника, характеризующие изменение соответственно лобового и бокового центральных моментов инерции его сечения.

Значения коэффициентов β_A и β_B находятся по одному из графиков рис.3.4 - 3.9 в зависимости от износа δ_A сечения проводника соответствующего типоразмера.

Характеристика прямой проволоки

Таблица 3.3

№ п/п	Чертеж и обозначения размеров	Наименование: проflies	М ГОСТ или ОСТА	Номер профиля	Размеры, мм			Z	J _x см ⁴	J _y см ⁴	W _x см ³	W _y см ³	φ _{пр} мм	F _{пр} см ²	Оптовая цена, руб/м ³
					h _{пр}	b _{пр}	t _{пр}								
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.			ГОСТ 6726-53	P33	128	110	12	27,2	968	167	156	30	33,5	42,8	96
6.		рельс	ГОСТ 3542-47	P38	135	114	13	28,7	1222	209	180	37	38,4	49,1	101
7.			ГОСТ 7173-54	P43	140	114	14,5	30,4	1489	260	208	45	44,7	57,0	113
8.			ГОСТ 7174-75	P50	152	132	15,5	33,0	2018	375	248	57	51,6	65,8	116
9.			ГОСТ 8161-63	P65	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

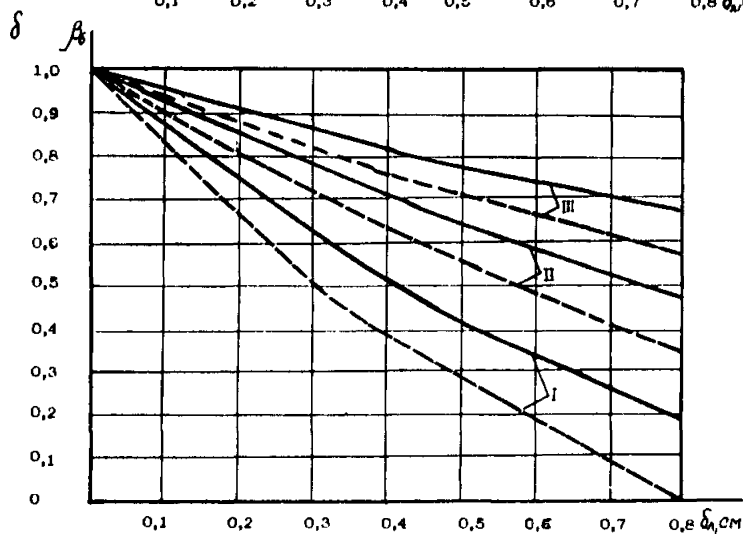
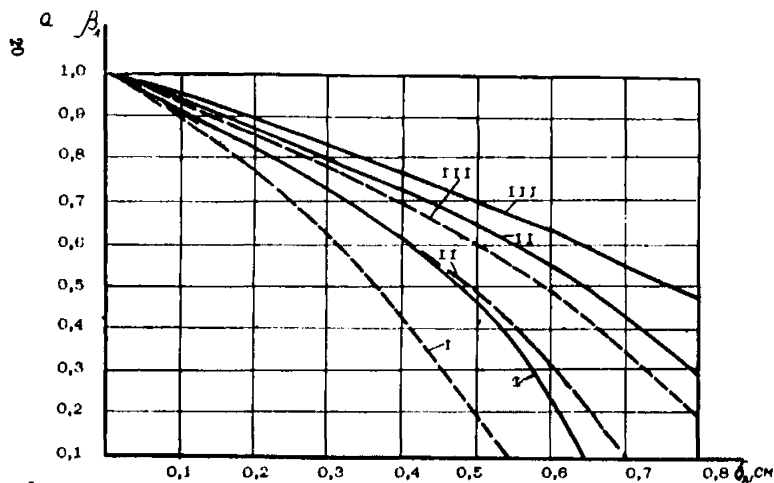


Рис. 3.4. Графики изменения коэффициентов β_a (а) и β_δ (б) для металлических полых проводников сечением 200x190x16 (сплошные линии) и 170x160x12 (пунктирные) для случаев I - ($1,5 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 2,5$), II - ($0,75 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 1,5$), III - ($0,25 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 0,75$)

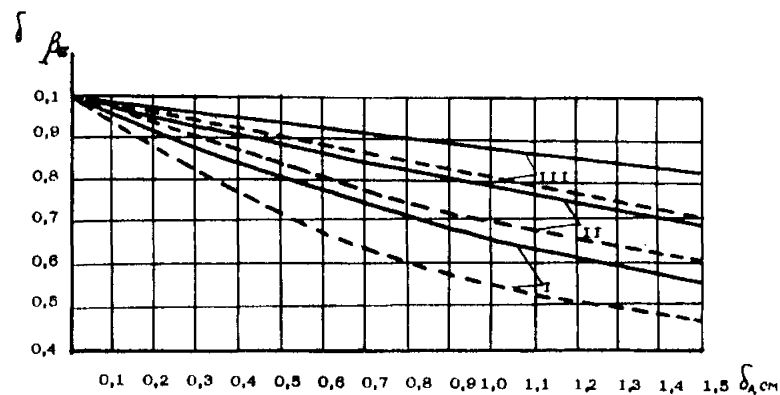
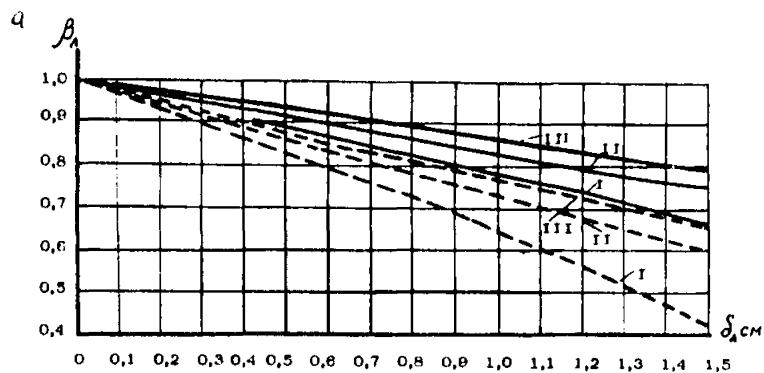


Рис. 3.5. Графики изменения коэффициентов β_a (а) и β_δ (б) для деревянных проводников сечением 140x140 (пунктирные линии) и 220x220 (сплошные) для случаев I - ($1,5 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 2,5$), II - ($0,75 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 1,5$), III - ($0,25 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 0,75$)

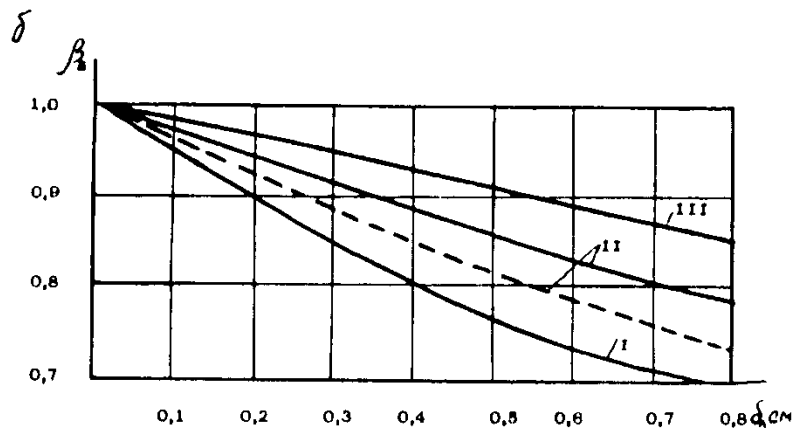
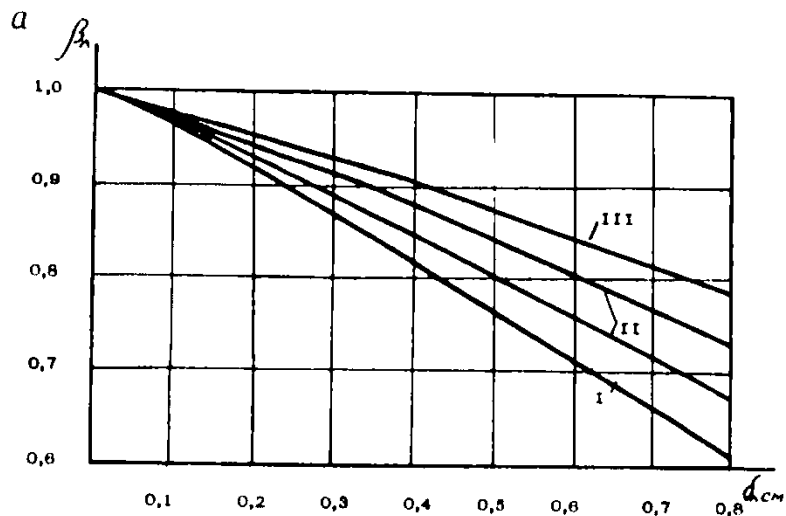


Рис. 3.6. Графики изменения коэффициентов β_λ (а) и β_α (б) для проводников из рельсов РЗВ двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I - ($1,5 < \frac{\delta_\alpha}{\delta_\lambda} < 2,5$), II - ($0,75 < \frac{\delta_\alpha}{\delta_\lambda} < 1,5$), III - ($0,25 < \frac{\delta_\alpha}{\delta_\lambda} < 0,75$)

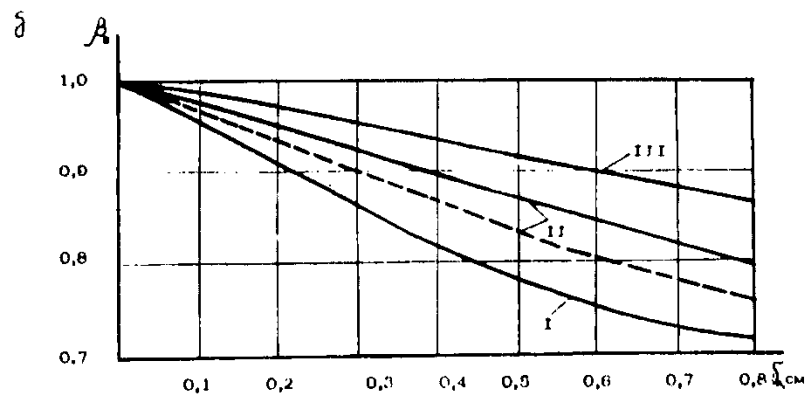
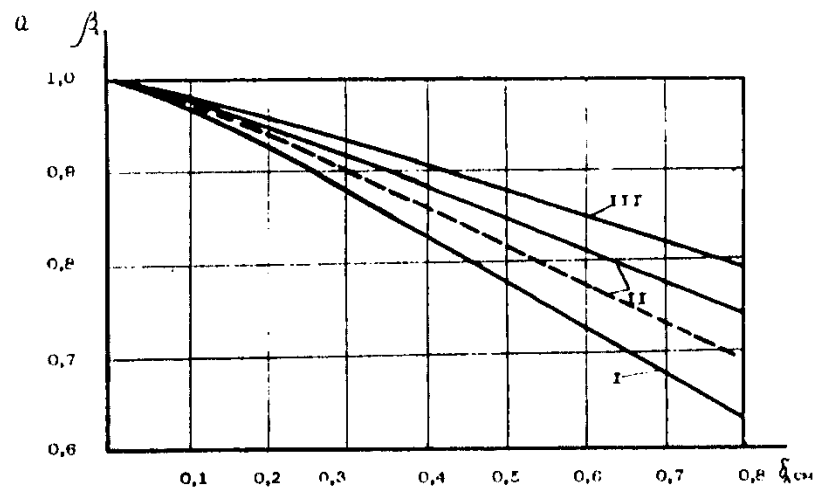


Рис. 3.7. Графики изменения коэффициентов β_λ (а) и β_α (б) для проводников из рельсов Р43 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I - ($1,5 < \frac{\delta_\alpha}{\delta_\lambda} < 2,5$), II - ($0,75 < \frac{\delta_\alpha}{\delta_\lambda} < 1,5$), III - ($0,25 < \frac{\delta_\alpha}{\delta_\lambda} < 0,75$)

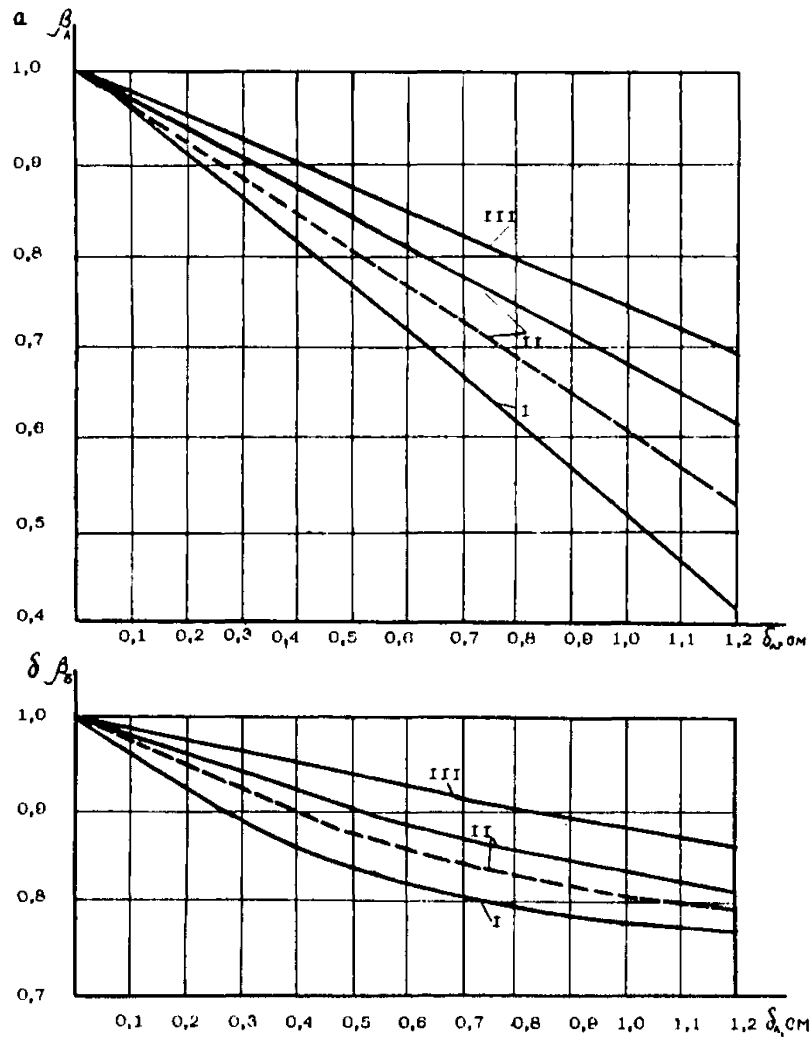


Рис.3.8. Графики изменения коэффициентов β_A (а) и β_B (б) для проводников из рельсов Р50 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I - ($1,5 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 2,5$), II - ($0,75 \leq \frac{\delta_B}{\delta_A} \leq 1,5$), III - ($0,25 < \frac{\delta_B}{\delta_A}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

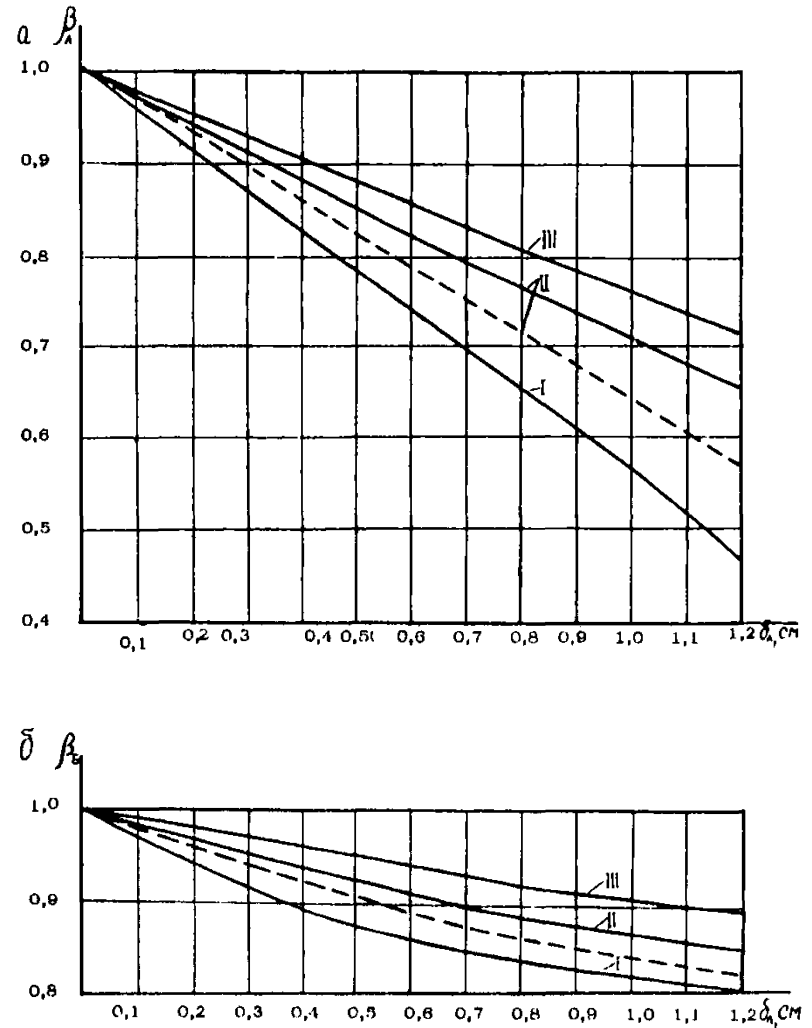


Рис.3.9. Графики изменения коэффициентов β_A (а) и β_B (б) для проводников из рельсов Р65 двустороннего (сплошные линии) и одностороннего (пунктирные) расположения для случаев I ($1,5 < \frac{\delta_B}{\delta_A} < 2,5$), II - ($0,75 \leq \frac{\delta_B}{\delta_A} \leq 1,5$), III - ($0,25 < \frac{\delta_B}{\delta_A}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

4. ДОПУСТИМАЯ СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ

4.1. По состоянию армировки ствола

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

$$V_{\text{арм}} = \min \{ [V^{\wedge}], [V^{\delta}] \}, \text{ м/с} \quad (4.1)$$

где $[V^{\wedge}], [V^{\delta}]$ - допустимые скорости движения по отношению соответственно к лобовым и боковым колебаниям сосуда, м/с.

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

$$K^{\wedge}(\delta) = [K^{\wedge}(\delta)]$$

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):

$$V_n = [V_{\text{н.н.м}}] e^{-\beta_v t}, \text{ м/с} \quad (4.2)$$

где $[V_{\text{н.н.м}}]$ - 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):

$$V_g = \frac{T D \eta_{\text{дв}}}{60 i}, \text{ м/с} \quad (4.3)$$

4.2.3. По акту наладки подъемной машины V_m , м/с

4.3. Максимально допустимая скорость движения подъемных сосудов:

$$[V_{\text{эл}}] = \min \{ V_n, V_g, V_m, V_{\text{арм}} \}, \text{ м/с} \quad (4.4)$$

5. ДОПУСТИМАЯ ГРУЗОПОДЪЕМНОСТЬ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ

5.1. По состоянию армировки ствола.

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

$$Q_{\text{арм}} = \min \{ [Q^{\wedge}], [Q^{\delta}] \}, \text{ кгс} \quad (5.1)$$

где $[Q^A], [Q^B]$ - допустимые веса грузовых скипов по отношению соответственно к их лобовым и боковым колебаниям, кгс.

Значения $[Q^A]$ и $[Q^B]$ определяются для $V = [V_0]$ (см. п. 4.3) из расчета системы на устойчивость движения сосудов в проводниках жесткой армировки, когда действительный $K^A(\delta)$ и допустимый $[K^A(\delta)]$ запасы устойчивости по отношению к лобовым (боковым) колебаниям сосуда равны, т.е.

$$K^A(\delta) = [K^A(\delta)] ,$$

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

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

5.2. По состоянию подъемной установки.

5.2.1. Расчет усилий в канатах.

Натяжения ветвей канатов без учета весов сосудов:

$$S_{01} = (l_1 - h) q_{гк} + (H_n + l_2) q_{чк}, \text{ кгс}$$

$$S_{02} = (H_n + l_1 - h) q_{гк} + l_2 \cdot q_{чк}, \text{ кгс}$$

Натяжения канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении грузового левого сосуда:

$$S_1^{bn} = S_{01} + Q_{c1} + Q_{2p}, \text{ кгс}; S_1^{nA} = S_{02} + Q_{c1} + Q_{2p}, \text{ кгс}$$

Натяжения канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении левого сосуда (грузового):

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

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

$$S_1^{bn} = S_{01} + Q_{c2} + Q_{2p}, \text{ кгс}; S_1^{nA} = S_{02} + Q_{c2} + Q_{2p}, \text{ кгс}$$

Натяжения канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении правого грузового сосуда:

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

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

$$\Delta S_1^{bA} = S_1^{bA} - S_2^{bA}, \text{ кгс}; \Delta S_1^{nA} = S_1^{nA} - S_2^{nA}, \text{ кгс}$$

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

$$\Delta S^{bn} = S_1^{bn} - S_2^{bn}, \text{ кгс}; \Delta S^{hn} = S_1^{hn} - S_2^{hn}, \text{ кгс}$$

5.2.3. Максимальное статическое натяжение канатов:

$$S_{\max} = \max \{ S_1^{bn}, S_1^{hn}, S_1^{bn}, S_1^{hn} \}, \text{ кгс}$$

5.2.4. Максимальная разность статических натяжений:

$$\Delta S_{\max} = \max \{ \Delta S_1^{bn}, \Delta S_1^{hn}, \Delta S_1^{bn}, \Delta S_1^{hn} \}, \text{ кгс}$$

5.2.5. Минимально допустимый запас прочности канатов:

для одноканатного подъема

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

для многоканатного подъема

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

5.2.6. Требуемая канатоемкость барабана:

для двухбарабанной подъемной машины с цилиндрическими барабанами

$$V_{\text{тр}} = \left(\frac{H_n + h_u}{\pi D_g} + n_{\text{тр}} + 1 \right) (d_{2k} + S), \text{ мм}$$

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

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

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

для подъемных машин с одновитковым цилиндрическим неразрезным барабаном:

$$V_{\text{тр}} = \left(\frac{H_n + 2h_u}{\pi D_g} + 2n_{\text{тр}} + 1 + a_1 \right) (d_{1k} + S), \text{ мм}$$

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 заклиновой части барабана

$$B_{\text{тп}}(\text{закл}) = \left(\frac{H_n + h_u}{\pi D_c} + n_{\text{тп}} + n_{\text{закл}} \right) (d_{\text{фк}} + S), \text{ мм}$$

где $n_{\text{закл}}$ - зазор между навитым канатом в разрезе на барабане, равный не менее чем одному витку;

б) требуемая ширина незклиненной части барабана

$$B_{\text{тп}}(\text{пер}) = \left(\frac{H_{\text{пер}} + h_u}{\pi D_c} + n_{\text{тп}} \right) (d_{2к} + S), \text{ мм}$$

где $H_{\text{пер}}$ - высота перепада между смежными горизонтами или необходимая высота перестановки, м.

5.2.7. Минимально допустимое значение отношения диаметра канатопроводящего 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

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

5.2.8. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по состоянию каната:

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

5.2.9. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по состоянию машин:

$$Q_3 = [S] e^{-\beta_s^{\pm}} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \max(S_{01}, S_{02}), \text{ кгс} \quad (5.4)$$

$$Q_4 = [AS] e^{-\beta_r^{\pm}}, \text{ кгс}$$

- для двухшкиповой установки (5.5)

$$\left\{ [AS] e^{-\beta_r^{\pm}} - (Q_{\text{пр}} - Q_{c1}), \text{ кгс} \right.$$

- для одношкиповой с противовесом подъемной установки

5.2.10. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по состоянию копрового шквца

$$Q_5 = [S_{\text{шк}}] e^{-\beta_{\text{шк}}^t} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \max(S_{01}, S_{02}), \text{ кгс} \quad (5.6)$$

5.2.11. Максимально допустимая грузоподъемность скипа по условию удельного давления канатов на канатопроводный шквц:

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

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

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

5.2.13. Допустимая грузоподъемность скипа по условию прочности редуктора:

$$Q_8 = \frac{1}{1 + \frac{a_1}{\beta}} \left\{ \frac{2[M_{\text{ред}}]}{D_s} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \frac{a_2}{g} \left(\frac{Q_{\text{шк}}^t}{D_s^2} + S_{01} + S_{02} + Q_{c1} + Q_{c2} \right) \right\}, \text{ кгс} \quad (5.8)$$

5.2.14. Допустимая грузоподъемность скипа по мощности привода: для двухскиповых подъемных установок

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

для односкиповых подъемных установок

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

5.3. Максимально допустимая грузоподъемность скипа:

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

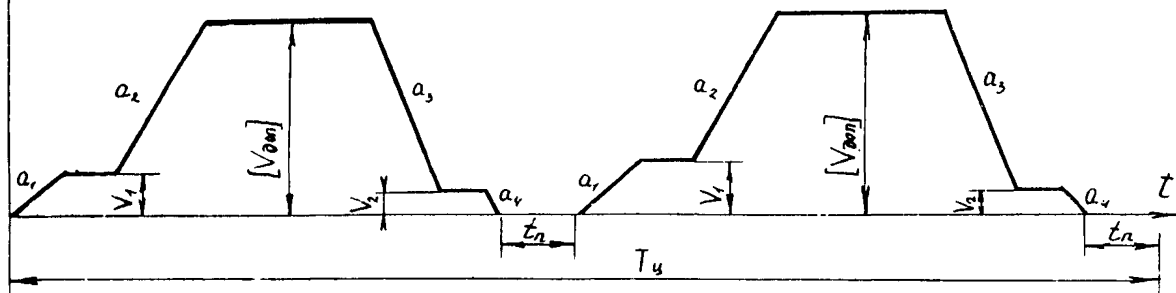
6. ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ЦИКЛА ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ.

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

$$T_{\text{ц}} = 2 \left[\frac{H_n - 2h_{\text{кр}}}{[V_{\text{дон}}]} + h_{\text{кр}} \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) - \left(\frac{V_1}{a_2} + \frac{V_2}{a_3} \right) + t_n \right] + [V_{\text{дон}}] \left(\frac{1}{a_2} + \frac{1}{a_3} \right) + \left(\frac{V_1}{a_1} + \frac{V_2}{a_4} \right) + \frac{1}{[V_{\text{дон}}]} \left(\frac{V_1^2}{a_2} + \frac{V_2^2}{a_3} \right); \text{ с} \quad (6.1)$$

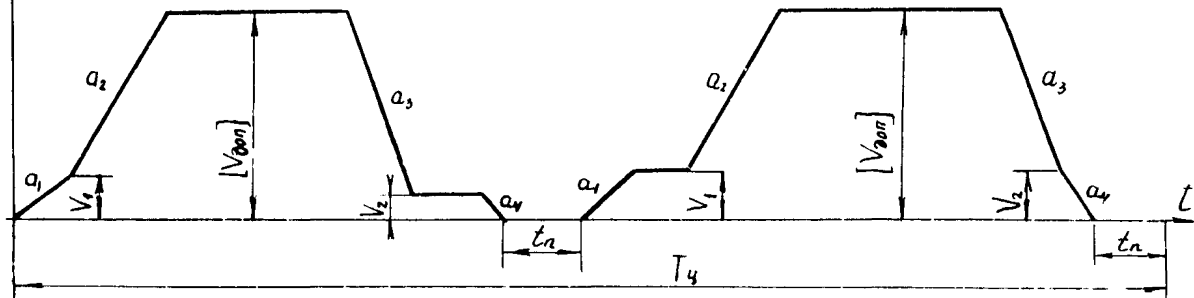
$V, \text{ м/с}$
 $a, \text{ м/с}^2$

Рис. 6.1. Диаграмма движения скипов двухскиповой подъемной установки



$V, \text{ м/с}$
 $a, \text{ м/с}^2$

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



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

$$T_3 = 2 \left[\frac{H_n - h_{кр}}{[V_{20n}]} + t_n - \frac{V_1}{a_2} \right] + V_1 \left(\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_4} \right) + h_{кр} \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + [V_{20n}] \left(\frac{1}{a_2} + \frac{1}{a_3} \right), \text{ с} \quad (6.2)$$

7. ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ РАБОТЫ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ.

7.1. В течение суток:

$$T_p \cdot \text{сут} = 24 - 0,5 n_{см} - T_p, \text{ ч} \quad (7.1)$$

где $T_p \cdot \text{сут}$ - продолжительность работы подъемной установки в течение суток, ч;

T_p - продолжительность остановки подъема в течение ремонтной смены, ч; определяется согласно утвержденных нормативов.

7.2. В течение года:

$$T_{\text{год}} = \begin{cases} T_k - T_{пр} - T_{вых}, \text{ дни} & \text{при } T_{пр} + T_{вых} > T_{пн} + T_{рс} \\ T_k - T_{пн} - T_{рс}, \text{ дни} & \text{при } T_{пр} + T_{вых} \leq T_{пн} + T_{рс} \end{cases} \quad (7.2)$$

где $T_{\text{год}}$ - продолжительность работы подъемной установки в течение года, дни;

T_k - 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;

$T_{рс}$ - 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:

$$A_n(z) = \sum_{k=1}^n a_k(y), \text{ тс/ч} \quad (8.1)$$

где n - число подъемных установок;

$Q_k(z)$ - часовая производительность K -ой подъемной установки, тс/ч; определяется по формуле

$$Q_k(z) = \begin{cases} 3,6 \frac{Q_k(zp)}{T_k(y)} \text{ тс/ч} & \text{- для односкиповой с противовесом подъемной установки} \\ 7,2 \frac{Q_k(zp)}{T_k(y)} \text{ тс/ч} & \text{- для двухскиповой подъемной установки} \end{cases} \quad (8.2)$$

где $Q_k(zp)$ - грузоподъемность сосуда K -ой подъемной установки, кгс;

$T_k(y)$ - продолжительность цикла подъемной операции K -ой подъемной установки, с;

8.2. Суточная:

$$A_n(\text{сут}) = \sum_{k=1}^n Q_k(z) \cdot T_k(\text{р.сут}) \text{ тс/сутки} \quad (8.3)$$

где $T_k(\text{р.сут})$ - продолжительность работы K -ой подъемной установки в течение суток, ч.

8.3. Годовая:

$$A_n(\text{год}) = \sum_{k=1}^n Q_k(z) \cdot T_k(\text{р.сут}) \cdot T_k(\text{р.год}), \text{ тс/год} \quad (8.4)$$

где $T_k(\text{р.год})$ - продолжительность работы K -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}_n), включающего в себя угольные и породные подъемы и технологический комплекс на поверхности, определяется по формуле

$$\bar{A}_n = \min(A_n(z), A_{ym}) \cdot k_y \cdot \frac{1}{60} \text{ тс/мин} \quad (9.1)$$

где $A_n(z), A_{ym}$ - соответственно технические производительности угольного подъема и угольной технологической цепи поверхностного комплекса, тс/ч;

k_y - коэффициент готовности угольного подъема и угольной технологической цепи поверхностного комплекса. Определяется на основе хронометражных наблюдений по формуле

$$M_y = \frac{t_n}{t - t_{np}} ;$$

(9.1)

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

t_n - чистое время работы общешахтного комплекса за время t , мин
 t_{np} - простой 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 M_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_n . Значения коэффициента K_n принимаются равными 1,5 - для чисто породных подъемов и 1,0 для грузоподъемных подъемов /ПГЭ § 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

$$\bar{u} = \left(\sum_{i=1}^n \bar{u}_i + D_{пз} \right) \frac{f}{T} ; \quad \text{т}^3/\text{мин} \quad (9.3)$$

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

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

$D_{пз}$ - расчетная добыча угля из подготовительных забоев, тс/мин;

T - продолжительность работы очистных забоев в течение суток на добыче угля, мин.

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

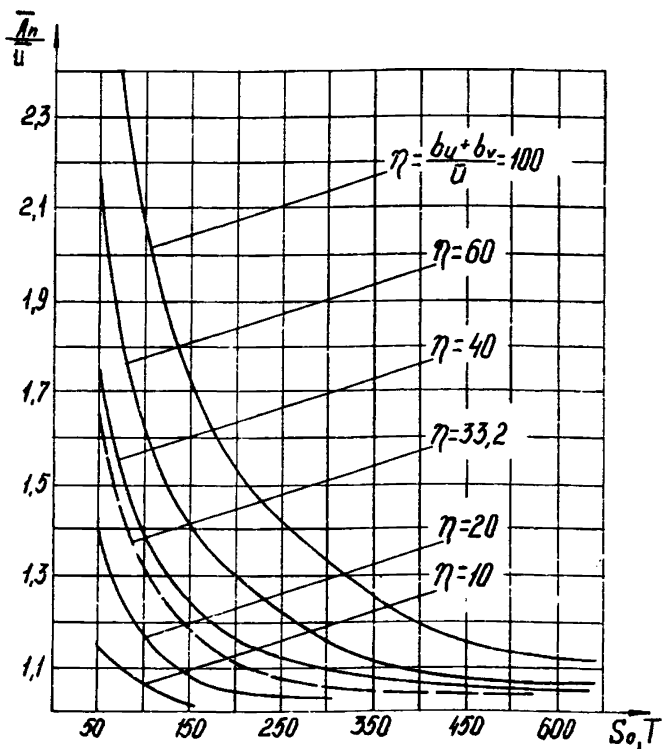


Рис. 9.1. График для определения нормативных соотношений производительностей угольного подъема и горных работ в зависимости от емкости бункера и неравномерности углетока.

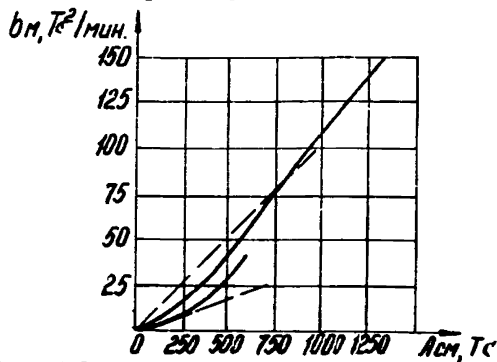


Рис. 9.2. График для определения коэффициентов дисперсии объемов добычи угля в зависимости от нагрузки на очистной забой.

значение с емкостью аккумулирующего бункера под стволом (S_0) при различных значениях показателя неравномерности углетоков (η).

Примечания: I. При построении графиков учитывается полезная емкость аккумулирующего бункера (S_0), определяемая как разность между 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 углетоки. Поэтому наличием бункеров меньшей емкости можно пренебречь, считая условно, что бункера нет.

9.5 Показатель неравномерности углетоков (η)

$$\eta = \frac{b_u + b_r}{u}, \text{ тс} \quad (9.4)$$

где b_u – коэффициент дисперсии общешахтного углетока, тс²/мин. Определяется как сумма коэффициентов дисперсии углетоков из очистных забоев (b_m^i)

$$b_u = \sum_{i=1}^n b_m^i \quad (9.5)$$

где b_m^i – коэффициент дисперсии углетоков из i -го очистного забоя, тс²/мин. Определяется по графику, представленному на рис. 9.2

b_r – коэффициент дисперсии выходящего из бункера углетока, тс²/мин. Рассчитывается по формуле

$$b_r = 2 \bar{A}_n^2 \mu_y (1 - \mu_y) \theta, \text{ тс}^2/\text{мин} \quad (9.6)$$

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 углетоков емкость бункера должна быть

$$S_0 \geq 16 \frac{b_u + b_r}{u} \quad (9.7)$$

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

Пример. При расчете производственной мощности шахты установлено, что на момент расчета технические производительности угольного подъема и технического комплекса на поверхности соответственно равны 450 и 500 тс/час. Коэффициент потогности обделашного комплекса (M) и среднее время простоя обделашного комплекса по собственным причинам (θ), рассчитанные на основе хронометражных наблюдений, соответственно равны 0,96 и 20 мин. Емкость бункера под углевыдающим 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 — $3 \times 6(д) + 1 \times 6(р)$. Требуется определить нормативное соотношение производительности обделашного комплекса и системы горных работ и (если производительность обделашного комплекса недостаточная) наметить мероприятия по повышению производительности обделашного комплекса.

1. Согласно (9.2) производительность обделашного комплекса

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

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, 364, 520 и 537 т/м. Поэтому согласно зависимости I на рис. 9.2, коэффициенты дисперсии углепотоков на очистных забоях (β'_n) соответственно равны 20, 32, 45 и 50 т²/мин.

4. Согласно (9.5) коэффициент дисперсии обделашного углепотока

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

5. Согласно (9.6) коэффициент дисперсии выходящего из бункера углепотока $\beta_v = 2 \cdot (7,2)^2 \cdot (0,96)^2 \cdot (1 - 0,96) \cdot 11 = 53 \text{ тс}^2/\text{мин.}$

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 $\eta = 40 \text{ тс}$ и отсутствии аккумулярующего бункера под стволом производительность подъема должна превышать производительность системы горных работ в 1,77 раза ($\frac{\bar{A}_n}{\bar{U}} = 1,77$). Поскольку фактическое соотношение

$$\frac{\bar{A}_n}{\bar{U}} = \frac{7,2}{5,06} = 1,42,$$

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 штормом полезной емкостью 100 т. Если же соорудить бункер полезной емкостью более 640 т, то производительность системы горных работ можно увеличить с 5,06 до 7,2 т/мч или в 1,42 раза.

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

Для достижения нормального 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 производится проверочная 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:

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

для двухскипового подъема

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

$$B = \frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_2};$$

$$C = 2 \left(H_n + 2h_{кр} \right) + \frac{V_1^2}{a_1} + \frac{V_2^2}{a_2};$$

$$D = \frac{72 \cdot T_p \cdot Q_{зр}}{U_{сум}}$$

для односкипового подъема

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

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

10.1.2. Если $V^{mp} > [V_{доп}]$, определяемой 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 (калато-ведущего шкива).

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

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

10.2.1. Требуемая грузоподъемность шлюпов:

$$Q_{зр}^{mp} = \frac{U \cdot T_n}{7,2 T_p \cdot \text{сум}} \quad - \text{ для двухшкиповой подъемной уста- (10.2)} \\ \text{новки}$$

$$Q_{зр}^{mp} = \frac{U \cdot T_n}{3,6 T_p \cdot \text{сум}} \quad - \text{ для одношкиповой подъемной уста- (10.3)} \\ \text{новки}$$

10.2.2. Производится выбор сосудов большей грузоподъемности по табл. П. 4. 2, П. 4. 10 в зависимости от вида подъема с учетом выполнения условий

$$Q_{зр}^i \geq Q_{зр}^{mp} \quad (10.4)$$

$$A_{ск}^i = A_{ск} \quad (10.5)$$

$$B_{ск}^i = B_{ск} \quad (10.6)$$

где $Q_{зр}^i$ - грузоподъемность выбираемого сосуда, где; определяется по табл. П. 4. 2, П. 4. 10 в зависимости от типоразмера сосуда.

При невыполнении одного из приведенных выше условий (10.4) - (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

$$h_{ни} - h_{ск} \leq 2,5 \quad (10.7)$$

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

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

где $h'_{ск}$ - высота выбрынного 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 увеличивать грузоподъемность сосуда за счет большего типоразмера сосуда для многокапитной подъемной установки не представляется возможным и производится переход к формированию мероприятий за счет повышения скорости подъемных сосудов. При однократной подъемной установке для выполнения данного условия возможны два решения:

- а) замена копра на копер большей высоты;
- б) наращивание высоты копра за счет поднятия подкивной площадки. Обоснование принятия альтернативного решения необходимо проводить на основании технико-экономических расчетов.

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

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

10.3.1. Технические решения, не требующие коренной реконструкции армировка.

А) Повышение изгибной жесткости подъемного сосуда.

1. Скрепляя рамной конструкции, выходящая в эксплуатацию, усилить путем приварки вдоль существующей рамы или кузова дополнительных конструктивных элементов (например, уголков, полос).

2. На эксплуатируемых склпах большой длины (обычно 8 м) установить на основной несущей конструкции (например, для склпов рамной конструкции - на раме) дополнительные устройства посредные пролета между существующими рабочими направляющими устройствами.

3. Заменить склпы рамной конструкции, обладающие сравнительно небольшой изгибной жесткостью, новой моделью - склпами каркасной конструкции с повышенной изгибной жесткостью.

Б) Усиление конструкции армировка.

1. Заменять эксплуатируемые рельсовые проводящие проводниками более тяжелого профиля (например, Р88 на Р45 или Р50 и т.п.).

2. Перенести на существующее расстрельные балки (как правило, в

ана), несущие односторонние нитки рабочих проводников, дополнительные (не-рабочие) нитки проводников такого же телоразмера (в качестве дополнительных проводников допускается навески старых взломанных элементов).

3. Установить на спаренных нитках проводников в промежутках между существующими ярусами армировки стоек - стяжки.

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

При шаге армировки 3,13 м монтировать одну стойку - стяжку в средней части пролета проводников.

4. Заменить эксплуатируемые деревянные проводянки реальными для сверления тонкостенными полыми прямоугольного сечения.

5. Заменить эксплуатируемые реальные проводянки сварными тонкостенными полыми прямоугольного сечения.

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

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

Связать между собой связи в плоскости яруса два или три расстрела (в виде стальных балок), а в случае необходимости - установить дополнительные распорные связи между крайними расстрелами и крепью ствола.

7. Установить на односторонних крайних нитках проводников распорные связи в виде косяков в середине пролета между существующими ярусами.

10.3.2. Технологические решения, вызванные с корявой реконструируемой армировкой.

1. Без прекращая 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 являться в стволе существующей металлоконструкции.

2. С полной остановкой работы подъемной установки для сосудов требуется определить возможность и скорость 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:

$$Z \left[K_{i(ск)}^{вип} + K_{i(ск)}^{мен} + K_{j(ск)}^{рем} + K_{j(ск)}^{ос} \right], руб - \text{ для двухсхиповой подъемной установки (10.8)}$$

$$K_{\alpha} = \left[\begin{array}{l} k_{i(ск)}^{опт} + k_{i(ск)}^{мен} + i_{j(прот)}^{дем} + k_{j(прот)}^{ос} \\ + k_{i(прот)}^{опт} + k_{i(прот)}^{мен} + k_{j(прот)}^{дем} + k_{j(прот)}^{ос} \end{array} \right], \text{ руб.} - \text{ для одлоскиповой} \\ \text{противовесом подьем-} \\ \text{ной установки} \quad (10.9)$$

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

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

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

$k_{j(прот)}^{дем}$, $k_{j(прот)}^{ос}$ - 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:

$$K_l(зк) = k_{i(зк)}^{опт} + k_{i(зк)}^{нав} + k_{j(зк)}^{дем} + k_{j(зк)}^{ос}, \text{ руб.} \quad (10.10)$$

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

$$k_{i(зк)}^{опт} = \frac{P_{зк} \cdot L_{зк}}{10} k_{i(зк)}^{опт}, \text{ руб.} \quad (10.11)$$

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

$k_{i(зк)}^{нав}$ - стоимость навески головных канатов i -го типоразмера, руб.; определяется из выражений:
для одлосканатного подьема

$$K_{i(зк)}^{нав} = \left\{ k_{i(зк)}^{нав} + \left[\frac{L_{зк}}{100} - 1 \right] (k_{i(зк)}^{нав})^1 \right\}, \text{ руб.} \quad (10.12)$$

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

$(k_{i(зк)}^{нав})^1$ - стоимость навески последующих 100 м головного каната i -го типоразмера, руб.; определяется по табл. П.4.11
для многоканатного подьема

$$K_{i(zk)}^{наб} = n_{zk} \left\{ K_{i(zk)}^{наб} + \left[\frac{L_{zk} - 400}{100} \right] (K_{i(zk)}^{наб})^i \right\}, \text{ руб} \quad (10.13)$$

- $K_{i(zk)}^{наб}$ - стоимость навести первых 400 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4.
 $(K_{i(zk)}^{наб})^i$ - стоимость навести последующих 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4.
 $K_{j(zk)}^{дем}$ - стоимость демонтажа головных канатов i -го типоразмера, руб; определяется из выражений:

$$K_{j(zk)}^{дем} = \left\{ K_{j(zk)}^{дем} + \left[\frac{L_{zk}}{100} - 1 \right] (K_{j(zk)}^{дем})^i \right\}, \text{ руб} \quad (10.14)$$

- где $K_{i(zk)}^{дем}$ - стоимость демонтажа первых 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.II;
 $(K_{j(zk)}^{дем})^i$ - стоимость демонтажа головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.II

для многоканатного подъема

$$K_{j(zk)}^{дем} = n_{zk} \left\{ K_{j(zk)}^{дем} + \left[\frac{L_{zk} - 400}{100} \right] (K_{j(zk)}^{дем})^i \right\}, \text{ руб} \quad (10.15)$$

- где $K_{j(zk)}^{дем}$ - стоимость демонтажа первых 400 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.4
 $(K_{j(zk)}^{дем})^i$ - стоимость демонтажа последующих 100 м головного каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. п.4.4.
 $K_{j(зк)}^{ос}$ - остаточная стоимость заменяемых головных канатов i -го типоразмера, руб.

10.4.3. Затраты на замену уравнивающих канатов:

$$K_{ук} = K_{i(ук)}^{опт} + K_{i(ук)}^{наб} + K_{j(ук)}^{дем} + K_{j(ук)}^{ос}, \text{ руб} \quad (10.16)$$

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

$$K_{i(ук)}^{опт} = n_{ук} \frac{L_{ук}}{10} \cdot k_{i(ук)}^{опт}, \text{ руб} \quad (10.17)$$

- где $k_{i(ук)}^{опт}$ - оптовая цена за 10 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.
 $K_{i(ук)}^{наб}$ - стоимость навески уравнивающих канатов i -го типоразмера, руб; определяется по формуле:

$$K_{i(ук)}^{наб} = n_{ук} \left\{ K_{i(ук)}^{наб} + \left[\frac{L_{ук} - 400}{100} \right] (K_{i(ук)}^{наб})^i \right\}, \text{ руб} \quad (10.18)$$

- где $k_{i(ук)}^{нав}$ - стоимость навески первых 400 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5;
- $k_{i(ук)}^{нав}$ - стоимость навески последующих 100 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.
- $k_{i(ук)}^{нав}$ - стоимость навески первых 400 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.;
- $(k_{i(ук)}^{нав})'$ - стоимость навески последующих 400 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5.;
- $k_{j(ук)}^{дем}$ - стоимость демонтажа уравнивающих канатов j -го типоразмера, руб; определяется по формуле

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

- где $k_{j(ук)}^{дем}$ - стоимость демонтажа первых 400 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5;
- $(k_{j(ук)}^{дем})'$ - стоимость демонтажа последующих 100 м уравнивающего каната i -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.5
- $k_{j(ук)}^{ос}$ - остаточная стоимость заменяемых уравнивающих канатов j -го типоразмера, руб.

10.4.4. Затраты на замену подъемной машины:

$$K_{i(пм)} = K_{i(пм)}^{опт} + k_{i(пм)}^{дем} + K_{i(пм)}^{мон} + k_{j(пм)}^{ос} + K_{i(пм)}^{стр} + K_{мет}^{монтаж}, \text{ руб} \quad (10.20)$$

- где $K_{i(пм)}^{опт}$, $K_{i(пм)}^{мон}$ - соответственно оптовая цена и стоимость монтажа устанавливаемой подъемной машины i -го типоразмера, руб; определяются по табл. П.4.1, П.4.9;
- $k_{j(пм)}^{дем}$ - стоимость демонтажа заменяемой подъемной машины j -го типоразмера, руб; определяется по табл. П.4.1, П.4.9;
- $k_{j(пм)}^{ос}$ - остаточная стоимость заменяемой подъемной машины i -го типоразмера, руб;
- $K_{i(пм)}^{стр}$ - 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;
- $K_{мет}^{монтаж}$ - стоимость изготовления и монтажа опорных металлоконструкций при замене подъемной машины, руб.

10.4.5. Затраты на замену редуктора определяются по формуле

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

где

$K_{i(ред)}^{опт}, K_{i(ред)}^{ман}$ соответственно оптовая цена и стоимость монтажа редуктора i -го типоразмера, руб.; определяются по табл. П.4.6; П.4.12;
 $K_{j(ред)}^{дем}$ - стоимость демонтажа редуктора j -го типоразмера, руб.; определяется по табл. П.4.6; П.4.12;

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

10.4.6. Затраты на замену электродвигателя:

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

где

$K_{i(дв)}^{опт}, K_{i(дв)}^{монт}$ - 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;
 $K_{j(дв)}^{дем}$ - стоимость демонтажа электродвигателя j -го типоразмера, руб.; определяется по табл. П.4.7, П.4.8 в зависимости от вида электропривода и типоразмера электродвигателя;
 $K_{j(дв)}^{ос}$ - остаточная стоимость электродвигателей j -го типоразмера, руб.

10.4.7. Затраты на замену направляющих шкивов:

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

где

$K_{i(шк)}^{опт}, K_{i(шк)}^{монт}$ соответственно оптовая цена и стоимость монтажа направляющего шкива i -го типоразмера, руб.; определяются по табл. П.4.13;
 $K_{j(шк)}^{дем}, K_{j(шк)}^{ос}$ - 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:

$$K_{y_2, \text{см}} = 10^3 \left\{ K_c (K_{y_2} + K_{y_2(\text{дон})}) \right\} \cdot h_{y_2}, \text{ руб} \quad (10.24)$$

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

$$K_c = [(c_1 + c_2 F) f_n + 8F - 52] \cdot \rho, \text{ руб} \quad (10.25)$$

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/м³; значения 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
I	2	3	4	5	6	7

Крепь бетонная, возводимая с помощью отворчатой опубки

192 7,3 202 8,4 214 9,7

F - площадь сечения выработки в сечу крепи, м²;
 f_n - поправочный коэффициент, учитывающий глубину работ, обводненность и выбросоопасность забоя на изменение стоимости проведения; определяется по формуле

$$f_n = \left(0,99 + \frac{0,06 K_{\text{см}}}{10^3} \right) K_{03} \cdot K_8 \quad (10.26)$$

K_{03} - коэффициент обводненности забоя; принимается равным: при обводненности до 6 м³/ч - 1,0; при обводненности свыше 6 м³/ч - 1,04;

K_8 - коэффициент выбросоопасности забоя; принимается равным: забой невыбросоопасный - 1,0; забой выбросоопасный - 1,1;

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

K_{y_2} - коэффициент удорожания стоимости проведения ствола при углубке; при расположении подъемной машины на поваркности принимается равным 1,10;

$K_{чз}(\text{дон})$ - дополнительные затраты на подготовительные работы, необходимые для углубки ствола, руб.; определяются по формуле

$$K_{чз}(\text{дон}) = (2,9 + 4,25 D_{\text{ств}}) 10^3, \text{ руб} \quad (10.27)$$

где $D_{\text{ств}}$ - диаметр ствола, м.

10.4.9. Затраты на установку копра:

$$K_{\text{копр}} = K_{\text{копр}}^{\text{опт}} + K_{\text{копр}}^{\text{мон}} + K_{\text{присл}}^{\text{мон}} + K_{\text{копр}}^{\text{дем}} + K_{\text{копр}}^{\text{дем}} + K_{\text{копр}}^{\text{стр}}, \text{ руб} \quad (10.28)$$

где $K_{\text{копр}}^{\text{опт}}$ - стоимость изготовления и приобретения металлоконструкций устанавливаемого копра, руб;
 $K_{\text{копр}}^{\text{мон}}$ - стоимость монтажных работ при сооружении устанавливаемого копра, руб;
 $K_{\text{присл}}^{\text{мон}}$ - стоимость изготовления и монтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб;
 $K_{\text{копр}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа заменяемого копра, руб;
 $K_{\text{копр}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб;
 $K_{\text{копр}}^{\text{стр}}$ - стоимость строительных работ на установку копра (разработка грунта под котлован и устройство фундамента), руб.

10.4.10. Затраты на установку разгрузочных кривых:

$$K_{\text{кр}} = K_{\text{кр}}^{\text{опт}} + K_{\text{кр}}^{\text{мон}} + K_{\text{кр}}^{\text{дем}}, \text{ руб} \quad (10.29)$$

где $K_{\text{кр}}^{\text{опт}}$, $K_{\text{кр}}^{\text{мон}}$ - соответственно стоимость приобретения и стоимость монтажа устанавливаемых разгрузочных кривых, руб;
 $K_{\text{кр}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа заменяемых разгрузочных кривых, руб.

10.4.11. Затраты на замену разгрузочного устройства:

$$K_{\text{зу}} = K_{\text{зу}}^{\text{опт}} + K_{\text{зу}}^{\text{монт}} + K_{\text{зу}}^{\text{дем}} + K_{\text{пит}} + K_{\text{зу}}^{\text{эр}}, \text{ руб} \quad (10.30)$$

где $K_{\text{зу}}^{\text{опт}}$, $K_{\text{зу}}^{\text{монт}}$ - соответственно оптовая цена и стоимость монтажа устанавливаемого загрузочного устройства, руб;
 $K_{\text{зу}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа заменяемого загрузочного устройства, руб;
 $K_{\text{пит}}$ - стоимость установки питателя, руб;

K_{39}^{2p} - стоимость горных работ при расширении камеры, загрузочного устройства (разборка железобетонных тубингов в стволе, прохождение загрузочной камеры, крепление камеры, бетонирование полв), руб.

10.4.12. Затраты на реконструкцию армировки ствола:

$$\begin{aligned}
 K_{\text{арм}} = & K_{\text{рас}}^{\text{опт}} + K_{\text{пр}}^{\text{опт}} + K_{\text{лун}} + K_{\text{рас}}^{\text{мон}} + K_{\text{пр}}^{\text{мон}} + K_{\text{рас}}^{\text{дем}} + \\
 & + K_{\text{пр}}^{\text{дем}} + K_{\text{рас}}^{\text{ос}} + K_{\text{пр}}^{\text{ос}} + K_{\text{обор}}^{\text{опт}} + K_{\text{обор}}^{\text{мон}} + \\
 & + K_{\text{обор}}^{\text{дем}}, \text{ руб}
 \end{aligned}
 \tag{10.31}$$

где $K_{\text{рас}}^{\text{опт}}, K_{\text{пр}}^{\text{опт}}$ - соответственно оптовая цена устанавливаемых расстрелов и проводников, руб;
 $K_{\text{лун}}$ - стоимость долбления лунок в бетонной крепи ствола, руб;
 $K_{\text{рас}}^{\text{мон}}, K_{\text{пр}}^{\text{мон}}$ - соответственно стоимость монтажа устанавливаемых расстрелов и проводников, руб;
 $K_{\text{рас}}^{\text{дем}}, K_{\text{пр}}^{\text{дем}}$ - соответственно стоимость демонтажа заменяемых расстрелов и проводников, руб;
 $K_{\text{рас}}^{\text{ос}}, K_{\text{пр}}^{\text{ос}}$ - соответственно остаточная стоимость расстрелов и проводников, руб;
 $K_{\text{обор}}^{\text{опт}}, K_{\text{обор}}^{\text{мон}}, K_{\text{обор}}^{\text{дем}}$ - соответственно оптовая цена, стоимость монтажа и демонтажа вспомогательного оборудования, необходимого для реконструкции армировки ствола, руб.

10.4.13. Эксплуатационные расходы:

$$C = C_{i(\text{пм})}^{\text{эл}} + C^{\text{ам}}, \text{ руб}
 \tag{10.32}$$

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

$$C_{i(\text{пм})}^{\text{эл}} = W_3 \left(\frac{a_1}{\cos \varphi} + a_2 T_p \cdot T_2 \cdot b \right), \text{ руб}
 \tag{10.33}$$

W_3 - суммарная мощность одновременно работающих электродвигателей, кВт;

$T_{p, \text{сут}}$ - время работы подъемной установки в сутки, час; определяется согласно раздела 7;

$T_{p, \text{год}}$ - время работы подъемной установки в течение года, дня; определяется согласно раздела 7;

- k - средний коэффициент загрузки двигателей по мощности;
 a_1 - тариф за 1 кВт установленной мощности, руб./год; для потребителей Донбассэнерго принимается равным 12,8 руб./год;
 a_2 - тариф за 1 кВт затраченной 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.

Ю.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 ИЗЫСОВ
 КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ЖЕСТИКИ АРМАЧРОВК

- II. I. I. Определение фактических изысов расстрельных бадок.
- II. I. I. I. Замеры расстрелов производить на нескольких (не менее трех) наиболее возвышенных участках по глубине ствола, располагая один из них в верхней части, другой - в нижней, а третий - поперечное сечение.
- 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 маркированы P1, P2, P3, P4).
- II. I. I. 4. Количество замерных сечений на каждом из контролируемых расстрелов должно быть не менее трех.
- II. I. I. 5. Крайние замерные сечения C1, C3 каждого несущего расстрела (рис. II. I. I.) располагать на расстоянии 30 см от креша или углов соединений, а сечение C2 - посреда 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_{ps} и нижней - b_{pn} ;
 - б) высота профиля слева - h_{pl} и справа - h_{pr} от вертикальной оси симметрии балки;
 - в) толщина стойки - t_p в средней по высоте сечения части балки;
 - г) средняя толщина полки верхней - t_{ps} и нижней - t_{pn} ,
- измеренная на расстоянии $y = \frac{b_p - t_p}{4}$ от кромки пол.
- Для балки прямоугольного сечения (см. рис. 3. I, б):
- а) ширина профиля по верхней - b_{ps} и нижней - b_{pn} граням;
 - б) высота профиля слева - h_{pl} и справа - h_{pr} от вертикальной оси симметрии сечения балки.
- II. I. I. 7. Результаты замеров одноярусных расстрелов, имеющих одинаковую маркировку и расположенных на смежных ярусах контролируемого участка арматурки, 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 проволочник.

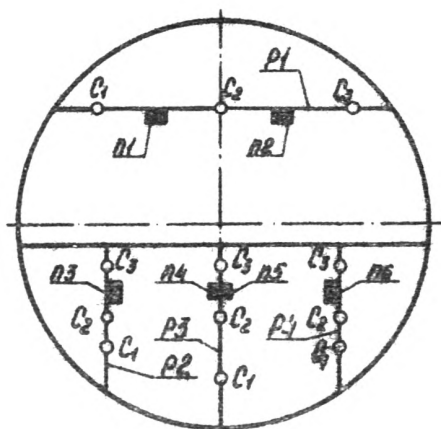


Рис. П.1.1. Схема расположения замерных сечений по длине расстрельных балок (C1, C2, C3- замерные сечения; P1, P2, P3, P4- расстрелы; П1, П2, П3, П4, П5, П6- проводники).

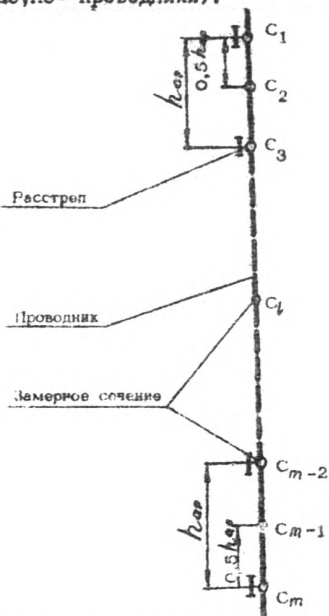


Рис. П.1.2. Схема расположения замерных сечений по длине ятки проводника (C1, C2, ..., C - замерные сечения; $h_{ар}$ - шаг армировки)

- П. I. I. 8. Замеры следует выполнять мерительным инструментом (циркуль штангенциркулем), обеспечивающем точность $\pm 0,1$ мм.
- П. I. I. 9. Первый обмер геометрических размеров сечений расстрельных балок должен быть произведен не позже, чем через 1 месяц после монтажа армировки в стволе. Второй обмер - перед сдачей ствола в эксплуатацию на проектных режимах работы подвальной установки. Частота выполнения последующих замеров определяется по данным табл. П. I. 2, в зависимости от степени агрессивности среды 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. 10. Места сечений, в которых намечается производить контрольные замеры, перед снятием отсчетов должны быть тщательно очищены от грибов и продуктов коррозии, не иметь следов механических повреждений от зачистки.
- П. I. I. 11. В процессе эксплуатации каждый из последующих замеров должен производиться каждый раз на одних и тех же контрольных ярусах и одних и тех же замерных сечениях.
- П. I. I. 12. Результаты первого замера расстрельных балок на контролируемых ярусах являются исходными данными для последующего нахождения значений коррозионного поражения расстрелов в стволе.
- П. I. I. 13. Значения коррозионного износа расстрельных балок на одну оторочку по каждому из контролируемых параметров находятся как полуразность между геометрическими размерами, полученными при первом и последующих замерах, то есть:

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

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

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

х) При контрольных замерах расстрелов на балок прямоугольного сечения последние при жонки не заполняют;

Таблица П.1.1

Объединение

Шахта

Ствол

Контролируемые одиночные расстрелы (указать маркировку)

Учас- ток ство- да	Номер: яруса:	За- мер- ное сече- ние	Контролируемые размеры расстрельной вышки, мм							
			ширина полки (профиля)	высоты профи- ля	толщи- на	средняя тол- щина полки	верх- ней	ниж- ней	слеви	справа
			б _{рв}	б _{рн}	h _{рл}	h _{рв}	t _р	t _{рв}	t _{рн}	
			С1							
	№...		С2							
			С3							
Верх- няя часть ство- да			С1							
	№...		С2							
			С3							
			С1							
	№...		С2							
			С3							
Сред- няя часть ство- да			С1							
	№...		С2,...							
			С3							
			С1							
	№...		С2							
			С3							
			С1							
	№....		С2							
			С3							
Ниж- няя часть ство- да			С1							
	№...		С2							
			С3							
			С1							
	№...		С2							
			С3							

Дата выполнения замеров

Фамилия И. О., выполнявшего замеры

(подпись)

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

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

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

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

где индекс (I) соответствует первому, а (I+n) - последующим замерам (n = 1, 2, 3...).

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

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

II.1.1.14. Фактической усредненной внос одновременно замаркированных расстрелов δ_p выводится как среднее арифметическое всех δ_p^* , помещенных в последней строке табл. I.3.

II.1.2. Определение фактических вносов проводников.

II.1.2.1. Замеры производить на всех нитках рабочих проводников (на рис.

II.1.1. замаркированы П1, П2, П3, П4, П5, П6) рассматриваемого раздела ствола на участке равномерного движения сосуда.

II.1.2.2. Замерные сечения, равномерно чередуя по длине проводника в глубине ствола, располагать посредине пролета между расстрелами и на ярусах армировки в соответствии со схемой рис. II.1.2.

II.1.2.3. Общее количество замерных сечений на каждой из контролируемых ниток проводников должно быть не менее 50.

II.1.2.4. В каждом замерном сечении, в зависимости от типа профиля 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 проката (см. рис. 3.2, б):

а) ширина головки - δ_r ;

б) высота профиля - $h_{пр}$

Таблица П.1.3
К замерам растрелов (дата)

Объединение

Шахта

Ствол

Контролируемые односторонние растрелы (указать маркировку)

Время устанoвки растрелов в стволе

Углуб- ток	Номер: за- ру- мер- ствo- ва	Износ расстрельной бочки на одну сторону, мм							
		По ширине по- сле (профиля)		По высоте профиля		По толщине по- сле		По средней длине по- сле	
да	сече- ние	верх- няя	нижняя	слева	справа	на кв.	верх- няя	нижняя	
		$\delta_1^{(n)}$	$\delta_2^{(n)}$	$\delta_3^{(n)}$	$\delta_4^{(n)}$	$\delta_5^{(n)}$	$\delta_6^{(n)}$	$\delta_7^{(n)}$	$\delta_8^{(n)}$

	№...	C1	C2	C3					
Верх- няя часть ствo- ла	№...	C1	C2	C3					
	№...	C1	C2	C3					
	№...	C1	C2	C3					
Сред- няя часть ствo- ла	№...	C1	C2	C3					
	№...	C1	C2	C3					
	№...	C1	C2	C3					
Нижняя часть ствo- ла	№...	C1	C2	C3					
	№...	C1	C2	C3					
	№...	C1	C2	C3					

$$\delta_p = \frac{\sum \delta}{27}$$

Фактический усредненный износ расстрелов на стволу

Фамилия **А. О.**, выполнявшего обработку

(подпись)

Результаты замеров заносятся в табличную форму (образец - табл. II.1.4.). Заполненная таблица является первичным документом, который должен храниться в отделе главного механика шахты.

II.1.2.5. Замеры следует выполнять мерительным инструментом, обеспечивающим точность $\pm 0,1$ мм.

II.1.2.6. Первый инструментальный контроль длины производится не позже, чем через I месяц после монтажа арматуры в отделе. Второй - перед сдачей подвешенной установки на расчетных режимах эксплуатации. Последующие замеры производить с интервалом периодичности T, определяемыми по формуле:

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

где K - коэффициент, характеризующий зависимость продолжительности;

Q - вес грузевого сосуда, тс;

V - максимальная скорость движения сосуда в отделе, м/с;

N_r - годовая наработка числа циклов подвешенных операций сосуда.

Таблица II.1.4

Объединение

Шахта

Стяга

Контролируемый участок стяги по глубине с друса В.... по друсу В.....

Замерное сечение	Контролируемые размеры проволоки, мм					
	П1 ^г		П2		П3	
	высота профиля	высота профиля	высота профиля	высота профиля	высота профиля	высота профиля
	h _{пр}	h _{пр}	h _{пр}	h _{пр}	h _{пр}	h _{пр}
	радиус головки	радиус головки	радиус головки	радиус головки	радиус головки	радиус головки
	r	r	r	r	r	r
С1						
С2						
С3						
...						
...						
С (m-2)						
С (m-1)						
С m						

х) Какую группу проводников указывать в соответствии с привязкой к конкретной схеме арматуры,

Дата выполнения замеров

Фамилия И.О., выполняющего замеры

(подпись)

Численные значения коэффициента K необходимо принимать по табл. П.1.5 в зависимости от вида проводящих в стволе.

Таблица П.1.5

Проводящий время работы	Деревянный прямоугольного сечения	Рельсовый	Стальной болан прямоугольного сечения
Значение	$0,5 \cdot 10^8$	$1 \cdot 10^8$	$5 \cdot 10^8$

и. 1.2.7. При выполнении контрольных замеров высоты профиля металлических проводящих их задняя рабочая поверхность (для Рельсов-подошва) в замерных сечениях перед снятием отсчетов должна быть тщательно очищена от грязи и продуктов коррозии.

и. 1.2.8. Износ рабочих поверхностей проводящих вычисляются по следующим соотношениям.

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

$$\delta = \frac{b_{np}^{(i)} - b_{np}^{(n)}}{2}, \text{ мм}$$

где $b_{np}^{(i)}, b_{np}^{(n)}$ - ширина профиля проводящего, полученная при первом замере (с индексом I), и многократного сечения при последующих замерах (с индексом $n = 2, 3, \dots$).

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

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

где $b_r^{(i)}, b_r^{(n)}$ - ширина головки проводящего, полученная при первом замере (с индексом I), и многократного сечения при последующих замерах (с индексом $n = 2, 3, \dots$).

По высоте профиля проводящего:

$$\delta_h = \frac{h_{np}^{(i)} - h_{np}^{(n)}}{2}, \text{ мм}$$

где $h_{np}^{(i)}, h_{np}^{(n)}$ - высота профиля проводящего, полученная при первом замере (с индексом I), и многократного сечения при последующих замерах (с индексом $n = 2, 3, \dots$).

Численные значения $\delta_{np}, \delta_r, \delta_h$ вводятся в табличную форму (образец - табл. П.1.6).

1.1.2.8. Выходящие боковые δ_b и лобовые δ_A выносы рабочих

поверхностей одноименных проводников (с одинаковой маркировкой) находятся как среднее арифметическое полученных результатов по соответствующей колонке табл. П.1.6 и помещаются в последнюю строку этой таблицы.

Таблица П.1.6
К замерам проводников от (дата)

Объединение
Шахта
Ствол
Контролируемый участок ствола по глубине с яруса № по ярусу №
Время навески проводников в стволе

Замерное сечение	Износ рабочей поверхности проводника на отдачу					
	: СТРОСЯУ, мм		: П2		: ПЗ	
	по ширине	по высоте	по ширине	по высоте	по ширине	по высоте
	профиля	те про	не профи	те профи	не профи	те про
	δ _г	δ _г	δ _г	δ _г	δ _г	δ _г
	(головки	для	(головки	для	(головки	для
	δ _г)	δ _г	δ _г)	δ _г	δ _г)	δ _г
С1						
С2						
С3						
...						
С (n-2)						
С (n-1)						
С n						

Фактические боковые и лобные износы проводников

$$\delta_b = \frac{\sum_{i=1}^m \delta_{ap}}{m} \quad \delta_A = \frac{\sum_{i=1}^m \delta_h}{m} \quad \delta_A = \frac{\sum_{i=1}^m \delta_{ap}}{m} \quad \delta_b = \frac{\sum_{i=1}^m \delta_{ap}}{m} \quad \delta_A = \frac{\sum_{i=1}^m \delta_h}{m}$$

Формулы для выполнения обработки (подпись)

ИНСТРУКЦИЯ К ПРОГРАММЕ РАСЧЕТА КРЕТКИХ АРМИРОВОК

II.2. I. ПРИНЯТАЯ ТЕРМИНОЛОГИЯ. СВОЗНАЧЕНИЯ

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

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

II.2.1.2 Вспомогательные расстрелы могут быть трех типов:

- консольные расстрелы на рис. II.2.2) - это расстрелы № 2 и 3; здесь один расстрел (№ 1) первого рода, расстрелы второго и третьего родов - отсутствуют);
- расстрелы типа "упора" (на рис. II.2.3) - № 7; здесь расстрелы № 1, 2, 3 - первого рода; № 4 - второго рода; № 5, 6 - третьего рода);
- расстрелы типа "связи" (на рис. II.2.4) № 3, 4) здесь расстрелы № 1 и 2 - первого рода).

II.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. II.2.3 - это расстрелы № 3 и 4 типа "связи"; расстрелы № 1 и 2 - первого рода; № 5, 6, 7, 8 - расстрелы типа "упора").

II.2.1.4 Элементы армировки, на которых отсутствуют проводники, являются вспомогательными и могут быть упорами или связями (на рис. II.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).

II.2.1.5 Расстрелы основные и расстрелы типа "упор" могут иметь консольную заделку концов (на рис. II.2.7) - это расстрел № 1 - первого рода и расстрел № 6 - второго рода; на рис. 8 - консольную заделку имеет расстрел № 7 - расстрел типа "упор". В этом случае консольные заделки именуется упорами (1у, 2у, 3у - на рис. II.2.7 и 2у - на рис. II.2.8).

II.2.1.6 Расстрелы вспомогательные типа "упора" сокращают за собой наименование "упора" (1у - на рис. II.2.3; на рис. II.2.4) Расстрелы вспомога-

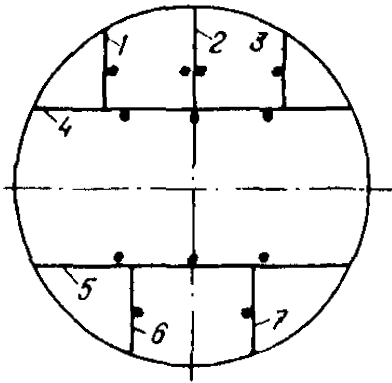


Рис. П. 2.1.

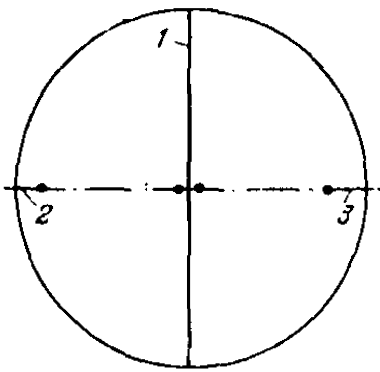


Рис. П. 2.2.

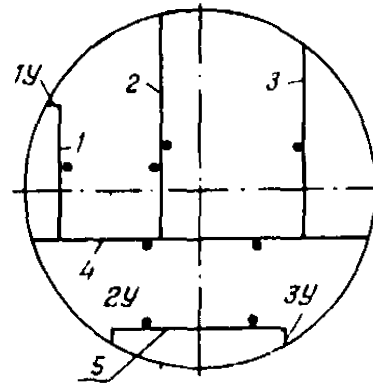


Рис. П. 2.7.

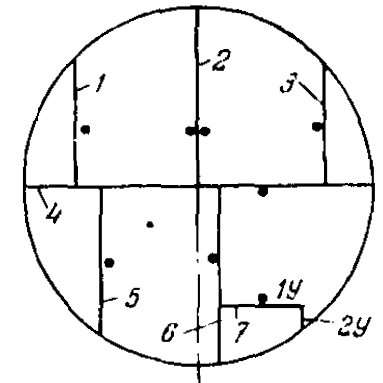


Рис. П. 2.8.

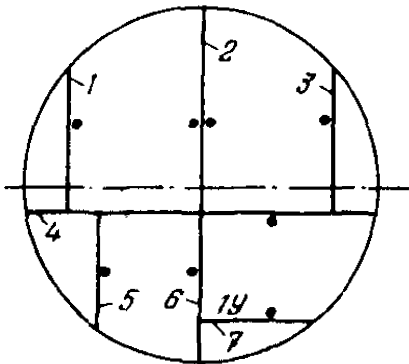


Рис. П. 2.3.

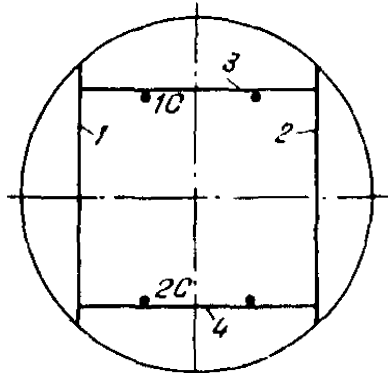


Рис. П. 2.4.

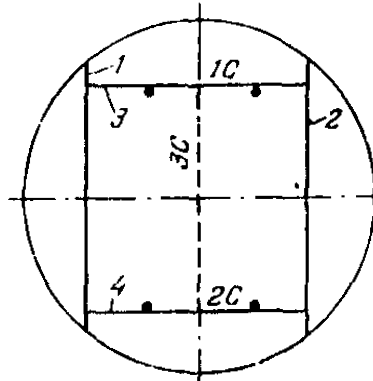


Рис. П. 2.9.

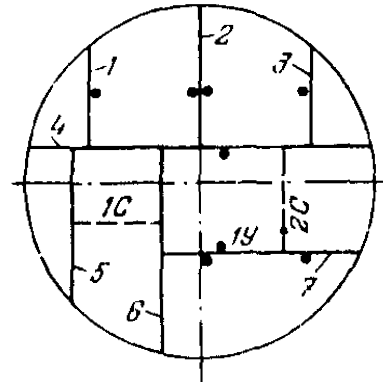


Рис. П. 2.10.

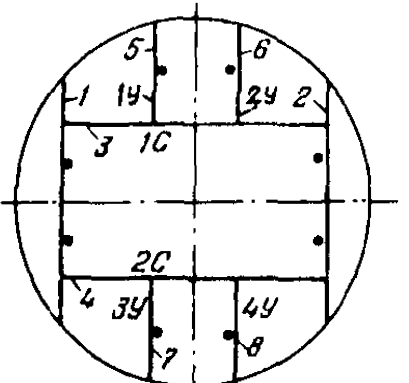


Рис. П. 2.5.

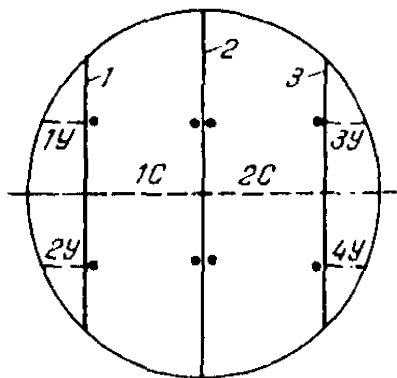


Рис. П. 2.6.

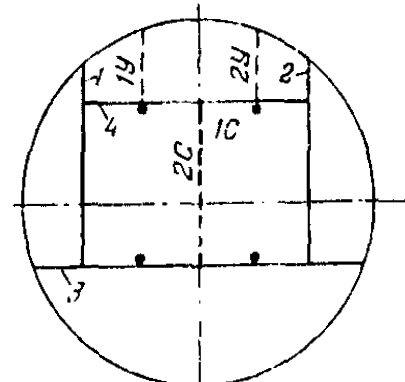


Рис. П. 2.11.

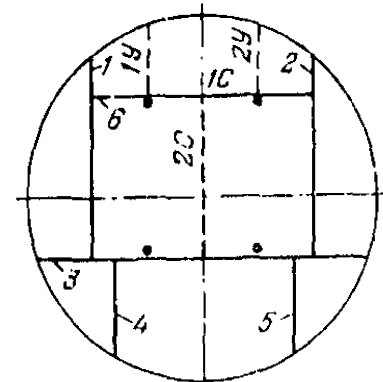


Рис. П. 2.12.

ние типа "связь" сохраняют за собой наименование "Связь" (Ic и Zc - на рис. П.2.4 и П.2.5).

П.2.1.7 Расстрелы основные (первого, второго и третьего рода), расположенные в непосредственной близости к крепя отвода, называются крайними: #1,3,5 - на рис. П.2.1; #1,3,5,6 на рис. П.2.2; #1,2,3; #1,2 на рис. П.2.4; #1,2 на рис. П.2.5; #1,3 на рис. П.2.6; #1,3,5 на рис. П.2.7; #1,3,5,6 на рис. П.2.8; #1,2 на рис. П.2.9; #1,3,5 - на рис. П.2.10).

П.2.1.8 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.2.1.9 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 Zc также номер I.

П.2.2. ОСНОВНЫЕ ОГРАНИЧЕНИЯ

П.2.2.1. Схема не должна содержать более 10 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 "связь" 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 "связь" (Ic и Zc) имеют также связь между собой (Zc), 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.2.10 расстрел #1-типа "упора", являясь упором (IV) для 6-го рас-

отрада, имеет связь I_0 с расстрелом второго рода (№ 4), но эта связь не может быть вспомогательным расстрелом.

П.2.2.3. Если вспомогательный расстрел типа "упора" имеет номер N и в свою очередь имеет связь с каким-либо расстрелом, номер которого M не равен $N + I$ или $N - I$, 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.1.5), заделываемый обоими концами в крепь ствола, может иметь консольную заделку только с двух сторон (см. п.1.3).

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 членами, 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 осью 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.1.5) дается вектором K , который может содержать до четырех целых чисел (в том числе и 0). Так, для схемы рас. п.2.1, п.2.2, п.2.4, п.2.5, п.2.9 все элементы

ты вектора K равны нулю (на крайних расстрелах упоров нет). Для схемы рис. П.2.3 $K = (0; 0; 0; 1)$ (на расстрелах № 1,3,5 - упоров нет; на расстрелах № 1,3,5 - упоров нет; на расстреле № 6 есть один упор I_u , являющийся в свою очередь вспомогательным расстрелом). Для схемы рис. П.2.6 $K = (2; 2; 0; 0)$; для схемы рис. П.2.7 $K = (1; 0; 2; 0)$; для схемы рис. П.2.8 и П.2.9 $K = (0; 0; 0; 1)$.

П.2.3.4. Информация о количестве проводников на каждом расстреле дается вектором I , содержащим целые числа. Так, для схемы рис. П.2.1

$I = (1; 2; 1; 3; 1; 1)$; рис. П.2.2-1 $I = (2; 1; 1)$; рис. П.2.3-1 $I = (1; 2; 1; 1; 1; 1; 1)$; рис. П.2.4-1 $I = (0; 0; 2; 2)$; рис. П.2.5-1 $I = (2; 2; 0; 0; 1; 1; 1; 1)$; рис. П.2.6-1 $I = (2; 4; 2)$; рис. П.2.7-1 $I = (1; 2; 1; 2; 2)$; рис. П.2.8 $I = (1; 2; 1; 1; 1; 1; 1)$; рис. П.2.9-1 $I = (0; 0; 2; 2)$; рис. П.2.10-1 $I = (1; 2; 1; 0; 3)$.

П.2.3.5. Информация о количестве связей между расстрелами дается вектором M , содержащим целые числа. Так для схемы П.2.1, 2, 3, 7, 8- все элементы вектора M равны нулю (связи отсутствуют). Для схем рис. П.2.4, П.2.5 $M=2$ (содержит один элемент; число 2 указывает, что между первым и вторым расстрелом имеется две связи I с и $2c$). Для схемы рис. П.2.6 $M = \{1; 1\}$ (по одной связи между первым и вторым, а также между вторым и третьим). Для схемы рис. П.2.9 $M = (2; 0; 1)$ (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 Π связан с каким-либо расстрелом, номер которого не равен $\Pi + 1$ или $\Pi - 1$, то в этом случае Π -й элемент вектора M должен равняться нулю. Так, для схемы рис. П.2.10 имеем:

$$M = (0; 0; 0; 0; 1; 0; 0).$$

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 C , 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 P , элементы которого располагаются в порядке нумерации проводников на расстреле и самих расстрелов.

П.2.3.10. 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.2.3.11 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:

$$KW = \begin{array}{l} \left[\begin{array}{cccccc} (10 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (1 & 2 & 0 & 0 & 0 & 0) \end{array} \right] \begin{array}{l} \text{– 1-й расстрел (имеет один упор)} \\ \text{– 2-й расстрел} \\ \text{– 3-й расстрел} \\ \text{– 4-й – " –} \\ \text{– 5- расстрел (имеет два упора)} \end{array} \end{array}$$

Для схемы рис. П.2.8:

$$KW = \begin{array}{l} \left[\begin{array}{cccccc} (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \end{array} \right] \begin{array}{l} \\ \\ \\ \\ \\ \\ \text{– 7-й расстрел (имеет один упор)} \end{array} \end{array}$$

П.2.3.12 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:

$$KW = \begin{array}{l} \left[\begin{array}{cccccc} (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 1 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 1 & 0 & 0 & 0) \end{array} \right] \end{array}$$

П.2.3.13 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.

1.2.3 седьмая строка матрицы KW записывается в форме:

$$(0 \ 0 \ 0 \ -9 \ 6 \ 1)$$

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

$$(1 \ 0 \ 0 \ -1 \ 6 \ 1)$$

Если данный расстрел с номером N имеет связь с каким-либо расстрелом, номер которого не равен числам $N + 1$ или $N - 1$, 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:

$$(-4 \ 1 \ 0 \ -9 \ 6 \ 1)$$

П.2.3.14 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:

$$KW = \begin{bmatrix} (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 1 & 1 & 2) \\ (0 & 0 & 0 & 2 & 1 & 2) \end{bmatrix}$$

Для схемы рис. П.2.11 имеем:

$$KW = \begin{bmatrix} (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0) \\ (0 & 0 & -2 & 1 & 1 & 2) \end{bmatrix}$$

где -2 означает, что четвертый расстрел имеет два упора. В этом примере вспомогательный расстрел имеет номер, на единицу превышающий номер связного 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 $N + 1$ или $N - 1$, 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 первая строка матрицы KW имеет вид:

$$(-3 \ -1 \ -2 \ 1 \ 1 \ 2)$$

П.2.3.15 Информация о расположении подземных сосудов в стволе дается матрицей $P\Phi I$, 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:

$$P\Phi I = \begin{pmatrix} 1 & 1 & 2 & 1 & 2 \\ 2 & 2 & 3 & 1 & 2 \\ 4 & 1 & 7 & 2 & 2 \\ 7 & 1 & 7 & 3 & 1 \end{pmatrix}$$

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

П.2.3.16 Пример общего случая сочетания различных особенностей схем арматурок изображен на рис. П.2.13 (эта схема имеет только лишь иллюстративный смысл). Здесь цифрами с индексами "P" пронумерованы расстрелы, с индексом "y" - упоры; с индексом "C" - связи, с индексом "n" - 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:

$$D = 600; N = 10; N P \Phi = 6; N V 1 = 3; N V 2 = 0; N H = 8;$$

$K = (3, 1, 3)$ - количество упоров только на крайних (основных) расстрелах в 1, 3, 5;

$I = (2, 1, 0, 0, 3, 2, 2, 2, 1, 0, 1)$ - количество проводников на осно-
основных рас- на вспомог. всех расстрелах;
стрелах расстрелах

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

$$S = \begin{bmatrix} -220 \\ -85 \\ 100 \\ 0 \\ -115 \\ -250 \end{bmatrix}$$

- координаты только основных расстрелов

$$\begin{array}{l}
 V = \left. \begin{array}{l} I45 \\ I05 \\ 50 \\ I60 \\ -I50 \\ 20 \\ I45 \\ 0 \\ 60 \\ I70 \\ 230 \\ -I80 \\ -2I5 \end{array} \right\} \begin{array}{l} \text{координаты упоров на крайних} \\ \text{(основных) расстрелах;} \\ \\ \text{на седьмом расстреле,} \\ \\ \text{на восьмом расстреле;} \\ \\ \text{на десятом расстреле;} \end{array} \\
 \\
 C = \left. \begin{array}{l} I35 \\ 30 \\ 225 \\ 45 \\ -I00 \\ II0 \\ 2I0 \\ 250 \end{array} \right\} \begin{array}{l} \text{координаты связей между основными} \\ \text{расстрелами;} \\ \\ \text{координаты связей между 8-м и 4-м} \\ \text{расстрелами;} \end{array} \\
 \\
 P = \left. \begin{array}{l} 90 \\ 90 \\ 90 \\ -I70 \\ 40 \\ I50 \\ -200 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ -40 \\ 70 \\ I50 \\ -200 \end{array} \right\} \begin{array}{l} \text{координаты проводячков на основных} \\ \text{расстрелах;} \\ \\ \text{координаты проводячков на вспомога-} \\ \text{тельных расстрелах;} \end{array}
 \end{array}$$

$$\text{KW} = \begin{bmatrix}
 1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 1 & 3 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 0 & 0 & -2 & 1 & 2 & 3 \\
 -4 & -2 & 0 & -2 & 3 & 1 \\
 0 & 0 & -2 & 1 & 5 & 6 \\
 -5 & -1 & 0 & -9 & 9 & 1
 \end{bmatrix}$$

№ 1 с консольной заделкой конца
 основные расстрелы (№ 2+5) с
 обычной заделкой концов;
 № 6 с консольной заделкой двух
 концов
 № 7 расстрел типа "связь" между 1-м
 и 2-м расстрелами;
 № 8 - расстрел типа "упора" на
 3-м расстреле;
 № 9 - расстрел типа "связь" между
 5-м и 6-м расстрелами;
 № 10 - расстрел типа "упора" на 5-м
 расстреле;

$$\text{P}\Phi 1 = \begin{bmatrix}
 1 & 2 & 2 & 1 & 2 \\
 7 & 1 & 7 & 2 & 1 \\
 8 & 1 & 4 & 3 & 2 \\
 4 & 1 & 4 & 1 & 1 \\
 5 & 2 & 6 & 9 & 2 \\
 5 & 1 & 10 & 1 & 2
 \end{bmatrix}$$

информация о размещении подъемных
сосудов

П.2.4. ОСНОВНЫЕ ФУНКЦИОНАЛЬНЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОГРАММЫ

П.2.4.1. 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.2.1, П.22). При $LIN = 1$ 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.2.1

Типоразмеры расстрелов

№ п/п	Тип расстрела	Момент инерции	Высота	Ширина	Площадь	Модуль упругости	Вес I п/м
1	2	3	4	5	6	7	8
1	20 В	169	20	10,2	39,5	$2,1 \times 10^6$	31,1
2	22 В	239	22	11,2	46,4		36,4
3	24 М	280	24	11,0	48,7		38,3
4	27 В	366	27	12,4	60,0		47,1
5	30 М	490	30	13,0	63,9		50,2
6	36 М	527	36	13,0	73,7		57,9
7	36 С	612	36	14,0	90,7		71,2
8	40	666	40	15,5	71,4		56,1
9	170x104x10	840	17,0	10,4	52,7		39,6
10	212x130x12	1965	21,2	13,0	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
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Р 38	1222	140	$2,1 \times 10^6$	14,0	38	12,5
2	Р 43	1489	260		14,0	44,7	12,5
3	Р 50	2018	375		15,2	51,6	12,5
4	Р 65	3548	569		18,0	64,6	12,5
5	160x100x10	1564	740		16	37,6	12
6	160x160x12	2630	840		16	58,8	12
7	190x200x16	6424	5910		20	90,9	12

столбцов и 20-ти строк. В первом столбце содержится перечень номеров типоразмеров расстрелов согласно таблице П.2.1. , 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 параметром $LARM$, который может принимать значения 0,1,2,3,4.

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 (машин, привода, канатов, сосудов, армировки) в случае $LARM = 0$ армировка не рассчитывается, а при $LARM = 4$ производится расчет канатных проводников.

П.2.4.6 При $LARM = 1$ 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.2.1. 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 значений 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 $P\Phi 2$ 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.

П.2.4.17 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.2.4.18 При $LARM = 2$ и $LIN = 1$ форма печати аналогична варианту п.4.5.5, но типоразмеры расстрелов и проводников, а также шаг армировки - конкретно заданные.

П.2.4.19 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 $LIN = 1$ печать аналогична варианту п.4.5.7, но типоразмеры проводников, расстрелов и шаг армировки конкретно заданные.

П.2.4.21 При $LARM = 1$ 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 $KГ2 = 1$ разрешается только переходить на расчет усиленной армировки. При $KГ2 = 2$ запрещается увеличивать жесткость сосудов и переходить на усиление армировки.

П.2.4.22 При $LARM = 1$ параметр $KГ2$ может быть равным либо нулю, либо единице. В последнем случае производится расчет только усиленной схемы армировки.

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

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

П.2.4.25 В рядом расположенных слева направо парных столбцах набирается 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 информация 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:

- конечные 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_i^2 (для сосудов с односторонним расположением направляющих устройств);

- лобовые жесткости сосудов и противовесов C_c^A , кгс/м;

- боковые жесткости сосудов и противовесов C_c^C , кгс/м;

- эксцентриситеты центров тяжести сосудов e ;

- 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 эксцентриситетов центров тяжести сосудов и противовесов в матрицу ССС 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 набирается значение индивидуального шага армировки. Например, 4 м 167 см набирается в виде 4167.

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

2 (— знак пробела).

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

В позициях 31-60 набираются элементы первой строки матрицы ССС. Под каждый элемент отводится пять позиций. Остальные строки матрицы ССС 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 набирается. Если

указано, что число 1,2,5 занимает четыре позиции, то набивать его необходимо в виде 1250.

При работе с программой предусмотрена возможность заполнения либо незаполнения в матрице $C\Phi C$ 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 6-13 вводятся только в случае, если расчет ведется для индивидуальной схемы армировки и содержит информацию об этой схеме. На шестой перфокарте набиваются значения D (позиции 1-4); N (позиции 5-6), $N\Phi$ (7-8), NVI (9), $NV2$ (10), NH (11), а также массивы K , I и M , 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 $P\Phi I$ отводится по две позиции. На перфокартах элементы матриц располагаются по строкам.

7.6. ПРимер СОСТАВЛЕНИЯ МАТРИЦ $C\Phi C$

В качестве примера по составлению матрицы $C\Phi C$ рассмотрим типовую схему армировки скипового ствола (см. рис. П.2.13).

П.2.6.1. Исходные данные:

а) Первый подъем:

Концевой вес сосуда № 1 - 65000 кгс;

концевой вес сосуда № 2 - 65000 кгс;

Мультипликатор частоты поворотных лобовых колебаний сосуда № 1 - $K_{\psi}^2 = 3,71$;

мультипликатор частоты поворотных лобовых колебаний сосуда № 2 - $K_{\psi}^2 = 3,71$;

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний сосуда № 1 - $K_{\phi}^2 = 3,69$;

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний сосуда № 1 - $K_{\phi}^2 = 3,69$;

мультипликатор частоты поворотных колебаний сосуда № 1 в горизонтальной плоскости - $K_{\theta}^2 = 1,67$;

мультипликатор частоты поворотных колебаний сосуда № 2 в горизонтальной плоскости - $K_{\theta}^2 = 1,67$;

лобовая жесткость скипа № 1 - $C_c^A = 3880$ кгс/м;

лобовая жесткость скипа № 2 - $C_c^A = 3880$ кгс/м;

боковая жесткость скипа № 1 - $C_c^B = 5200$ кгс/м;

боковая жесткость скипа № 2 - $C_c^B = 5200$ кгс/м;

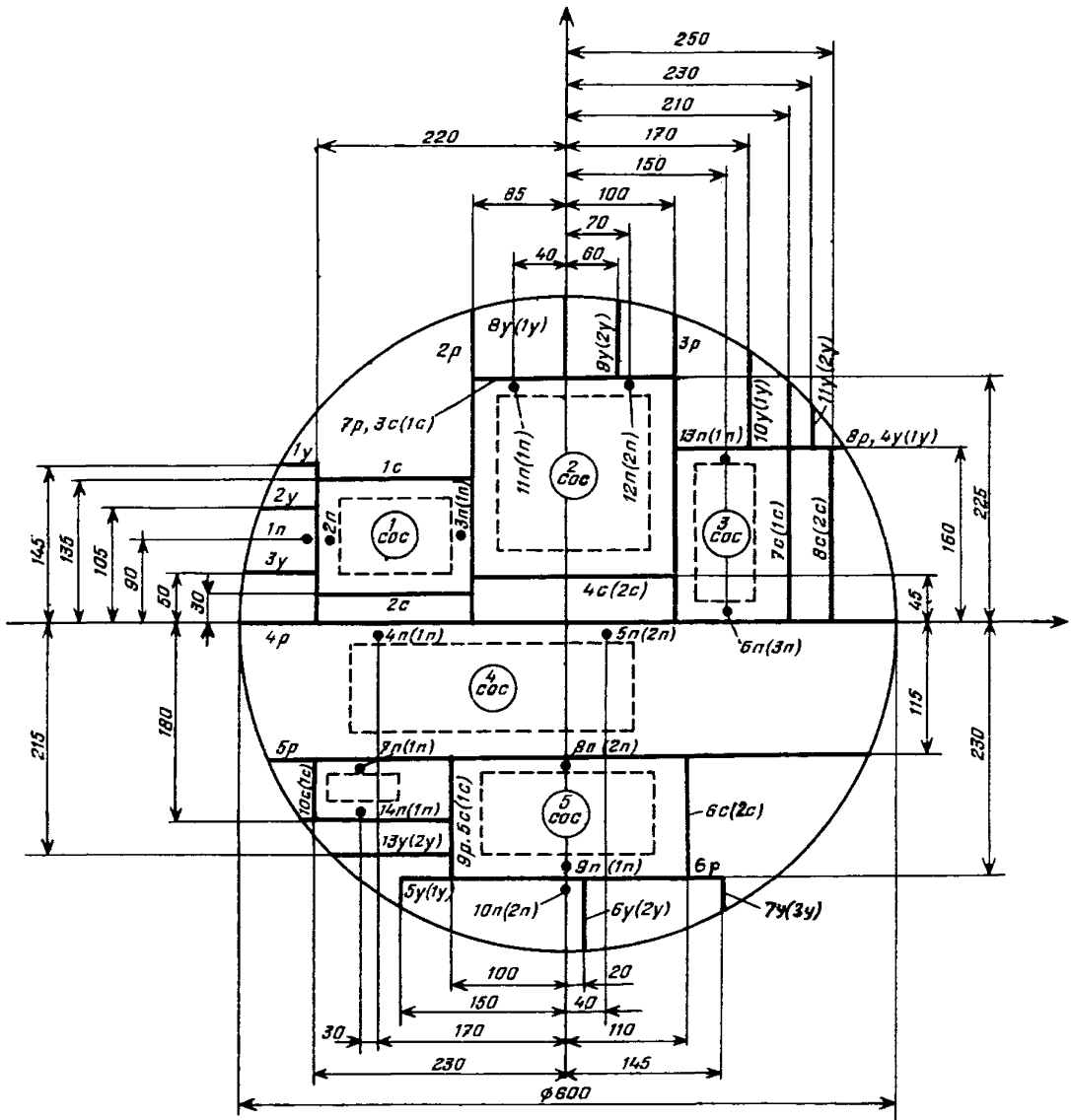


Рис. П.2.13. Условная формализованная технологическая схема арматуры отвода
72

эксцентриситет центра тяжести сосуда № 1 - $e = 0,15$;

эксцентриситет центра тяжести сосуда № 2 - $e = 0,15$;

Требуемую скорость движения скипов не представл.м. В этом случае при расчете армировки на печатъ 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 $K_{\varphi}^2 = 3,29$;

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

мультипликатор частоты поворотных боковых колебаний скипа $K_{\varphi}^2 = 3,24$;

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

мультипликатор частоты поворотных колебаний скипа в горизонтальной плоскости - $K_{\theta}^2 = 1,59$;

мультипликатор частоты поворотных колебаний противовеса в горизонтальной плоскости $K_{\theta}^2 = 1,14$;

Лобовая жесткость скипа

$$C_c^A = 11200 \text{ кгс/м};$$

лобовая жесткость противовеса

$$C_{\text{пр}}^A = 12000 \text{ кгс/м};$$

боковая жесткость противовеса

$$C_{\text{пр}}^B = 16000 \text{ кгс/м};$$

боковая жесткость скипа

$$C_c^B = 15000 \text{ кгс/м};$$

Эксцентриситет центра тяжести скипа $e = 0,15$;

эксцентриситет центра тяжести противовеса $e = 0,1$;

необходимая скорость движения скипа

$$V = 10,00 \text{ м/с.}$$

и противовеса

Тогда матрица CQC будет иметь вид:

$$CQC = \begin{bmatrix} 65000 & 65000 & 34000 & 25500 & 0 & 0 \\ 3,71 & 3,71 & 3,29 & 2,74 & 0 & 0 \\ 3,69 & 3,69 & 3,24 & 2,67 & 0 & 0 \\ 1,67 & 1,37 & 1,59 & 1,14 & 0 & 0 \\ 3290 & 3380 & 11200 & 12000 & 0 & 0 \\ 5200 & 5200 & 15000 & 16000 & 0 & 0 \\ 0,15 & 0,15 & 0,10 & 0,10 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 10,00 & 10,00 & 0 & 0 \end{bmatrix}$$

подъем 1
подъем 2
подъем 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.3.1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА

- П.3.1.1. Вес порожнего подъемного сосуда (с учетом подвешного устройства и стационарного зонта) - Q_c , кгс
- П.3.1.2. Вес полезного груза - $Q_{зр}$, кгс
- П.3.1.3. Максимальная скорость движения грузенного подземного сосуда V -, см/с.
- П.3.1.4. Моменты инерции грузенного сосуда - J_y, J_z, J_θ , кгс.см.² (принимаются из технической характеристики скипа либо определяются примерным расчетом).
- П.3.1.5. Мультипликаторы частот поворотных колебаний $\lambda_y, \lambda_z, \lambda_\theta$
- П.3.1.6. Расстояние по вертикали от горизонтальной плоскости, проходящей через центр тяжести грузенного сосуда, до нижней и верхней жестких рабочих или предохранительных направляющих - A, B , см.
- П.3.1.7. Расстояние по вертикали между жесткими направляющими - $L = A + B$, см.
- П.3.1.8. Ширина колея - S , см.
- П.3.1.9. Расстояние от оси подвески до плоскости, проходящей через лобовые поверхности проводников (при одностороннем расположении проводников) - D , см.
- П.3.1.10. Шаг армировки - $h_{ар}$, см.
- П.3.1.11. Тип проводников, моменты инерции и площадь поперечного сечения - J^1, J^2 , см⁴, F см².
- П.3.1.12. Тип расстрелов, моменты инерции и площади поперечного сечения - J_k , см⁴; F см².
- П.3.1.13. Вид крепления ствола (моновитный бетон, кирпичная или бетонная кладка, железобетонные или чугунные тубинги).
- П.3.1.14. Фактическая глубина заделки концов расстрелов в крепь ствола t_ϕ -, см.
- П.3.1.15. Схема конструкции армировки и геометрические размеры ее элементов.

П.3.1.15. Схема конструкции армировки и геометрические размеры ее элементов.

П.3.1.16. Чертежи скипа (общий вид, металлоконструкция кузова и рамы).

П.3.1.17. Фактический износ расстрельной балки δ_p на сторону, см.

П.3.1.18. Фактические износы рабочей поверхности проводника δ^a и δ^b соответственно в лобовом и боковом направлениях, см.

П.3.2. РАСЧЕТ ФАКТИЧЕСКИХ ЖЕСТКОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК АРМИРОВКИ

П.3.2.1. Необходимая глубина заделки расстрелов в крепь ствола

$$t = \frac{2}{\beta} \quad \text{при } \beta \geq 0,025, \quad (\text{П.3.1})$$

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

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

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.3.1 в зависимости от материала крепи.

Таблица П.3.1

Материал крепи	: Лобовит : бетонный	железо:Кирпич, : бетонит	: Бетон
кг/см ³	300	500	1000

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

одинарных

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

спаренных

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

где X_j определяются из системы алгебраических уравнений

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

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.

Податливости прикрепленных к расстрелу соседних проводящих:
однарных

$$\Delta_j = \frac{h^3}{8EJ^A} \quad , \quad \text{(П.3.6)}$$

опорных

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

где J^A - момент инерции сечения проводящего;

$h_{ар}$ - шаг армировки;

E - модуль упругости материала проводящего.

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

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

где l_0 - длина распорного "пальца".

F_0 - площадь поперечного сечения распорного "пальца".

Соединяемые параллельных расстрелов поперечной связью (рис. П.3.1в, б, поз.5).

В этом случае жесткость связи принимается равной жесткости присоединяемого расстрела в точке прикрепления связи.

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

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

$$\delta_{ij} = \frac{1}{6V_i E J_x l^3} \left\{ (l - a_j)^2 a_i^2 [2a_j l - (l + 2a_j)a_i] + (a_i - a_j)^3 l^3 \right\} \quad \text{(П.3.9)}$$

$$(i, j = 0, 1, 2, \dots, N)$$

где V_i - коэффициент влияния заделки расстрела (определяется по графику рис. П.3.2в в зависимости от параметров $\frac{a_i}{l}$, $\chi = \beta l \sqrt{\frac{t_p}{t}}$,

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

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

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

где γ_j - определяется по графикам рис. П.3.4 в зависимости от параметров

$$\left(1 - \frac{a_i}{L}\right), \quad \chi = \beta L \sqrt{\frac{t_0}{t}}$$

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

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)

$$\delta_{ij} = \frac{1}{6E J_z L} \left\{ a_i(L - a_j) [L^2 - a_i^2 - (L - a_j)^2] + (a_i - a_j)L^3 \right\}, \quad (i, j = 0, 1, 2, \dots, N), \quad (\text{П.3.12})$$

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

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

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

$$C^A = \frac{EF_0}{L_0}, \quad (\text{П.3.14})$$

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

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

где C_1^A и C_2^A - соответственно жесткости расстрелов в местах крепления проводников одного отсека.

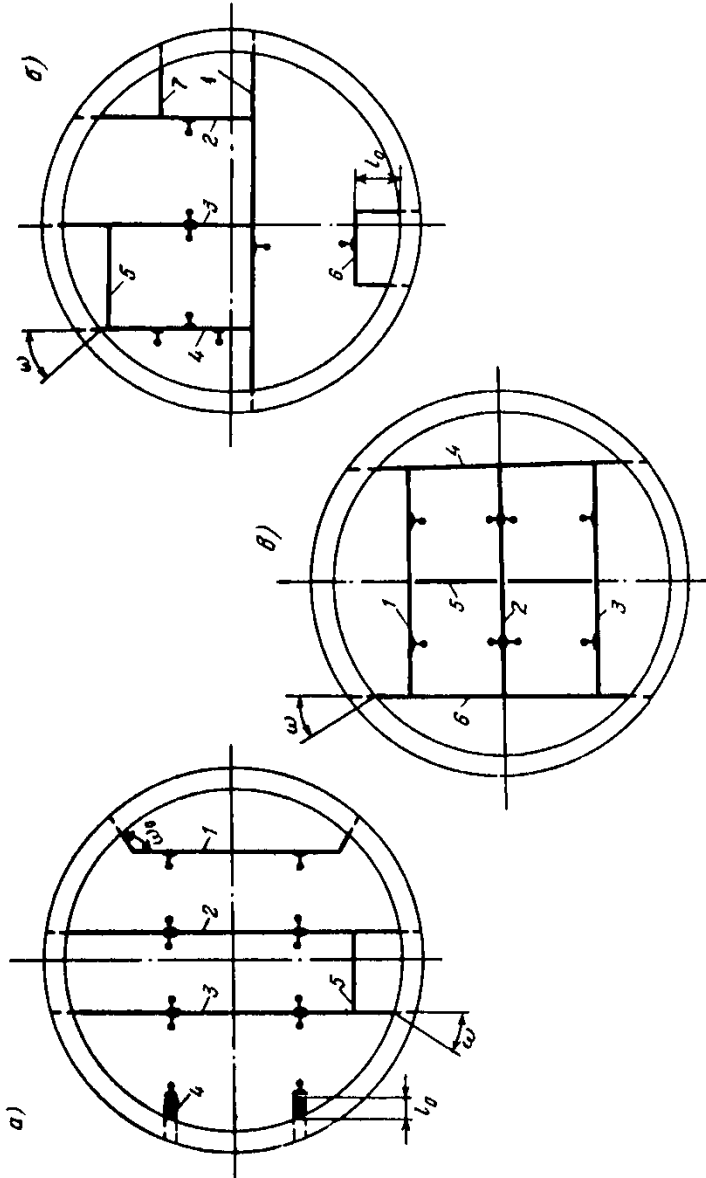


Рис. 1.3.1 Условные расчетные схемы плоских стержневых систем ярусов расстрелов (точки условно обозначают расположение проводников)

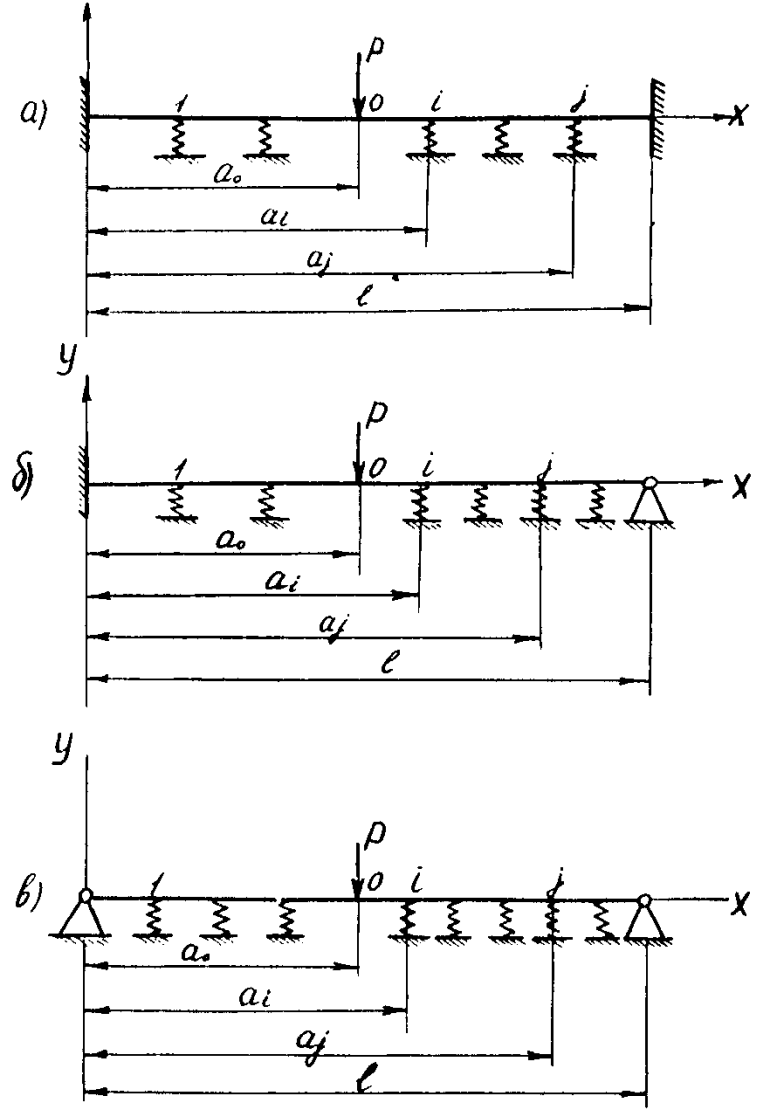


Рис. 1.3.2 Расчетные схемы определения поперечной жесткости расстрелов при различных условиях их закрепления

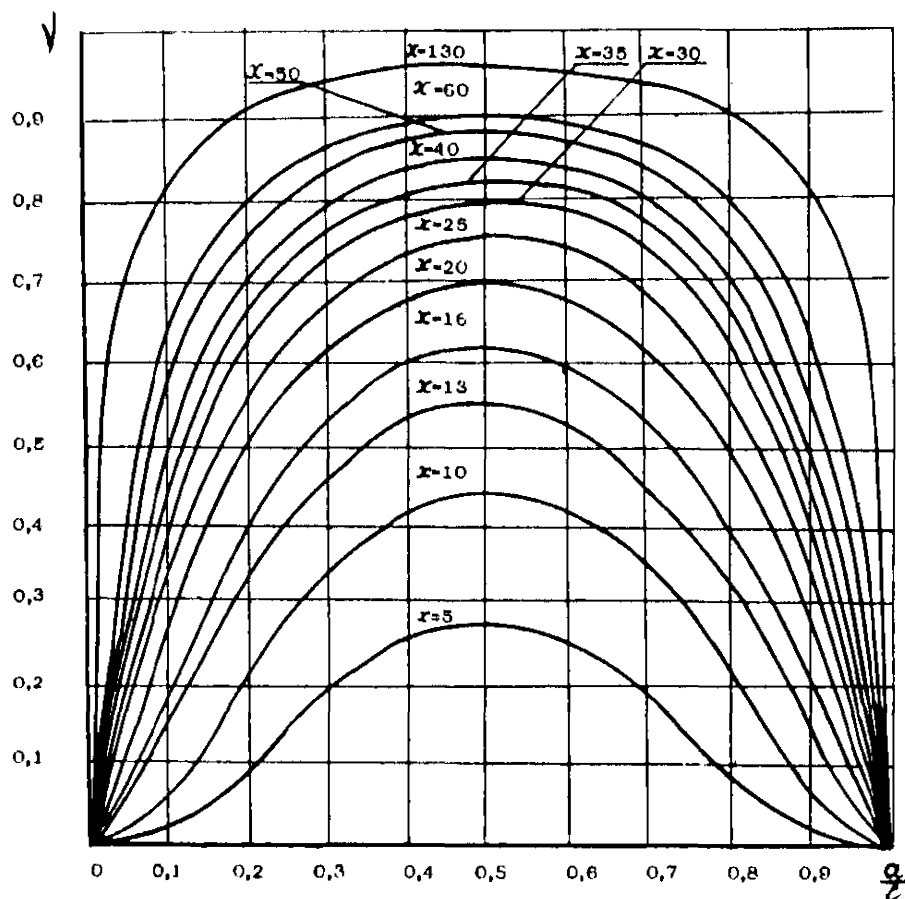


Рис.П.3.3 Графики изменения коэффициентов влияния материала закладки лунок и крепл. ствола при заделке рабстрела двумя концами

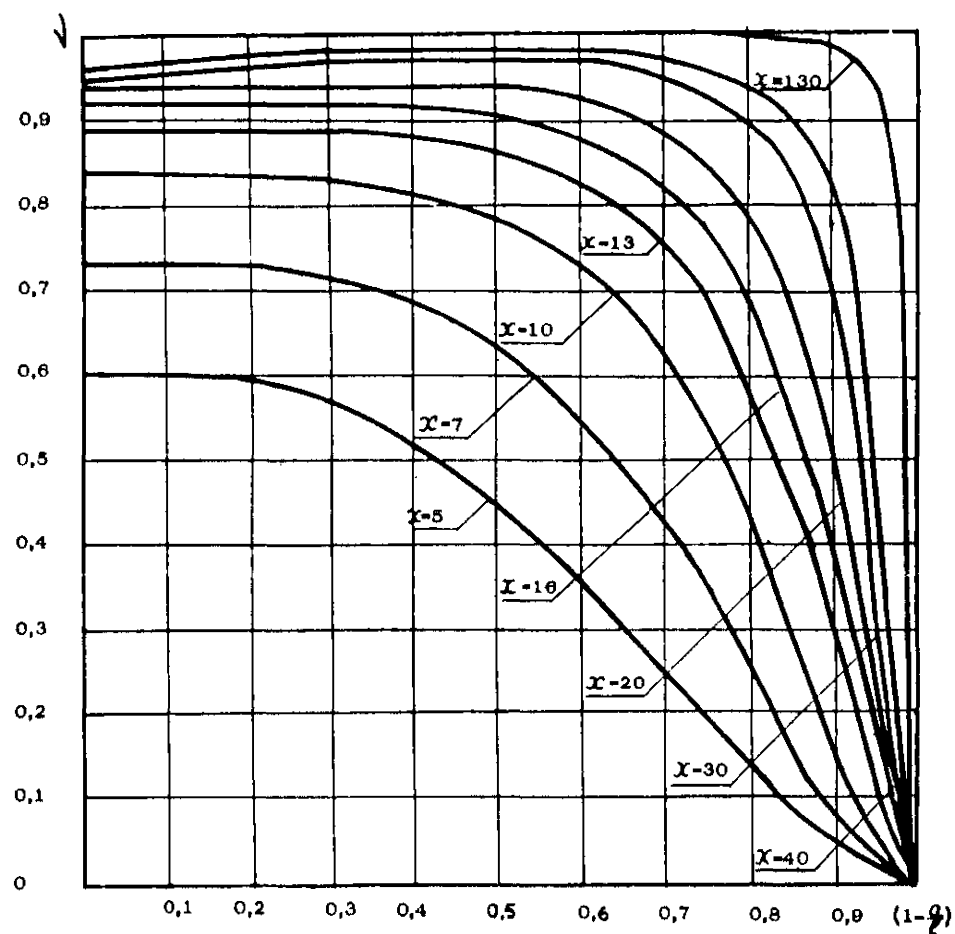


Рис.П.3.4 Графики изменения коэффициентов влияния материала закладки лунок и крепл. ствола при заделке рабстрела одним концом.

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)

$$C^{\delta} = \frac{E}{\frac{a_0}{F} + a_0 \frac{d^2}{4J_2^2} [3a_0^2 - (3a_0 - L)L] + \varphi} \quad (\text{П.3.16})$$

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 провод- ника	Р38, Р43	Р50, Р65	Р75, деревянные	коробчатые
φ , см ⁻¹	15	8	5	3

a_0 — большее расстояние от проводника до заделки расстрела в крест ствола;

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

для рельсового проводника

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

для проводника прямоугольного профиля

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

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

z — высота головки рельса;

H — высота профиля проводника.

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

$$C^{\delta} = \frac{E}{\frac{a_0}{F} + a_0 \frac{d^2}{4J_2^2} [4L(3a_0^2 + L^2) - 3a_0(4L^2 + a_0^2)] + \varphi} \quad (\text{П.3.17})$$

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)

$$C^{\delta} = \frac{E}{\frac{a_0(L-a_0)}{F} + \frac{d^2}{3J_2^2} [e(L-3a_0^2) + 3a_0^2] + \varphi} \quad (\text{П.3.18})$$

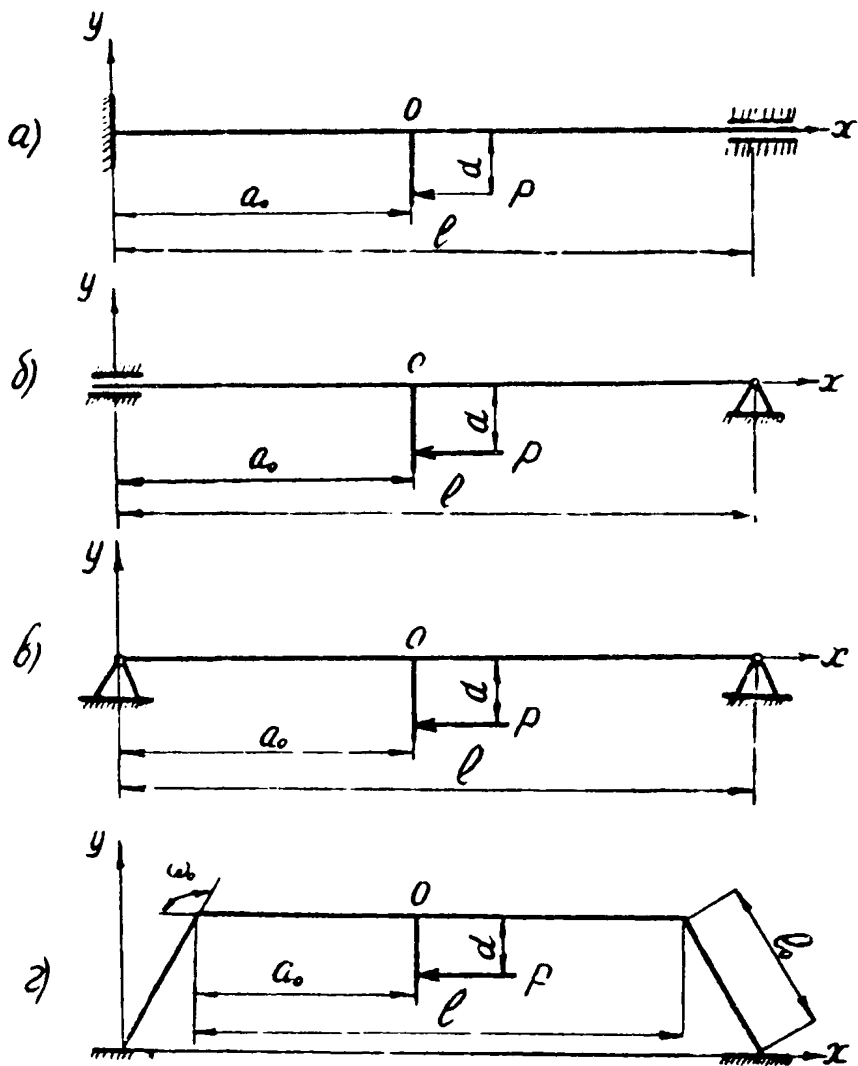


Рис. П. 3.5 Расчетные схемы определения боковой опорной жесткости проводника.

Схема яруса рис. П.3.1в, расстрелы 1,2,3. Боковая жесткость определяется как жесткость корневых 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,

$$C^b = \frac{E}{\frac{l_0^3 \sin \omega_0}{4J_0} + \frac{\alpha^2}{3J_2 l} [l(l-3a_0) + 3a_0^2]} + \varphi \quad (П.3.19)$$

где J_0 - момент инерции упоров.

Схема яруса рис. 1а консольный, расстрел 4

$$C^b = \frac{3EJ_2}{1,5 + 3\beta l + 3\beta^2 l^2 + \beta^3 l^3} \quad (П.3.20)$$

где β определяется из (2), полагая

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

$$L = l_0 + \frac{z}{3} H - \text{ для коробчатых проводников.}$$

Величину C^b для П-образных консолей удваивать.

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

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

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.

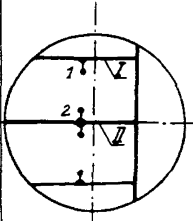
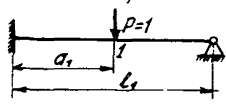
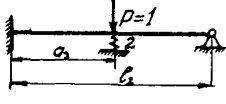
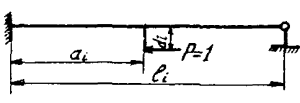
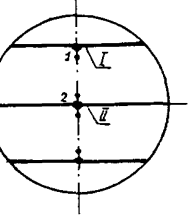
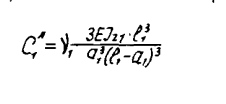
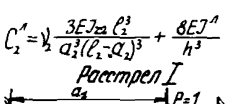
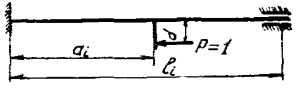
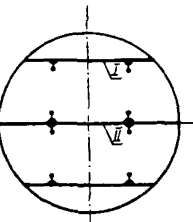
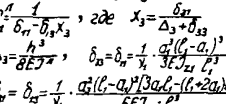
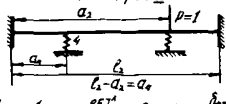
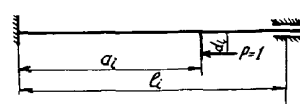
Скипы, у которых сплошные обвязочные пояса образуют вместе с вертикальными стойками рамы единую несущую конструкцию, определяющую изгибную жесткость скипа, называются каркасными.

П.3.3.1. Скипы рамной конструкции.

Приведенная лобовая и боковая жесткости скипов:

$$C_c^{\Lambda(\delta)} = \frac{720 E J_{pm}^{\Lambda(\delta)}}{L^3} \quad (П.3.21)$$

Таблица 1.2.3

1	2	3	4
	Схема яруса	Лобовая жесткость расстрела в точке крепления проводника	Боковая жесткость расстрела в точке крепления проводника
I		<p>Расстрел I</p>  $C_1^n = \frac{1}{2} \frac{12EJ_{zz} \cdot l_1^3}{a_1^3 [4l_1^2 - a_1 (3l_1 - a_1)]}$ <p>Расстрел II</p>  $C_2^n = \frac{1}{2} \frac{12EJ_{zz} \cdot l_2^3}{a_2^3 [4l_2^2 - a_2 (3l_2 - a_2)]} + \frac{8EJ^n}{h^3}$	 $C_i^s = \frac{E}{\frac{a_i + a_i \cdot d_i^2}{F_i \cdot l_i^3 \cdot J_{zi}} [4l_i (3a_i^2 + l_i^2) - 3a_i (4l_i^2 + a_i^2)] + \phi}$ <p>где $i=1,2$</p>
II		<p>Расстрел I</p>  $C_1^n = \frac{1}{2} \frac{3EJ_{zz} \cdot l_1^3}{a_1^3 (l_1 - a_1)^3}$ <p>Расстрел II</p>  $C_2^n = \frac{1}{2} \frac{3EJ_{zz} \cdot l_2^3}{a_2^3 (l_2 - a_2)^3} + \frac{8EJ^n}{h^3}$	 $C_i^s = \frac{E}{\frac{a_i \cdot a_i \cdot d_i^2 (l_i - a_i)}{F_i \cdot l_i^3 \cdot J_{zi}} [3a_i^2 - l_i (3a_i - l_i)] + \phi}$ <p>где $i=1,2$</p>
III		<p>Расстрел I</p>  $C_1^n = \frac{1}{\Delta_3} \frac{1}{\delta_{rr} - \delta_{r,x_3}}, \text{ где } x_3 = \frac{\delta_{r1}}{\Delta_3 + \delta_{r13}}$ $\Delta_3 = \frac{h^3}{8EJ^n}, \quad \delta_{rr} = \delta_{rr} = \frac{1}{4} \frac{a_1^2 (l_1 - a_1)^3}{3EJ_{zz} \cdot l_1^3}$ $\delta_{r,x_3} = \delta_{r,x_3} = \frac{1}{4} \frac{a_1 (l_1 - a_1)^2 [3a_1 l_1 - (l_1 + 2a_1)x_3]}{6EJ_{zz} \cdot l_1^3}$ <p>Расстрел II</p>  $C_2^n = \frac{1}{\Delta_4} \frac{1}{\delta_{rr} - \delta_{r,x_4}}, \text{ где } x_4 = \frac{\delta_{r2}}{\Delta_4 + \delta_{r24}}$ $\Delta_4 = \frac{h^3}{8EJ^n}, \quad \delta_{rr} = \delta_{rr} = \frac{1}{4} \frac{a_2^2 (l_2 - a_2)^3}{3EJ_{zz} \cdot l_2^3}$ $\delta_{r,x_4} = \frac{1}{4} \frac{a_2 (l_2 - a_2)^2 [3a_2 l_2 - (l_2 + 2a_2)x_4]}{6EJ_{zz} \cdot l_2^3}$	 $C_i^s = \frac{E}{\frac{a_i + a_i \cdot d_i^2 (l_i - a_i)}{F_i \cdot l_i^3 \cdot J_{zi}} [3a_i^2 - l_i (3a_i - l_i)] + \phi}$ <p>где $i=1,2$</p>

- где $J_{рм}^{(0)}$ - 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 шарнирной конструкции.

Приведенные лобовая и боковая жесткости скипов:

$$C_c^A = \frac{48EJ_{рм1}}{e_1^3} \cdot \frac{D_0}{d_2} \frac{1}{\left[1 + \frac{d_1}{d_2} \cdot \frac{e_2^3}{e_1^3} \cdot \frac{J_{рм1}}{J_{рм2}} + \frac{48EJ_{рм1}}{e_1^3} \cdot \frac{D_0}{d_2} \cdot \delta_k^A\right]}, \quad (\text{П.3.22})$$

$$C_c^B = \frac{12EJ_{рм1}^B}{e_1^3} \cdot \frac{D_0}{d_2} \frac{1}{\left[1 + \frac{d_1}{d_2} \cdot \frac{e_2^3}{e_1^3} \cdot \frac{J_{рм1}}{J_{рм2}} + \frac{12EJ_{рм1}}{e_1^3} \cdot \frac{D_0}{d_2} \cdot \delta_k^B\right]}, \quad (\text{П.3.23})$$

- где $J_{рм1}^{(0)}$, $J_{рм2}^{(0)}$ - лобовые (боковые) моменты инерции поперечных сечений вертикальных стоек рамы скипа, расположенных между козлов и соответственно нижней и верхней балками рамы;
 e_1, e_2 - расстояние по вертикали между кузовом и соответственно нижней и верхней балками;
 d_1, d_2 - расстояние по вертикали от центра тяжести грузовой скипы соответственно до нижней и верхней балок рамы;
 D_0 - длина продольных стоек рамы, заключенная между нижней и верхней балками;
 $\delta_k^A(\tau)$ - 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 правления и козлу, величину e_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 поднимаемого сосуда

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

Обобщенный безразмерный параметр лобовой жесткости армировки:

$$B = \frac{C^A h^3}{6EJ^A}, \quad (\text{П.3.25})$$

Мультипликатор частот поворотных лобовых колебаний:

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

Эксцентриситет центра тяжести грузного сосуда:

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

Обобщенный мультипликатор частот лобовых колебаний сосуда:

$$\beta^A = \frac{1}{2} \left\{ [1 + \lambda_{\varphi}^2 (1 + e^2)] - \sqrt{[1 + \lambda_{\varphi}^2 (1 + e^2)]^2 - 4\lambda_{\varphi}^2} \right\} \quad (\text{П.3.28})$$

Относительная средняя лобовая жесткость проводящих:

$$\varepsilon^A = \frac{\varepsilon_{cp}^A}{\beta^A \varepsilon_{cp}^A + 1}, \quad (\text{П.3.29})$$

где ε_{cp}^A - определяются по графику рис. П.3.6 в зависимости от β^A .
Для $\beta^A < 1$ ε^A определяется по формуле

$$\varepsilon_{cp}^A = \sqrt{\frac{32}{3\beta^A}}, \quad (\text{П.3.30})$$

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

$$\beta_{\text{жкб}}^A = \frac{G^A}{1 + \beta^A}, \quad (\text{П.3.31})$$

Параметр демультипликационного резонанса - μ^A . Определяется на графике рис. П.3.7 в зависимости от $\beta_{\text{жкб}}^A$. Для значений $\beta_{\text{жкб}}^A < 1$ $\mu^A = 0,5$.

Допустимый запас устойчивости

$$[K^A] = 3,75 (1,3\mu^A - 0,21), \quad (\text{П.3.32})$$

Действительный запас устойчивости:

$$K^A = \frac{C^A \varepsilon^A h^2 \beta^A}{2\pi^2 (\mu^A)^2 \cdot (mV^2)} \geq [K^A], \quad (\text{П.3.33})$$

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

$$[V^A] = V \sqrt{\frac{K^A}{[K^A]}}, \quad (\text{П.3.34})$$

$$[Q^A] = Q \sqrt{\frac{K^A}{[K^A]}}, \quad (\text{П.3.35})$$

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

Коэффициенты относительной боковой податливости подземного сосуда:

$$\delta_1^{\delta} = \frac{C_1^{\delta}}{C_c^{\delta}}; \quad \delta_2^{\delta} = \frac{C_2^{\delta}}{C_c^{\delta}}, \quad (\text{П.3.36})$$

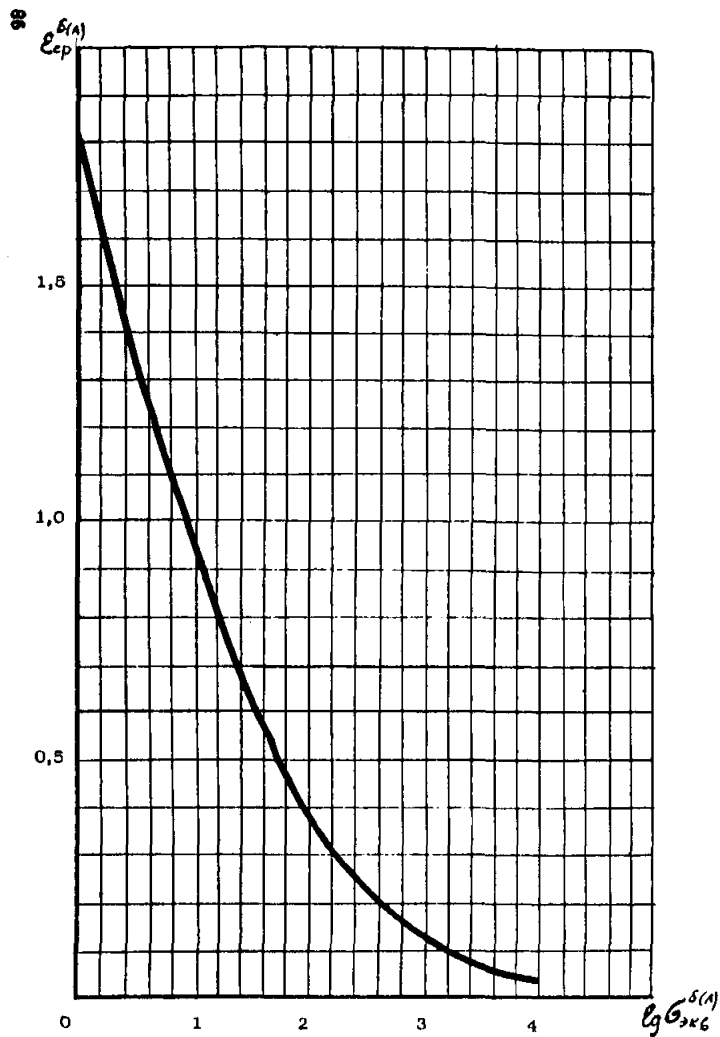


Рис. П. 3.6 График изменения усредненной жесткости проводника.

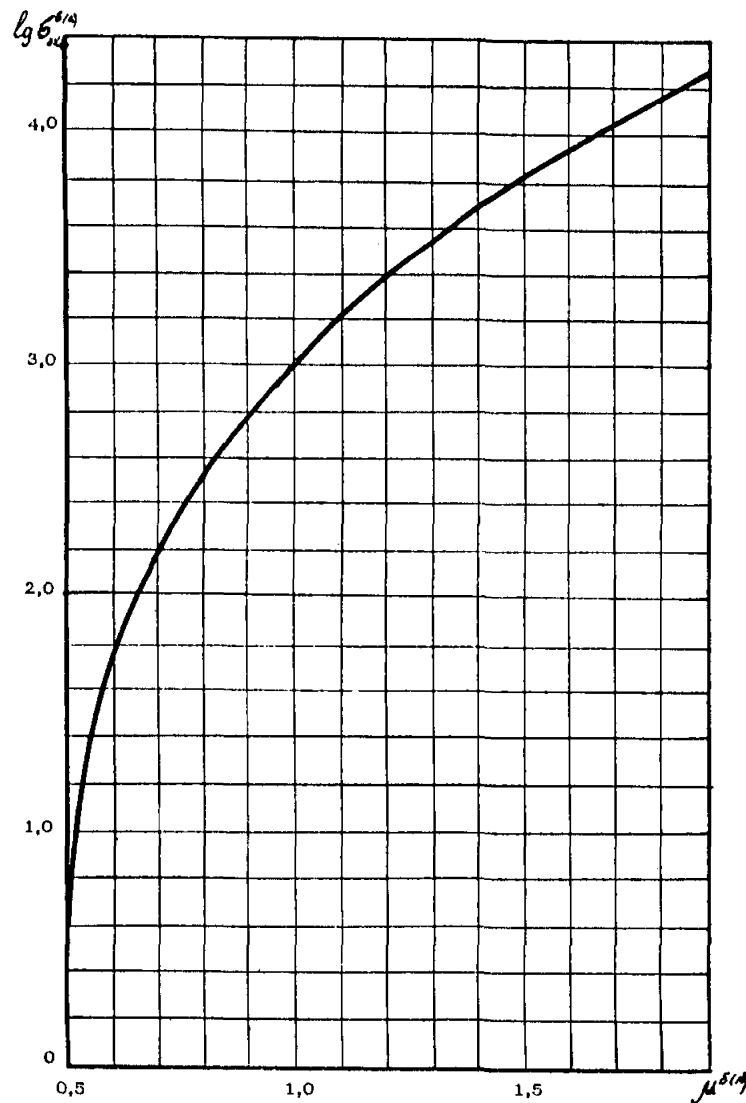


Рис. П. 3.7 График изменения параметра демультимпликации резонанса.

Обобщенные безразмерные параметры боковой жесткости армировки:

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

Обобщенные параметры боковой жесткости системы "сосуд-армировка"

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

Относительные средние боковые жесткости проводящих:

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

где $\varepsilon_{1\text{ср}}^\delta$ и $\varepsilon_{2\text{ср}}^\delta$ 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 характеристиках проводящих:

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

Мультипликаторы частот боковых колебаний сосуда:

$$\lambda_\theta^2 = \frac{m S^2}{4J_\theta} ; \quad \lambda_\psi^2 = \frac{m L^2}{4J_\psi} , \quad (\text{П.3.41})$$

где J_θ , J_ψ - центральные моменты инерции грузового сосуда.

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

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

Один из способов решения этого уравнения приведен в примере расчета.

Параметр демумльтипликационного резонанса - M^δ . Определяется из графика рис. П.3.7 в зависимости от $\lg (\sigma_{2\text{эКВ}}^\delta) \min$ (по меньшему значению из $\sigma_{1\text{эКВ}}^\delta$ и $\sigma_{2\text{эКВ}}^\delta$) .

Допустимый запас устойчивости:

$$[K^\delta] = 3,75 (1,3 M^\delta - 0,21) \quad \text{при } M^\delta < 0,9 , \quad (\text{П.3.43})$$

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

Действительный запас устойчивости:

$$K^\delta = \frac{h^2 \rho^\delta (\varepsilon_1^\delta C_1^\delta + \varepsilon_2^\delta C_2^\delta)}{2H^2 (M^\delta)^2 (mV^2)} \geq [K^\delta] , \quad (\text{П.3.44})$$

Допустимые скорость движения и вес грузового скипа по отношению

к боковым колебаниям:

$$[V^S] = \sqrt{\frac{K^S}{[K^S]}} ; \quad (\text{П.3.45})$$

$$[Q^S] = \frac{K^S}{[K^S]} ; \quad (\text{П.3.46})$$

П.3.5. ПРОВЕРОЧНЫЙ РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ АРМ.РОСКИ 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

$$C^A = \sqrt{C_1^A \cdot C_2^A} ; \quad C^S = \sqrt{C_1^S \cdot C_2^S} ;$$

Коэффициенты относительных лобовых и боковых податливостей сква-
па

$$\gamma^A = \frac{C^A}{C_2^A} ; \quad \gamma^S = \frac{C^S}{C_2^S} ;$$

Обобщенные параметры лобовой и боковой жесткости армровки:

$$B^A = \frac{C^A h^3}{6 E J^A} ; \quad B^S = \frac{C^S h^3}{6 E J^S} ;$$

Обобщенные безразмерные параметры лобовой и боковой жесткости
системы "сосуд-армровка":

$$B_{\text{экс}}^A = \frac{B^A}{1 + \gamma^A} ; \quad B_{\text{экс}}^S = \frac{B^S}{1 + \gamma^S} ;$$

Относительные средняя лобовая и боковая жесткости проводников

$$\varepsilon^A = \frac{E_{\text{ср}}^A}{\gamma^A E_{\text{ср}}^A + 1} ; \quad \varepsilon^S = \frac{E_{\text{ср}}^S}{1 + \gamma^S} ;$$

где $E_{\text{ср}}^A$ и $E_{\text{ср}}^S$ определяются по графику рис. П.3.6 в зависимости

для ε^A и $\varepsilon^S < 1$ $E_{\text{ср}}$ определяется по формуле $E_{\text{ср}} = \sqrt{\frac{32}{3\theta}}$.

Мультипликатор частот поворотных боковых и лобовых колебаний

$$\lambda_{\psi}^2 = \frac{m L^2}{4 J_{\psi}} ; \quad \lambda_{\psi}^2 = \frac{m L^2}{4 J_{\psi}} ;$$

$$\lambda_1^2 = \frac{m S^2}{4 J_0} ; \quad \lambda_2^2 = \frac{m D^2}{J_0} ; \quad (\text{П.3.49})$$

Соотношение жесткостей средней боковой и средней лобовой:

$$\beta = \frac{C^S \varepsilon^S}{C^A \varepsilon^A} ; \quad (\text{П.3.50})$$

Эксцентриситет центра тяжести грузового сосуда:

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

Обобщенный мультипликатор частот лобовых колебаний сосуда - ρ^A .
Предварительно определяются величины

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

и ρ_2^A , как наименьший корень уравнения

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

Искомая величина ρ^A является наименьшей из величин ρ_1^A и

ρ_2^A . Параметр демумльтипликационного резонанса - μ^A определяется из графика рис.П.3.7 в зависимости от $\lg G_{\text{экс}}^A$. Для значений $G_{\text{экс}}^A < 1$
 $\mu^A = 0,5$

Допустимый запас устойчивости:

$$[K^A] = 3,75 (1,3 \mu^A - 0,21)$$

Действительный запас устойчивости:

$$K^A = \frac{\varepsilon^A C^A h^2 \rho^A \cdot 0,076}{(M^A)^2 (m v^2)} \gg [K^A] \quad (\text{П.3.53})$$

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

$$[V^A] = v \sqrt{\frac{K^A}{[K^A]}}$$

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

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

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

Параметр демумльтипликационного резонанса μ^B определяется в зависимости от $\lg G_{\text{экс}}^B$ по графику на рис.П.3.7.

Допустимый запас устойчивости:

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

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

Действительный запас устойчивости:

$$K^{\delta} = \frac{C^{\delta} \cdot \xi^{\delta} \cdot K^{\delta} \rho^{\delta}}{\pi^2 (\pi V^{\delta})^2 (K^{\delta})^2} \geq [K^{\delta}] \quad (\text{п.3.54})$$

Допустимая скорость движения в вес грузового снапа по отношению к боковым колебаниям

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

П.3.6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ ВЕЗОВ РАССТРЕЛЬНЫХ БАЛОК

В случае, когда для рассматриваемой подъемной установки армировка не является лимитирующим звеном, т.е. $V_{\text{арм}} > \{V_M, V_g, V_{\text{акт}}\}$ и (или) $Q_1 > \{Q_2, Q_3, Q_4, Q_5, Q_6, Q_7, Q_8, Q_9\}$, то производится расчет допустимого веса расстрельных балок, исходя из допустимых и действительных запасов устойчивости движения подчменных сосудов по отношению к лобовым колебаниям.

1. Вычисляется параметр V , характеризующий предельное состояние взвешиваемой конструкции армировки:

$$V = \frac{K_{\text{ск}}^{\delta} - K_{\text{н}} [K^{\delta}]}{K_{\text{н}} [K^{\delta}]} \left(1 + \gamma^{\delta} \sqrt{\frac{32}{3 \delta^4}} \right) \quad (\text{п.3.55})$$

где $K_{\text{ск}}^{\delta}$ - скорректированный действительный запас устойчивости движения сосуда по лобовым колебаниям, определяется по формуле

$$K_{\text{ск}}^{\delta} = \frac{K^{\delta} \cdot Q_{\psi} \cdot V^2}{Q_{\text{к}} \cdot V_{\text{н}}^2} \quad (\text{п.3.56})$$

$[V_{\text{арм}}]$ - предельно допустимая скорость для рассматриваемой подъемной установки, м/с:

$$[V_{\text{арм}}] = \min (V_{\text{арм}}, V_M, V_g, V_{\text{акт}}), \text{ м/с} \quad (\text{п.3.57})$$

$Q_{\text{к}}$ - предельно допустимый вес сосуда с грузом,

$$Q_{\text{арм}} = Q_{\text{зр}} + \max (Q_{\text{ск1}}, Q_{\text{ск2}}) \quad (\text{п.3.58})$$

$Q_{\text{зр}}$ - предельно допустимая грузоподъемность сосуда;

$$Q_{\text{зр}} = \min (Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5, Q_6, Q_7, Q_8, Q_9) \quad (\text{п.3.59})$$

$K_{\text{н}}$ - коэффициент формы профиля проводника, значение которого для проводников из рельсов и деревянных составляет 0,95, а для корыччатых прямоугольного сечения - 0,8.

Если по формуле (п.3.55) получается, что $V > 1,0$, то следует ограничить это значение, приняв $V = 1$.

2. Вычисляется коэффициент допустимого взвеса расстрельной балки.

$$[\alpha_p] = \frac{\alpha_{pф}}{\sqrt{(1+\nu)^2}} \quad (П.3.60)$$

где $\alpha_{pф}$ - коэффициент фактического взвеса расстрельной балки; определяется по формуле

$$\alpha_{pф} = \frac{J_{pч}}{J_p} \quad (П.3.61)$$

$J_{pч}$ - момент инерции сечения взвешенной расстрельной балки на момент выполнения замеров в стволе, $см^4$;

J_p - момент расстрельной балки, $см^4$.

3. Вычисляется допустимый взнос сечения расстрельной балки:

$$[\delta_p] = k_p (1 - [\alpha_p]), \text{ мм} \quad (П.3.62)$$

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 прямо-			
		ОСТ 10016-59				ГОСТ 5157-53				ГОСТ 8239-56		угольного			
20	22	24	27	30	33	36	40	24И	30И	36И	30И	36	40	сечения по-	
а, в	а, в	а, в	а, в	а, в	а, в	а, в	а, в							лок, мм	
				с	с	с	с							170х	212х
														х104х	х130х
														х10	х12
4,7	4,9	5,1	5,5	5,7	6,1	6,3	6,6	5,9	6,5	6,8	4,1	4,9	5,1	6,5	7,8

П.3.7. НЕКОТОРЫЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО РАСЧЕТУ

П.3.7.1. При расчете фактических жесткостных характеристик армировки можно учесть влияние смежных проводников на лобовую жесткость, если расстрел имеет "пальцевые" распорки в край ствола.

П.3.7.2. При $e < 0,1$ и $q > 0,98$ величина ρ^A и ρ^B могут быть приняты равными 0,95.

Если $e > 0,1$, $q > 0,98$, то ρ^B можно определять как наименьшее из величин

λ_{ψ}^2 и $\frac{1}{2} \{ \lambda_{\psi}^2 (1+e^2) + 1 - \sqrt{[1 + \lambda_{\psi}^2 (1+e^2)]^2 - 4\lambda_{\psi}^2} \}$,
не прибегая к определению корня кубического уравнения.

В тех случаях, когда какая-либо из величин $\lambda_{\psi}^z, \lambda_{\psi}^z, \lambda_{\theta}^z$ оказываются меньше единицы, величины ρ^A и ρ^B необходимо определять особенно тщательно, имея при этом в виду, что приближенное значение ρ^A или ρ^B равно соответственно λ_{ψ}^z или λ_{θ}^z (λ_{θ}^z).

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^A меньше допустимого $[K^A]$, то следует определить K_0^A , положив $\gamma^A = 0$. Если при этом $K_0^A > [K^A]$, 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

$$\gamma^A = \frac{K_0^A - [K^A]}{\xi_{\text{ср}}^A - [K^A]}, \quad (\text{П.3.63})$$

Выводы о технической целесообразности такого решения делать на основе конструктивных соображений возможности упрочнения 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; $Q_{2p} = 33000$ кгс; $V = 1300$ см/с; $h = 600$ см;

Проводники - П190х200х16 мм; расстрелы - П 212х130х12 мм;

крепь ствола - бетон; $S = 230$ см; $t_p = 40$ см.

$J_{\psi}, J_{\psi}, J_{\theta}$ (примерный расчет).

C_c^A, C_c^B (определяется расчетом).

Чертежи скипа (общий вид металлоконструкции кузова и рамы).

Схема армировки и геометрические размеры ее элементов (рис. П.3.8)

$$\delta_p = 3 \text{ мм}, \quad \delta_{\lambda} = \delta_S = 5 \text{ мм}.$$

П.3.8.2. Определение приближенных значений центральных моментов инерции подъемного сосуда.

Разбиваем подъемный сосуд на три основные элемента (рис. П.3.9.):

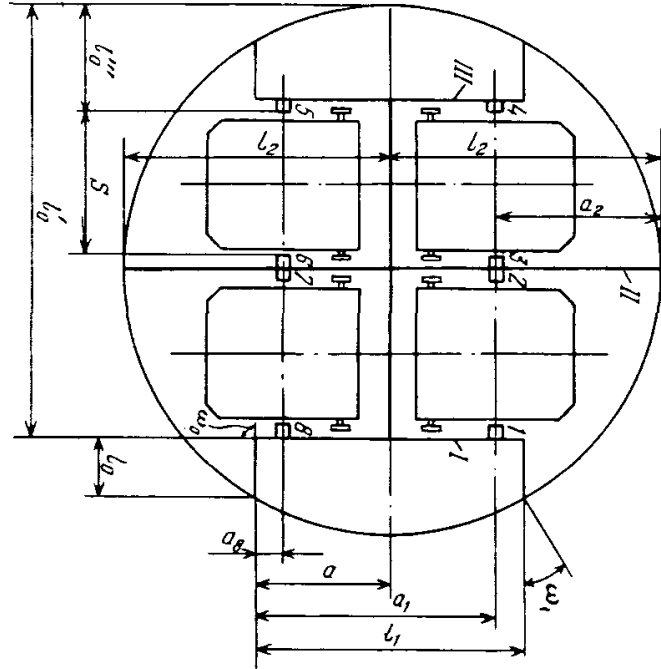
- рама скипа, кузов и полезный груз. Вычисляем моменты

инерция сосуда по формулам:

$$J_{\psi} = J_{\psi \text{ рм}} + J_{\psi \text{ к}} + J_{\psi \text{ гр}}, \quad (\text{П.3.64})$$

$$J_{\psi} = J_{\psi \text{ рм}} + J_{\psi \text{ к}} + J_{\psi \text{ гр}}, \quad (\text{П.3.65})$$

$$J_{\theta} = J_{\theta \text{ рм}} + J_{\theta \text{ к}} + J_{\theta \text{ гр}}. \quad (\text{П.3.66})$$



- $l_1 = 450 \text{ см}$
- $l_2 = 400 \text{ см}$
- $a_1 = 382,5 \text{ см}$
- $l_0 = 45 \text{ см}$
- $a = 225 \text{ см}$
- $l_0' = 686 \text{ см}$
- $a_2 = 232,5 \text{ см}$
- $l_0'' = 114 \text{ см}$
- $a_3 = 57,5 \text{ см}$
- $\omega_0 = 90^\circ$
- $S = 230 \text{ см}$
- $\omega_1 = 33^\circ$
- $t_{\text{ф}} = 40 \text{ см}$

Рис.Д.3.В Схема армировки склопового ствола и ее основные геометрические размеры

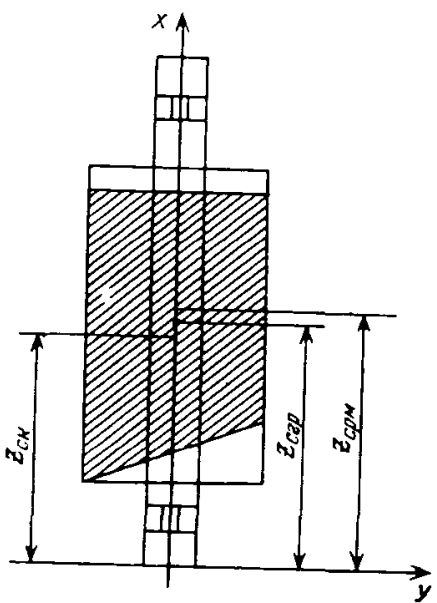


Рис.Д.3.9 Расчетная схема к определению центральных моментов инерции подъемного сосуда

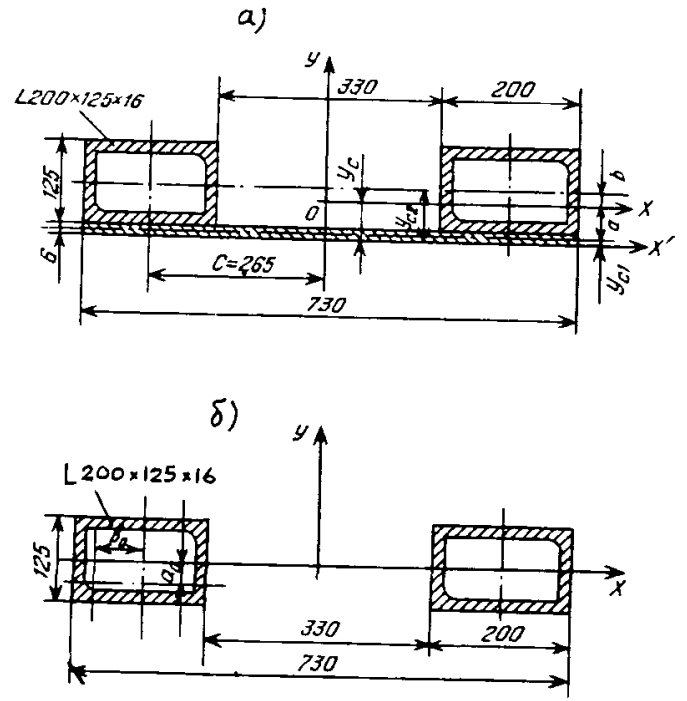


Рис.П.3.10 Поперечные сечения рамы скана выше (а) и ниже (б) кузова

Считаем, что центр тяжести каждого элемента совпадает с геометрическим центром площади.

Согласно чертежу общего вида скипа вычисляем центры тяжести и веса каждого элемента.

$$\begin{aligned} Z_{срм} &= 657 \text{ см}, & Q_{рм} &= 7500 \text{ кгс}, \\ Z_{ск} &= 682 \text{ см}, & Q_k &= 17500 \text{ кгс}, \\ Z_{сгр} &= 684 \text{ см}, & Q_{сгр} &= 33000 \text{ кгс}. \end{aligned}$$

Координата центра тяжести сосуда по вертикальной оси

$$Z_c = \frac{Q_{рм} \cdot Z_{срм} + Q_k \cdot Z_{ск} + Q_{сгр} \cdot Z_{сгр}}{Q_{рм} + Q_k + Q_{сгр}} = \quad (\text{П.3.67})$$

$$\frac{7500 \cdot 657 + 17500 \cdot 682 + 33000 \cdot 684}{5700 + 17500 + 33000} = 680 \text{ см.}$$

Вычисляем

$$a = Z_c - Z_{срм} = 680 - 657 = 23 \text{ см};$$

$$b = Z_c - Z_{ск} = 680 - 682 = -2 \text{ см};$$

$$c = Z_c - Z_{сгр} = 680 - 684 = -4 \text{ см};$$

Моменты инерции рамы относительно центральных осей:

$$J_{\psi рм} = \frac{Q_{рм}}{g} \left(\frac{L_{рм}^2}{12} + a^2 \right) = \frac{7500}{980} \left(\frac{1314^2}{12} + 23^2 \right) = 1105200 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\psi к} = \frac{Q_k}{g} \left(\frac{L_k^2}{12} + \frac{g^2}{4} + a^2 \right) = \frac{17500}{980} \left(\frac{1314^2}{12} + \frac{230^2}{4} + 23^2 \right) = 1206400 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\theta рм} = \frac{Q_{рм} \cdot S^2}{4g} = \frac{7500 \cdot 230^2}{4 \cdot 980} = 101200 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2.$$

Моменты инерции кузова относительно центральных осей:

$$J_{\psi к} = \frac{Q_k}{g} \left(\frac{L_k^2}{12} + \frac{g^2}{24} + b^2 \right) = \frac{17500}{980} \left(\frac{900^2}{12} + \frac{230^2}{24} + 2^2 \right) = 1244790 \text{ кг} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\psi к} = J_{\psi к} = 1244790 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\theta к} = \frac{Q_k \cdot g^2}{g \cdot 3} = \frac{17500 \cdot 230^2}{2 \cdot 980} = 314980 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2.$$

Моменты инерции груза относительно центральных осей:

$$J_{\psi гр} = \frac{Q_{сгр}}{g} \cdot \frac{g^2}{6} = \frac{33000}{980} \left(\frac{800^2}{12} + 4^2 \right) = 1944900 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2,$$

$$J_{\psi гр} = J_{\psi гр} = 1944900 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2$$

$$J_{\theta гр} = \frac{Q_{сгр} \cdot g^2}{g \cdot 6} = \frac{33000 \cdot 230^2}{6 \cdot 980} = 296900 \text{ кгс} \cdot \text{см}^2 \cdot \text{с}^2$$

Моменты инерции подъемного сосуда:

$$J_x = I_{206400} + I_{244790} + I_{44400} = 435600 \text{ кг} \cdot \text{см}^2,$$

$$J_y = I_{105200} + I_{244790} + I_{944900} = 4296890 \text{ кг} \cdot \text{см}^2,$$

$$J_z = I_{101200} + 3I_{4880} + 296900 = 712980 \text{ кг} \cdot \text{см}^2$$

Из чертежа определяем:

$$L = 1190 \text{ см}, \quad A = 550, \quad B = 640.$$

II.3.8.8. Расчет жесткостных характеристик подъемного сосуда.

8.3.8.8.1. Определение моментов инерции поперечных сечений рамы скипа.

Предварительно определяются центральные моменты инерции сечения продольных поробчатых стоек рамы, а также площадь из сечения (рис. II.3.10):

$$J_{cm}^x = J_{cm}^A = 2J_{y_2}^x + 2A_0^2 \cdot F_{y_2} = 2 \cdot 617 + 2 \cdot 3 \cdot 20^2 \cdot 49,8 = 2293 \text{ см}^4,$$

$$J_{cm}^y = J_{cm}^B = 2J_{y_2}^y + 2B_0^2 \cdot F_{y_2} = 2 \cdot 2026 + 2 \cdot 3 \cdot 29^2 \cdot 49,8 = 5132 \text{ см}^4,$$

$$F_{cm} = 2F_{y_2} = 2 \cdot 49,8 = 99,6 \text{ см}^2.$$

Координата Y_c центра тяжести поперечного сечения рамы скипа выше кузова равна:

$$Y_c = \frac{F_{nл} \cdot Y_{c1} + 2F_{cm} \cdot Y_{cл}}{F_{nл} + 2F_{cm}} = \frac{73 \cdot 0,6 + 2 \cdot 99,6 \cdot 6,85}{73 \cdot 0,6 + 2 \cdot 99,6} = 5,67 \text{ см}.$$

Вычисляем величины:

$$a = Y_c - Y_{c1} = 5,67 - 0,8 = 5,87 \text{ см},$$

$$b = Y_{cл} - Y_c = 6,85 - 5,67 = 1,18 \text{ см},$$

$$c = 26,5 \text{ см}.$$

Момент инерции поперечного сечения рамы, расположенного ниже кузова:

$$J_{p1}^A = 2J_{cm}^A = 2 \cdot 2293 = 4586 \text{ см}^4,$$

$$J_{p1}^B = 2J_{cm}^B + 2F_{cm} \cdot c^2 = 2 \cdot 5132 + 2 \cdot 99,6 \cdot 26,5^2 = 150150 \text{ см}^4.$$

Моменты инерции поперечного сечения рамы, расположенного выше

кузова:

$$J_{p2}^A = 2J_{cm}^A + J_{nл}^A + 2F_{cm} \cdot b^2 + F_{nл} \cdot a^2 =$$

$$= 2 \cdot 2293 + \frac{0,6^3 \cdot 73}{12} + 2 \cdot 99,6 \cdot 1,18^2 + 0,6 \cdot 73 \cdot 5,87^2 = 6170 \text{ см}^4.$$

$$J_{p2}^B = 2J_{cm}^B + J_{nл}^B + 2F_{cm} \cdot c^2 =$$

$$= 2 \cdot 5132 + \frac{0,6 \cdot 73^3}{12} + 2 \cdot 99,6 \cdot 26,5^2 = 169600 \text{ см}^4$$

II.3.8.8.2. Лобовая жесткость скипа

$$C_c^\Delta = \frac{48EJ_{p1}^\Delta \cdot D_0}{\ell_1^3 \cdot d_2} \cdot \frac{1}{1 + \frac{d_1}{d_2} \cdot \frac{J_{p1}^\Delta}{J_{p2}^\Delta} \cdot \frac{\ell_2^3}{\ell_1^3} + \frac{48EJ_{p1}^\Delta \cdot D_0}{\ell_1^3} \cdot \frac{1}{d_2} \cdot \delta_K^\Delta} = \frac{48 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 4586}{160^3}$$

$$\frac{1270}{613} \cdot \frac{1}{1 + \frac{880}{613} \cdot \frac{4586}{8130} \cdot \frac{210^3}{180^3} + \frac{48 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 4586}{180^3} \cdot \frac{1270}{613} \cdot 2,5 \cdot 10^{-6}} = 65900 \frac{\text{кГс}}{\text{см}}$$

П.3.8.3.3. Боковая жесткость шкива

$$C_c^\delta = \frac{12EJ_{p1}^\delta \cdot D_0}{\ell_1^3 \cdot d_1} \cdot \frac{1}{1 + \frac{d_1}{d_2} \cdot \frac{J_{p1}^\delta}{J_{p2}^\delta} \cdot \frac{\ell_2^3}{\ell_1^3} + \frac{12EJ_{p1}^\delta \cdot D_0}{\ell_1^3} \cdot \frac{1}{d_2} \cdot \delta_K^\delta} = \frac{12 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 150150 \cdot 1270}{180^3 \cdot 613}$$

$$\frac{1}{1 + \frac{880}{613} \cdot \frac{150150}{169800} \cdot \frac{210^3}{180^3} + \frac{12 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 150150 \cdot 1270}{180^3} \cdot \frac{1270}{613} \cdot 2,5 \cdot 10^{-6}} = 236300 \frac{\text{кГс}}{\text{см}}$$

П.3.8.4. Определение геометрических характеристик сечений изношенных расстрелов и проводников.

П.3.8.4.1. Геометрические характеристики расстрелов

$$J_y = \frac{1}{12} [(h - 2\delta_p)(b - 2\delta_p)^3 - (h - 2d + \delta_p)(b - 2d + \delta_p)^3] =$$

$$= \frac{1}{12} [(21,2 - 2 \cdot 0,3)(13 - 2 \cdot 0,3)^3 - (21,2 - 2 \cdot 1,2 + 0,3)(13 - 2 \cdot 1,2 + 0,3)^3] = 1210 \text{ см}^4;$$

$$F = (h - 2\delta_p)(b - 2\delta_p) - (h - 2d + \delta_p)(b - 2d + \delta_p) =$$

$$= (21,2 - 2 \cdot 0,3)(13 - 2 \cdot 0,3) - (21,2 - 2 \cdot 1,2 + 0,3)(13 - 2 \cdot 1,2 + 0,3) = 47,25 \text{ см}^2.$$

П.3.8.4.2. Геометрические характеристики проводников.

П.3.8.4.2.1. Лобовый момент инерции

$$J_{Au} = J_A - e_u^2 F_{npu} - K [C_u^2 b \cdot \delta_n + 2 \left(\frac{\delta_\delta h_u^2}{12} + a_u h_u \cdot \delta_\delta \right)],$$

$$K_{np1} = 1 - \frac{2d}{b} = 1 - \frac{2 \cdot 1,6}{19} = 0,83; K_{np2} = 1 - \frac{2d}{h} = 1 - \frac{2 \cdot 1,6}{20} = 0,84;$$

$$F = b h (1 - K_{np1} \cdot K_{np2}) = 19 \cdot 20 (1 - 0,83 \cdot 0,84) = 115 \text{ см}^2,$$

$$F_{npu} = F - K (b \cdot \delta + h_u \cdot \delta_\delta) = 115 - 1,5 (19 \cdot 0,5 + 2 \cdot 15 \cdot 0,5) = 78 \text{ см}^2.$$

$$f_u = \frac{Fh}{2} - K [h \cdot b \cdot \delta_n + 2 h_u \delta_\delta (h - \frac{h_u}{2})] =$$

$$= \frac{115 \cdot 20}{2} - \frac{[20 \cdot 19 \cdot 0,5 + 2 \cdot 15 \cdot 0,5 (20 - \frac{15}{2})]}{78} = 748 \text{ см};$$

$$Q_u = \frac{h - h_u}{2} - K \delta_n = \frac{20 - 15}{2} - 1,5 \cdot 0,5 = 1,75 \text{ см};$$

$$c_u = \frac{h - k\delta_\lambda}{2} = \frac{20 - 1,5 \cdot 0,5}{2} = 9,63 \text{ см};$$

$$e_u = \frac{h}{2} - f_u = \frac{20}{2} - 7,48 = 2,52 \text{ см};$$

$$J_{Au} = 5910 - 2,52^2 \cdot 78 - 1,5 [9,63^2 \cdot 19 \cdot 0,5 + 2 \left(\frac{0,5 \cdot 1,5^3}{12} + 1,75 \cdot 1,5 \cdot 0,5 \right)] = 3630 \text{ см}^4;$$

П.3.8.4.2.2. Боковой момент инерции

$$J_{\delta u} = J_\delta - k \left(\frac{\delta_\lambda b^3}{12} + \delta h_u \delta_\delta \frac{b - 2k\delta_\delta}{2} \right) =$$

$$= 6424 - 1,5 \left(\frac{0,5 \cdot 19^3}{12} + 1,5 \cdot 1,5 \cdot 0,5 \frac{19 - 2 \cdot 1,5 \cdot 0,5}{2} \right) = 4125 \text{ см}^4$$

П.3.8.5. Расчет фактических жесткостных характеристик армировки

П.3.8.5.1. Определение расчетной глубины заделки расстрелов:

для расстрельной балки 1:

$$\beta_1 = \sqrt[4]{\frac{2h_{01}}{4EJ_y} \cdot \frac{2 \cos \omega_1}{1 + \cos \omega_1}} = \sqrt[4]{\frac{1000 \cdot 21,2}{4 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210} \cdot \frac{2 \cdot \cos 34^\circ}{1 + \cos 34^\circ}} = 0,035 \frac{1}{\text{см}},$$

$$t_1 = \frac{2}{\beta_1} = \frac{2}{0,035} = 57 \text{ см}.$$

для расстрельной балки 2:

$$\beta_2 = \sqrt[4]{\frac{2h_{02}}{4EJ_y} \cdot \frac{2 \cos \omega_1}{1 + \cos \omega_1}} = \sqrt[4]{\frac{1000 \cdot 21,2}{4 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210} \cdot \frac{2 \cos 50^\circ}{1 + \cos 50^\circ}} = 0,039 \frac{1}{\text{см}},$$

$$t_2 = \frac{2}{\beta_2} = \frac{2}{0,039} = 51 \text{ см}.$$

П.3.8.5.2. Определение лобовой жесткости расстрелов.

П.3.8.5.2.1. Расстрельная балка I, проводники I, B.

$$c_{1, \beta}^4 = \frac{1}{\delta_{10} - \delta_{11} x_1 - \delta_{12} x_2} \cdot k \frac{r^4}{\text{см}}$$

$$\begin{cases} (\Delta_1 + \delta_{11}) x_1 + \delta_{12} x_2 = \delta_{10} \\ \delta_{21} x_1 + (\Delta_2 + \delta_{22}) x_2 = \delta_{20} \end{cases}$$

$$\Delta_1 = \frac{e_0^4}{EF} = \frac{686}{2 \cdot 10^6 \cdot 4,725} = 4,347 \cdot 10^{-8} \frac{\text{см}}{\text{н} \cdot \text{с}},$$

$$\Delta_2 = \frac{h_3^4}{8EJ_{Au}} = \frac{600^4}{8 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 3630} = 3,719 \cdot 10^{-3} \frac{\text{см}}{\text{н} \cdot \text{с}},$$

$$\delta_{ij} = \frac{a_i^2 (l_1 - a_j)^2}{2EJ_y l_1}$$

$$\delta_{22} = \delta_{22} = \frac{57,2^2 (450 - 57,5)^2}{3 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 450} = 1,559 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$\delta_{11} = \frac{225^2 \cdot (450 - 225)^2}{3 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 450} = 7,845 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$\delta_{ij} = \frac{a_i (l_1 - a_j) [l_1^2 - a_i^2 - (l_1 - a_j)^2] + (a_i - a_j)^3 l_1}{6EJ_y l_1}, \quad \text{откуда}$$

$$\delta_{01} = \delta_{10} = \delta_{12} = \delta_{21} = \frac{57,5(450 - 225) \cdot 450^2 - 57,5^2 \cdot (450 - 225)^2}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 450} = 2,942 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$\delta_{02} = \delta_{20} = \frac{57,5(450 - 57,5) \cdot 450^2 - 57,5^2 \cdot (450 - 57,5)^2}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 450} = 9,912 \cdot 10^{-5} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

Подставляем полученные значения в систему уравнений:

$$\begin{cases} (4,367 \cdot 10^{-6} + 7,845 \cdot 10^{-4}) X_1 + 2,942 \cdot 10^{-4} X_2 = 2,942 \cdot 10^{-4} \\ 2,942 \cdot 10^{-4} X_1 + (3,719 \cdot 10^{-3} + 1,559 \cdot 10^{-4}) X_2 = 9,912 \cdot 10^{-5} \end{cases}$$

$$X_1 = \frac{3,8749 \cdot 10^{-3} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 9,912 \cdot 10^{-5}}{7,86847 \cdot 10^{-4} \cdot 3,8749 \cdot 10^{-3} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4}} = 3,740 \cdot 10^{-1}$$

$$X_2 = \frac{7,86847 \cdot 10^{-4} \cdot 9,912 \cdot 10^{-5} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4}}{7,86847 \cdot 10^{-4} \cdot 3,8749 \cdot 10^{-3} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4}} = 2,816 \cdot 10^{-3}$$

$$C_{1,8}^A = \frac{I}{1,559 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 3,740 \cdot 10^{-1} + 9,912 \cdot 10^{-5} \cdot 2,816 \cdot 10^{-3}} = 21670 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

Расстрельная балка 11, проводники 2, 5, 6, 7.

Расчетная схема и формула согласно табл. П.3.3.

$$C_{2,3,6,7}^A = \sqrt[2]{\frac{12EJ_y l_2^3}{a_2^3 [4l_2^2 - a_2(3l_2 - a_2)]} + \frac{8EJ_y^A}{h^3}}$$

$$X_2 = \beta_2 \cdot l_2 \sqrt[4]{\frac{t \varphi}{t_2}} = 0,039 \cdot 400 \cdot \sqrt[4]{\frac{40}{51}} = 14,66;$$

$\beta_2 = 0,9$ - определяется из графика рис П.3.4.

в зависимости от

$$1 - \frac{a_2}{l_2} = 1 - \frac{232,5}{400} = 0,42 \quad \text{и} \quad X_2 = 14,66.$$

$$C_{2,3,6,7}^A = \frac{0,9 \cdot 12 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 1210 \cdot 400^3}{232,5^3 \cdot 4 \cdot 400^3 - 232,5(3 \cdot 400 - 232,5)^2} + \frac{7 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 3630}{600^3} = 3740 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

Расстрельная балка III, проводники 4,5.

Расчетная схема и расчет аналогичен как и для проводников I, II расстрела I. Изменяется только податливость упора Δ_f .

$$\Delta_f = \frac{L_0^{\text{III}}}{EF} = \frac{114}{2 \cdot 10^{10} \cdot 47,25} = 1,206 \cdot 10^{-6} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

Тогда из системы уравнений

$$\begin{cases} (1,206 \cdot 10^{-6} + 7,845 \cdot 10^{-4}) X_1 + 2,942 \cdot 10^{-4} X_2 = 2,942 \cdot 10^{-4}, \\ 2,942 \cdot 10^{-4} X_1 + (3,719 \cdot 10^{-3} + 1,39 \cdot 10^{-4}) X_2 = 9,912 \cdot 10^{-5}. \end{cases}$$

$$X_1 = \frac{3,8749 \cdot 10^{-3} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 9,912 \cdot 10^{-5}}{7,85706 \cdot 10^{-4} \cdot 3,8749 \cdot 10^{-3} - 3,942 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4}} \approx 3,753 \cdot 10^{-7}$$

$$X_2 = \frac{7,85706 \cdot 10^{-4} \cdot 9,912 \cdot 10^{-5} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4}}{7,85706 \cdot 10^{-4} \cdot 3,8749 \cdot 10^{-3} - 3,942 \cdot 10^{-4} \cdot 2,942 \cdot 10^{-4}} \approx -2,933 \cdot 10^{-3}$$

$$C_{4,5}^A = \frac{I}{1,559 \cdot 10^{-4} - 2,942 \cdot 10^{-4} \cdot 3,753 \cdot 10^{-7} + 9,912 \cdot 10^{-5} \cdot 2,933 \cdot 10^{-3}} \approx 21870 \text{ кгс/см.}$$

Средние лобовые жесткости расстрелов для обеих парток проводников каждого раздела

$$C_{1,2}^A = C_{7,8}^A = \sqrt{C_{1,8}^A \cdot C_{2,3,6,7}^A} = \sqrt{21670 \cdot 3740} = 9000 \frac{\text{кгс}}{\text{см}},$$

$$C_{3,4}^A = C_{5,6}^A = \sqrt{C_{4,5}^A \cdot C_{2,3,6,7}^A} = \sqrt{21670 \cdot 3740} = 9040 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}.$$

Определение боковой жесткости расстрела.

Расстрельные балки I, III, проводники I, 4, 5, 8.

Расчетная схема на рис.

Жесткость определяется (согласно (19) прил.)

$$C_{1,4,5,6}^B = \frac{E}{\frac{L_2 \cdot \sin \omega_0}{4} + \frac{d_2}{3l_2 l_1} [l_1 (l_1 - 3a_2) + 3a_2^2] + \varphi},$$

$\varphi = 3 \text{ см}^{-1}$ (см. табл.)

$$\alpha = b + \frac{2}{3} H = 6,5 + \frac{2}{3} \cdot 19 = 19,17 \text{ см.}$$

$$C_{1,2,5,8}^B = \frac{2 \cdot 10^6}{\frac{45 \cdot I}{4 \cdot 1210} + \frac{19,17^2}{3 \cdot 1210 \cdot 450} [450(450 - 3 \cdot 57,5) + 3 \cdot 57,5^2] + 3} = 38950 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

Расстрельная балка П, проводники 2,3,6,7.
 Расчетная схема и формула согласно табл. П.3.3

$$C_{2,3,6,7}^B = \frac{E}{\frac{a_2}{F} + \frac{a_2}{e_2^3} \cdot \frac{d_2}{4J_y} [4e_2(3a_2^2 + e_2^2) - 3a_2(4e_2^2 + a_2^2)] + \varphi} =$$

$$= \frac{2 \cdot 10^6}{\frac{332,5}{47,25} + \frac{232,5}{400^3} \cdot \frac{10,17^2}{4 \cdot 1210} [4 \cdot 400(3 \cdot 232,5^2 + 400^2) - 3 \cdot 232,5(4 \cdot 400^2 + 232,5^2)] + 5} = 120680 \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}$$

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:

$$\gamma^A = \frac{C^A}{C_c^A} = \frac{9000}{65900} = 0,137;$$

$$\delta^A = \frac{C^A h^3}{6 E J_u^A} = \frac{9000 \cdot 600^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 3630} = 44,6;$$

$$\lambda_{\varphi}^2 = \frac{m l^2}{4 J_{\varphi}} = \frac{58000 \cdot 1190^2}{4 \cdot 4396090 \cdot 980} = 4,77;$$

$$e = \left| \frac{A-B}{A+B} \right| = \left| \frac{550-640}{550+640} \right| = 0,08;$$

$$\rho^A = 0,5 \left\{ 1 + \lambda_{\varphi}^2 (1 + e^2) - \sqrt{[1 + \lambda_{\varphi}^2 (1 + e^2)]^2 - 4 \lambda_{\varphi}^2} \right\} =$$

$$= 0,5 \left\{ 1 + 4,77(1 + 0,08^2) - \sqrt{[1 + 4,77(1 + 0,08^2)]^2 - 4 \cdot 4,77} \right\} = 0,99;$$

$$\varepsilon^A = \frac{\varepsilon_{cp}^A}{\gamma^A \varepsilon_{cp}^A + 1} = \frac{0,53}{0,137 \cdot 0,53 + 1} = 0,49,$$

где $\varepsilon_{cp}^A = 0,53$, определяется по графику рис. П.3.6 в зависимости от $\lg \delta^A = \lg 44,6 = 1,65$.

$$\rho_{зкв}^A = \frac{\delta^A}{1 + \gamma^A} = \frac{44,6}{1 + 0,137} = 39,2.$$

сти $\mu^A = 0,58$ определяется из графика рис. П.3.7 в зависимости от $\lg \rho_{зкв}^A = \lg 39,2 = 1,59$.

$$[K^A] = 3,75 (1,3 \mu^A - 0,21) = 3,75 (1,3 \cdot 0,58 - 0,21) = 2,04.$$

$$K^{\Lambda} = \frac{C^{\Lambda} \varepsilon^{\Lambda} h^{\Lambda} \rho^{\Lambda}}{2\pi^2 (m^{\Lambda})^2 (m V^2)} = \frac{9000 \cdot 0,49 \cdot 600^2 \cdot 0,99 \cdot 980}{2,3,14^2 \cdot 0,58^2 \cdot 58000 \cdot 1500^2} = 2,37$$

Допустимые скорость движения и грузоподъемность скипа по отношению к лобовым колебаниям

$$[V^{\Lambda}] = V \sqrt{\frac{K^{\Lambda}}{[K^{\Lambda}]} = 1300 \cdot \frac{2,37}{2,04} = 1400 \frac{\text{см}}{\text{с}},$$

$$[Q^{\Lambda}] = Q \frac{K_{\Lambda}}{[K^{\Lambda}]} = 58000 \cdot \frac{2,37}{2,04} = 67380 \text{ кгс.}$$

Проверка запаса устойчивости по отношению к боковым колебаниям.

$$\gamma_1^{\delta} = \frac{C_1^{\delta}}{C_c^{\delta}} = \frac{38350}{236300} = 0,162;$$

$$\gamma_2^{\delta} = \frac{C_2^{\delta}}{C_c^{\delta}} = \frac{120680}{236300} = 0,51.$$

$$\sigma_1^{\delta} = \frac{C_1^{\delta} \cdot h^3}{6 E J_{\text{ш}}^{\delta}} = \frac{38350 \cdot 600^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 4125} = 167,35;$$

$$\sigma_2^{\delta} = \frac{C_2^{\delta} \cdot h^3}{6 E J_{\text{ш}}^{\delta}} = \frac{120680 \cdot 600^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 4125} = 526,6;$$

$$\sigma_{19\text{кв}}^{\delta} = \frac{\sigma_1^{\delta}}{1 + \gamma_1^{\delta}} = \frac{167,35}{1 + 0,162} = 144,0;$$

$$\sigma_{23\text{кв}}^{\delta} = \frac{\sigma_2^{\delta}}{1 + \gamma_2^{\delta}} = \frac{526,6}{1 + 0,51} = 348,7;$$

$$\varepsilon_1^{\delta} = \frac{\varepsilon_{1\text{ср}}^{\delta}}{1 + \gamma_1^{\delta}} = \frac{0,31}{1 + 0,162} = 0,267;$$

$$\varepsilon_2^{\delta} = \frac{\varepsilon_{2\text{ср}}^{\delta}}{1 + \gamma_2^{\delta}} = \frac{0,2}{1 + 0,51} = 0,133.$$

где $\varepsilon_{1\text{ср}}^{\delta} = 0,31$ и $\varepsilon_{2\text{ср}}^{\delta} = 0,2$ определяются из графика рис. П.3.6 прил. в зависимости от $\lg \sigma_{19\text{кв}}^{\delta} = \lg 144 = 2,16$
и $\lg \sigma_{23\text{кв}}^{\delta} = \lg 348,7 = 2,54$

$$Q_1 = 1 - \frac{(\sigma_2^{\delta} \cdot \varepsilon_2^{\delta} - \sigma_1^{\delta} \cdot \varepsilon_1^{\delta})}{(\sigma_2^{\delta} \cdot \varepsilon_2^{\delta} + \sigma_1^{\delta} \cdot \varepsilon_1^{\delta})} = 1 - \frac{(526,6 \cdot 0,133 - 167,35 \cdot 0,267)}{(526,6 \cdot 0,133 + 167,35 \cdot 0,267)} = 0,95;$$

$$\lambda_0^2 = \frac{m S^2}{4 J_0} = \frac{58000 \cdot 230^2}{4 \cdot 712980 \cdot 980} = 1,098;$$

$$\lambda_{\psi}^2 = \frac{m L^2}{4 J_{\psi}} = \frac{58000 \cdot 1100^2}{4 \cdot 4294890 \cdot 080} = 4,88;$$

$$\vartheta^3 - \vartheta^2 [\lambda_{\psi}^2 (1 + \ell^2) + \lambda_0^2 + 1] + \rho [\lambda_{\psi}^2 \lambda_0^2 (1 + \ell^2 \varrho) + \lambda_0^2 \varrho + \lambda_{\psi}^2] - \lambda_{\psi}^2 \lambda_0^2 \varrho = 0$$

$$\vartheta^3 - \vartheta^2 [4,88(1 + 0,08^2) + 1,098 + 1] + \rho [4,88 \cdot 1,098(1 + 0,08^2 \cdot 0,95) +$$

$$+ 1,098 \cdot 0,95 + 4,88] - 4,88 \cdot 1,098 \cdot 0,95 = 0;$$

$$\vartheta^3 - 7,01 \vartheta^2 + 11,31 \vartheta - 5,00 = 0;$$

Кубическое уравнение решаем приближенно по итерационной формуле Ньютона

$$\vartheta_{n+1} = \vartheta_n - \frac{F(\vartheta_n)}{F'(\vartheta_n)}$$

$$F(\vartheta_n) = \vartheta_n^3 - 7,01 \vartheta_n^2 + 11,31 \vartheta_n - 5,00$$

$$F'(\vartheta_n) = 3 \vartheta_n^2 - 14,02 \vartheta_n + 11,31$$

где ϑ_n — n -е приближение корня.
Первое приближение берем равным $\vartheta_1 = 1$.

$$F(1) = 0,21; \quad F'(1) = 0,29;$$

$$\vartheta_2 = 1 - \frac{0,21}{0,29} = 0,276$$

$$F(0,276) = -2,481; \quad F'(0,276) = 7,669;$$

$$\vartheta_3 = 0,276 - \frac{-2,481}{7,669} = 0,6$$

$$F(0,6) = -0,6116; \quad F'(0,6) = 3,978.$$

$$\vartheta_4 = 0,6 + \frac{0,6116}{3,978} = 0,754.$$

$$F(0,754) = -0,119; \quad F'(0,754) = 2,445.$$

$$\vartheta_5 = 0,754 + \frac{0,119}{2,445} = 0,808;$$

$$F(0,808) = -0,01; \quad F'(0,808) = 1,986;$$

$$\vartheta_6 = 0,808 + \frac{0,01}{1,986} = 0,808,$$

Разность между предшущими и последующими значениями волня равна

$$\rho_6 - \rho_5 = 0,808 - 0,803 = 0,005$$

и не превышает 0,01. Следовательно, $\rho_1 = 0,808$.

Для нахождения двух других корней разделим многочлен на двучлен:

$$\begin{array}{r|l} \rho^3 - 7,01 \rho^2 + 11,31 \rho - 5,09 & -0,808 \\ \underline{-\rho^3 + 0,908 \rho^2} & \\ \hline -6,202 \rho^2 + 11,31 \rho & \\ \underline{-6,202 \rho^2 + 5,011 \rho} & \\ \hline 6,299 \rho - 5,09 & \\ \underline{6,299 \rho - 5,09} & \\ \hline 0 & \end{array}$$

и решим квадратное уравнение

$$\rho^2 - 6,202 \rho + 6,299 = 0$$

$$\rho_{2,3} = \frac{6,202 \pm \sqrt{(6,202)^2 - 4 \cdot 6,299}}{2} = 2,101 \pm 1,021$$

$$\rho_2 = 1,28; \quad \rho_3 = 4,923.$$

Обобщенный мультиплектор частот боковых колебаний осциллятора $\rho^{\delta} = 0,0008$.

$\mu^{\delta} = 0,69$ - определяется из графика рис. П.3.7 прилож. в зависимости от $\lg G_{1,3 \text{ кВ}} = \lg 144 = 2,16$.

$$[K^{\delta}] = 3,75 (1,3 \mu^{\delta} - 0,21) = 3,75 (1,3 \cdot 0,69 - 0,21) = 2,58$$

$$K^{\delta} = \frac{h^2 \rho^{\delta} (C_1^{\delta} \varepsilon_1^{\delta} + C_2^{\delta} \varepsilon_2^{\delta})}{2 \pi (\mu^{\delta})^2 \cdot m v^2} = \frac{600^2 \cdot 0,0008 (28350 \cdot 0,247 + 120800 \cdot 0,133) \cdot 980}{2 \cdot 314^2 \cdot 0,69^2 \cdot 58000 \cdot 1500^2} = 0,14$$

$$[V^{\delta}] = v \sqrt{\frac{K^{\delta}}{[K^{\delta}]}} = 1500 \frac{0,14}{2,58} = 2310 \frac{\text{м}}{\text{с}}$$

$$[Q^{\delta}] = Q \frac{K^{\delta}}{[K^{\delta}]} = 58000 \frac{0,14}{2,58} = 182990 \text{ мкВт}$$

$$[v] = \min \{ [v^A], [v^{\delta}] \} = [v^A] = 1 \text{ м/с}$$

$$[Q] = \min \{ [Q^A], [Q^{\delta}] \} = [Q^A] = 67380 \text{ кВт}$$

Таблицы параметров оборудования подъемных установок

Параметры многоканатных

подъемных машин

Таблица П.4.1

№ п/п	Типо- размер	Диаметр бара- бана, м	Допус- тимый диаметр каната, мм	Регламен- тиро- ванный объ- ем маши- ного за- лада, м ³	Коли- чество кана- тов	Диаметр отклоня- ющего шкива, м	Допус- тимое статиче- ское на- пряжение, кгс	Допусти- мая раз- ность статиче- ского на- пряже- ния ка- натов, кгс	Передаточ- ное число редуктора	Число обо- ротов дви- гателя, об/мин	Маховой момент подъемной машины кгсм ²	Маховой момент отклоня- ющего шкива, кгс м ²	Оптовая цена, руб	Стоя- мость монтажа, руб	Стоя- мость демон- тажа, руб	
																1
1.	III-2, Ix4	2, I	27,0	6800	4	2, I	25500	8000	7,35, 11,5	10,5	735, 485, 580, 367	22000	9500	51000	4160	1664
2.	III-2, 25x4 МК-2, 25x4	2, 25	28,0	6800	4	2, 25	340000	12000	"-	"-	"-	30000	9500	59900	5596	2238
3.	III-3, 25x4 МК-3, 25x4	3, 25		8500	4	2, 00	60000	17500	"-	"-	"-	95000	35000	101000	7900	3150
4.	III-4x4 МК-4x4	4, 0		16600	4	4, 0	80000	25000	"-	"-	"-	210000	50000	129570	7900	3150
5.	III-5x4 МК-5x4	5, 0		16600	4	5, 0	145000	35000	"-	"-	"-	625000	50000	123680	8200	3300
6.	III-5x6	5, 0		16600	6	5, 0	215000	50000	"-	"-	"-	875000	60000	18362	11500	4350
7.	III-5x8	5, 0		16600	8	5, 0	240000	50000	"-	"-	"-	110000	80000	248130	17200	6800

Таблица П.4.4

Параметры оклипов для многоканатных подъемных установок

№ п/п	Тип подъем-ема	Раз-дел	Тип окипа	Объем-ность окипа, м ³	Грузо-подъем-ность окипа, кг	Вес окипа с привес-ком, кг	Общая длина окипа с грузом, кг	Размер сечения окипа в плоскости перпенди-кулярной плоскости проводни-ков, мм	Размер сече-ния окипа в плоскости параллельной плоскости проводников, мм	Высота окипа без при-бора, м	Высота окипа с при-бором, м	Общая пауза на загрузку, с	Тип затвора	Оптовая цена окипа, руб.	Стои-мость монтажа, руб.	Стои-мость демон-тажа, руб.
1.	Много-канат-ный	уголь-ный	2СН9,5-2	9,5	8 500	13400	14756	1,85	1,54	6,4	10,5	10	сектор-ный	5762	501	111
2.	"	"	1СН11-2	11,0	9300	13900	16906	1,85	1,54	7,0	11,1	11	"	5977	519	115
3.	"	"	5СН11-2	11,0	9300	15990	25890	2,23	1,74	4,9	9,0	11	"	6876	598	132
4.	"	"	2СН15-2	15,0	13000	16700	31765	2,23	1,74	7,4	11,5	15	"	49021	624	138
5.	"	"	1СН20-2	20,0	17500	19830	37335	2,23	1,74	8,2	11,8	20	"	6536	742	164
6.	"	"	3СН20-2	20,0	17500	22840	40740	2,80	2,20	6,3	10,5	20	"	11200	854	189
7.	"	"	1СН25-2	25,0	21000	23200	46205	2,35	1,90	9,3	13,6	25	"	14848	868	192
8.	"	"	2СН25-2	25,0	21000	23850	45850	2,80	2,20	7,6	12,0	25	"	15264	892	197
9.	"	"	1СН35-2	35,0	30000	39480	69480	2,35	1,90	11,8	16,0	30	"	25267	1476	327
10.	"	"	2СН35-2	35,0	30000	32220	62220	2,80	2,20	9,6	13,6	30	"	20621	1205	267
11.	"	пород-ный	3СН5-2	5,0	6700	10600	19760	1,40	1,70	5,0	7,25	7	клапан-ный	4723	396	88
12.	"	"	3СН9,5-2	9,5	13600	13400	30626	1,40	1,70	6,4	10,5	10	"	6936	590	120
13.	"	"	3СН11-2	11,0	15000	2100	33470	1,60	1,70	7,4	11,5	11	"	7650	630	130
14.	"	"	1СН15-2	15,5	21000	3000	42355	1,60	1,70	8,2	11,0	35	сектор-ный	8250	890	150

Таблица П.4.5

Унифицированный ряд типоразмеров уравновешивающих канатов для многоканатных
подъемных установок

Тип подъем- ной машины: ГОСТ 18116- 72	Уравновешивающие канаты ГОСТ 3088-80			: Оптовая : цена за : 10 м, : руб.	: Стоимость навески, : : руб.		: Стоимость демон- : тации, руб.		
	: d _к , мм	: K _в	: q, : кгс/м		: первые : 400 м	: последующ- : шие 100 м: : 400 м	: первые : 400 м	: последующ- : шие 400 м	
III 2,25x4	36,0	2	11,10	26,97	92,4	50,0	35,0	18,4	
III 3,25x4	36,0	2	11,10	26,97	92,4	50,0	35,0	18,4	
	45,5	2	17,50	39,90	126	89,6	48,0	35,5	
III 4x4	45,5	2	17,50	39,90	126	89,6	48,0	35,5	
	45,5	3	26,25	39,90	126	89,6	48,0	35,5	
	54,5	2	25,40	56,39	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x4	45,5	4	35,00	39,90	126	89,6	48,0	35,5	
	52,0	3	34,65	51,63	131	82,1	49,2	30,0	
	45,5	I+							
	54,5	+2	34,15	56,39	131	82,1	49,2	30,0	
	54,5	3	38,10	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	59,5	2+							
	59,5	+1	40,48	66,37	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x6	54,5	3	38,10	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	54,5	2+							
	59,5	+1	40,48	66,37	131	82,1	49,2	30,0	
	54,5	4	50,80	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	59,5	4	60,32	66,37	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x8	54,5	4	50,80	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	54,5	2+							
	59,5	+2	53,26	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	54,5	5	63,50	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	54,5	3+							
	59,5	+2	68,26	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	52,0	I+							
	54,5	+2+		51,63	131	82,1	49,2	30,0	
	59,5	+2	67,11	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
	59,5	5	75,4P	56,36	131	82,1	49,2	30,0	
: Уравновешивающие канаты : ГОСТ 7668-80									
III 2,25x4	-	-	-	-	-	-	-	-	
III 3,25x4	-	-	-	-	-	-	-	-	
III 4x4	46,5	2	16,80	50,40	126	89,6	48,0	33,5	
	46,5	2	16,80	50,40	126	89,6	48,0	33,5	
III 5x4	46,5	3	25,20	50,40	126	89,6	48,0	33,5	
	58,5	2	26,00	76,70	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x6	46,5	4	33,60	50,40	126	89,6	48,0	33,5	
	50,5	4	39,64	59,24	131	82,1	49,2	36,0	
III 5x8	50,5	4	39,64	59,24	131	82,1	49,2	36,0	
	58,5	4	52,00	76,70	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x8	58,5	4	52,00	76,70	131	82,1	49,2	30,0	
	58,5	5	65,00	76,70	131	82,1	49,2	30,0	
	58,5	6	78,00	76,70	131	82,1	49,2	30,0	
III 2,25x4	124x20,0	2	12,10	67,58	92,4	50,0	35,0	18,4	
III 3,25x4	124x20,0	2	12,10	67,58	92,4	50,0	35,0	18,4	
III 4x4	139x22,5	2	15,38	76,33	126	89,6	48,0	33,5	
	139x22,5	2	15,38	76,33	126	89,6	48,0	33,5	
III 5x4	186x30,5	2	27,22	100,44	126	89,6	48,0	33,5	
	170x27,5	3	34,50	93,04	131	82,1	49,2	30,0	
	186x30,5	+2	33,27	100,44	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x6	186x30,5	3	40,83	100,44	131	82,1	49,2	30,0	
	186x30,5	+2	38,72	100,44	131	82,1	49,2	30,0	
	186x30,5	3	40,83	100,44	131	82,1	49,2	30,0	
III 5x8	202x33,0	3	48,00	110,40	131	82,1	49,2	30,0	
	186x30,5	4	54,44	100,44	131	82,1	49,2	30,0	
	186x30,5	5	68,02	100,44	131	82,1	49,2	30,0	

Примечание: 1. Коэффициент уравновешенности вычислен при n=100, =10 000 кгс
2. Применение канатов различных типоразмеров допускается в случае невыполнения условий уравновешенности.

Параметры противовесов

Таблица П.4.3

Вес противовеса, тс	:Оптовая цена, :руб/тс		:Стоимость монтажа :руб/тс		:Стоимость демонта- :жа, руб/тс	
	1	2	3	4	5	6
до 10		575		6,6		2,6
свыше 10-25		540		4,56		1,8
свыше 25		500		4,56		1,8

Таблица П.4.4

Унифицированный ряд типоразмеров головок канатов для многоканатных подъемных установок

Тип подъемной машины: ГОСТ 18116-72	:Головные канаты ГОСТ 7668-80		:Оптовая :цена за		:Стоимость навески, :руб.		:Стоимость демон- :тажа, руб.	
	:мм	:	:10 м, :руб.		:первые :последу- :400 м :ние 100 м		:первые :последу- :400 м :ние 100 м	
			1	2	3	4	5	6
III (МК) 2,25x4	27,0	4	II, 20	I7,75	60,4	28,3	22,3	10,7
	27,0	4	II, 20	I7,75	60,4	28,3	22,3	10,7
III (МК) 3,25x4	33,0	4	I6,62	25,64	92,4	50	35,0	18,4
	33,0	4	I6,62	25,64	92,4	50	35,0	18,4
III (МК) 4x4	42,0	4	I6,62	25,64	92,4	50	35,0	18,4
	42,0	4	27,00	40,64	109	61,3	41,2	23,2
III (МК) 5x4	46,5	4	33,60	50,40	126	89,6	48,0	33,5
	50,5	4	39,64	59,24	131	82,1	49,2	30,0
III 5x6	42,0	6	40,50	40,64	109	61,3	41,2	23,2
	46,5	6	50,40	50,40	126	89,6	48,0	33,5
	50,5	6	59,46	59,24	131	82,1	49,2	30,0
II III (МК) 5x8	42,0	8	54,00	40,64	109	61,3	41,2	23,2
	46,5	8	67,20	50,40	126	89,6	48,0	33,5
	50,5	8	79,28	59,24	131	82,1	49,2	30,0

Таблица П.4.6

Параметры редукторов для многоканатных подъемных машин

№ п/п	Тип подъемной машины	Тип редуктора	:Наибольший :Наиболь- :крутящий мо- :шая ско- :мент на тихо- :рость вра- :ходном валу :щания мо- :редуктора в :торного :период разго- :вала, :ва, кгсм :об/мин		:Передаточ- :ное число :редуктора	:Максималь мо- :мент на валу :редуктора, :кгс.м ²	:Оптовая :цена, :руб.	:Сто- :мость :монтажа, :руб.	:Сто- :имость :демонта- :жа, :руб.
			4	5					
1.	Много- канат- ный	2ЦД-14	20000	750	6:7:35; 10,5;11,5	12000; 18000; 24000; 28000	16000	800	265
2.		2ЦД-17	45000	750	7,35;10,5; 11,5	42700;49500; 66400	18000	1226	380
3.		2ЦД-20	70000	580	7,35;10,5; 11,5	91000;13300; 157000	187000	1290	420
4.		2ЦД-23 2ЦД-2-23	100000	590	10,5;11,5	172000;18000	20400	1646	526
5.		ЦДН-170	28000	600	7,35;10,5; 11,5; 20	40000;40000; 43500; 44000	1800	13460	390
6.		2Ц-1600	54500	600	7,35;10,5	185000;185000	1900	13222	415
7.		2ЦД-28	100000	600	10,5;11,5	172000;180000	2300	1825	690

Таблица П.4.7

Параметры электродвигателей постоянного тока

№ пп	Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	Скорость вращения, об/мин	Коэффициент полезной нагрузки, от	Маховый момент ротора, кгб.м ²	Оптовая цена, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.	П2-630-2I4-4КУ4	1000	36	2,0	38000	100000	1192	333
2.	П2-630-2I3-4КУ4	1000	45	2,0	36000	93600	846	268
3.	П2-630-2I5-4КУ4	1250	32	2,0	51000	120000	1192	333
4.	П2-630-2I4-4КУ4	1250	45	2,0	38000	100000	1192	333
5.	П2-630-2I3-4КУ4	1250	56	2,0	36000	93600	846	268
6.	П2-630-2I5-4КУ4	1600	40	2,0	51000	120000	1192	333
7.	П2-630-2I4-4КУ4	1600	56	2,0	38000	100000	1192	333
8.	П2-630-2I3-4КУ4	1600	71	2,0	36000	93600	846	268
9.	П2-630-2I6-8КУ4	2000	45	2,0	65000	144000	1465	508
10.	П2-630-2I5-8КУ4	2000	56	2,0	54500	126500	846	268
11.	П2-630-2I4-8КУ4	2000	71	2,0	40700	101000	846	268
12.	П2-630-2I6-8КУ4	2500	56	2,0	65000	144000	1465	508
13.	П2-630-2I5-8КУ4	2500	71	2,0	54500	126500	1192	333
14.	П2-630-2I4-8КУ4	2500	90	2,0	40700	101000	846	268
15.	П2-630-2I6-8КУ4	3150	71	2,0	65000	144000	1465	508
16.	П2-630-2I5-8КУ4	3150	90	2,0	54500	126500	1192	333
17.	П2-630-2I4-8КУ4	3150	25	2,0	40700	101000	846	268
18.	П2-800-256-8КУ4	3200	32	2,0	263000	232000	2210	622
19.	П2-800-255-8КУ4	3200	40	2,0	240000	208000	1465	508
20.	П2-800-253-8КУ4	3200	56	2,0	207000	169000	1465	508
21.	П2-800-256-8КУ4	4000	40	2,0	263000	232000	2210	622
22.	П2-800-255-8КУ4	4000	50	2,0	240000	208000	1465	508
23.	П2-800-253-8КУ4	4000	71	2,0	207000	169000	1465	508
24.	П2-800-256-8КУ4	5000	50	2,0	263000	232000	2210	622
25.	П2-800-255-8КУ4	5000	63	2,0	240000	208000	1465	508
26.	П2-800-253-8КУ4	5000	90	2,0	207000	169000	1465	508

Таблица П.4.8

Параметры асинхронных электродвигателей

№ п/п	Тип электродвигателя	Номиналь-	Скорость	Коэффициент	Маховый мо-	Оптовая	Стои-	Стоимость
		ная мощность, кВт	вращения, об/мин	перегрузочной способности	мент ротора, кгс.м ²	цена двигателя, руб.	мость монтажа, руб.	демонтажа, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.	АКН-2-15-57-6УХЛ4	1000	1000	2,6	400	10800	191	27
2.	АКН-2-15-69-6УХЛ4	1250	1000	2,6	440	12000	296	39
3.	АКН-2-16-57-6УХЛ4	1600	1000	2,6	850	13700	271	34
4.	АКН-2-16-69-6УХЛ4	2000	1000	2,8	980	15500	271	34
5.	АКН-2-15-57-8УХЛ4	800	750	2,5	470	10900	191	27
6.	АКН-2-15-69-8УХЛ4	1000	750	2,5	540	11900	296	39
7.	АКН-2-16-57-8УХЛ4	1250	750	2,3	850	13400	271	34
8.	АКН-2-16-69-8УХЛ4	1600	750	2,3	980	15500	271	34
9.	АКН-2-16-83-8УХЛ4	2000	750	2,4	1140	17900	271	34
10.	АКН-2-15-57-10УХЛ4	630	600	2,3	520	10700	191	27
11.	АКН-2-15-69-10УХЛ4	800	600	2,3	620	11800	296	39
12.	АКН-2-16-57-10УХЛ4	1000	600	2,6	620	12900	296	39
13.	АКН-2-16-69-10УХЛ4	1250	600	2,6	1200	14700	271	34
14.	АКН-2-17-57-10УХЛ4	1600	600	2,4	2130	17000	271	34
15.	АКН-2-17-69-10УХЛ4	2000	600	2,4	2520	19600	376	49
16.	АКН-2-16-39-12УХЛ4	500	500	2,3	780	10900	296	39
17.	АКН-2-16-48-12УХЛ4	630	500	2,3	900	11900	296	39
18.	АКН-2-16-57-12УХЛ4	800	500	2,4	1030	12900	296	39
19.	АКН-2-17-49-12УХЛ4	1000	500	2,3	1880	14400	271	34
20.	АКН-2-17-57-12УХЛ4	1250	500	2,3	2160	16000	271	34
21.	АКН-2-18-43-12УХЛ4	1000	500	2,4	3900	14400	271	34
22.	АКН-2-18-53-12УХЛ4	2000	500	2,5	4500	15900	376	49
23.	АКН-2-17-23-16УХЛ4	315	375	2,3	1160	10300	296	39
24.	АКН-2-17-27-16УХЛ4	400	375	2,3	1300	11000	296	39
25.	АКН-2-17-31-16УХЛ4	500	375	2,3	1440	11900	296	39
26.	АКН-2-17-39-16УХЛ4	630	375	2,4	1680	12800	296	39
27.	АКН-2-18-36-16УХЛ4	800	375	2,4	3400	11700	271	34
28.	АКН-2-18-43-16УХЛ4	1000	475	2,3	3900	12700	271	34
29.	АКН-2-18-53-16УХЛ4	1250	375	2,4	4500	14200	376	49
30.	АКН-2-19-33-16УХЛ4	1600	375	2,2	7550	16300	376	49
31.	АКН-2-17-31-20УХЛ4	315	300	2,3	1430	11100	296	39
32.	АКН-2-17-39-20УХЛ4	400	300	2,3	1670	12000	296	39
33.	АКН-2-18-27-20УХЛ4	500	300	2,3	2600	10400	296	39
34.	АКН-2-18-36-20УХЛ4	630	300	2,3	3200	11300	271	34
35.	АКН-2-18-43-20УХЛ4	800	300	2,3	3500	12700	271	34
36.	АКН-2-19-33-20УХЛ4	1000	300	2,5	7160	14200	376	49
37.	АКН-2-19-41-20УХЛ4	1250	300	2,4	8000	15900	376	49
38.	АКН-2-18-27-24УХЛ4	315	250	2,3	2600	10100	296	39
39.	АКН-2-18-31-24УХЛ4	400	250	2,3	2600	10800	271	34
40.	АКН-2-18-36-24УХЛ4	500	250	2,4	3200	11600	271	34
41.	АКН-2-18-47-24УХЛ4	630	250	2,5	3800	12500	271	34
42.	АКН-2-19-33-24УХЛ4	800	250	2,3	3000	13700	271	34
43.	АКН-2-19-41-24УХЛ4	1000	250	2,3	3000	15200	376	49
44.	АКН-2-19-47-24УХЛ4	1250	250	2,4	2940	17000	376	49

Параметры одноканатных подъемных машин

Таблица П.4.9

№ пп	Тип машины и наименование ГОСТа	Типоразмер машины	Диаметр барабана, м	Ширина барабана, м	Рабочая емкость здания подъемной машины, м ³	Допустимый диаметр каната, мм	Допустимое число оловок каната, шт	Допустимое натяжное усилие каната, кгс
1.	Однобарабанные подъемные машины с неразрывным (цельным) плетением чешским барабаном	Ц-1, 2х1	1,2	1,0	6800	20,0	I	2500
2.	Ц-1, 6х1, 2	1,6	1,2	6800	25,0	I	4000	
3.	Ц-2х1, 5	2,0	1,5	6800	25,0	I	6300	
4.	ГОСТ 18114-72	Ц-2, 5х2	2,5	2,0	6800	30,0	I	9000
5.	Ц-3х2, 2	3,0	2,2	6800	35,0	I	14000	
6.	Ц-3, 5х2, 4	3,5	2,4	6800	35,0	I	20000	
7.	Двухбарабанные подъемные машины с плетением чешским барабанами	2Ц-1, 2х0, 8	1,2	0,8	8500	30,0	I	2500
8.	2Ц-1, 6х0, 8	1,6	0,8	8500	30,0	I	4000	
9.	ГОСТ 18114-72	2Ц2, 1, 1	2,0	1,1	8500	38,0	I	6300
10.	2Ц-2, 5х1, 2	2,5	1,2	8500	42,0	I	9000	
11.	2Ц-3х1, 5	3,0	1,5	8500	47,0	I	1400	
12.	2Ц-3, 5х1, 8	3,5	1,8	8500	55,0	I	20000	
13.	ГОСТ 18115-72	2Ц-4х1, 8	4,0	1,8	8500	57,0	2	22000
14.	2Ц-4х2, 3	4,0	2,3	8500	57,0	2	25000	
15.	2Ц-5х2, 4	5,0	2,4	16600	63,0	2	28000	
16.	2Ц-5х2, 8	5,0	2,8	16600	63,0	I	56000	
17.	2Ц-6х2, 4	6,0	2,4	16600	63,00	2	32000	
18.	2Ц6х2, 8	6,0	2,8	16600	63,0	2	36000	
19.	2Ц-6х2, 8у	6,0	2,8	16600	63,0	I	56000	
20.	Однобарабанные подъемные машины с разрезным цилиндрическим барабаном	ЦР-3, 5х3, 2/0, 8	3,5	2,4	6800	44,0	I	28000
21.	ЦР-5х3/0, 6	5,0	3,0	16600	68,0	I	28000	
22.	ЦР-6х3/0, 6	6,0	3,0	16600	68,0	I	32000	
23.	ЦР-6х3, 4/0, 6	6,0	3,4	16600	66,0	I	36000	

Продолжение таблицы П.4.9

№ пп	Типоразмер машины	Допустимая разность натяжения канатов, кгс	Передаточное отношение редуктора	Число оборотов двигателя, об/мин	Момент подъемной машины, кгс.м ²	Стоимость подъемной машины, руб.	Стоимость монтажа, демонтажа, руб.	
								I
1.	Ц-1, 2х1	2500	20; 30	735; 960	3500	13790	7034	2447
2.	Ц-1, 6х1, 2	4000	20; 30	580; 735; 960	8000	18290	3260	1220
3.	Ц-2х1, 5	6300	20; 30	580; 735; 960	22000	27790	5350	1620
4.	Ц-2, 5х2	9000	II5; 20; 30	485; 580; 735	55000	42290	2482	1880
5.	Ц-3х2, 2	14000	II5; 20; 30	485; 580; 735	150000	60610	3037	2300
6.	Ц-3, 5х2, 4	20000	10, 5; II, 5; 20; 30	367; 485; 580; 735	320000	68200	6331	2447
7.	2Ц-1, 2х0, 8	2500	20; 30	735; 960	5000	15150	2548	869
8.	2Ц-1, 6х0, 8	4000	20; 30	580; 735; 960	10000	20460	2548	869
9.	2Ц2, 1, 1	6300	20; 30	580; 735; 960	30000	34090	2548	869
10.	2Ц-2, 5х1, 2	7500	II, 5; 20; 30	485; 580; 735	80000	49670	2883	927
11.	2Ц-3х1, 5	9000	II, 5; 20; 30	485; 580; 735	210000	67170	3339	1087
12.	2Ц-3, 5х1, 8	18000	10, 5; II, 5; 20; 30	367; 485; 580; 735	370000	73400	9105	2300
13.	2Ц-4х1, 8	16000	10, 5; II, 5; 20	290; 367; 485; 580; 735	520000	86690	3159	3641
14.	2Ц-4х2, 3	16000	10, 5; II, 5; 20	290; 367; 485; 580; 735	710000	67760	10525	3700
15.	2Ц-5х2, 4	21000	10, 5; II, 5	240; 290; 367; 485; 580; 735	1500000	132430	11901	4119
16.	2Ц-5х2, 8	40000	безредукторный привод		4400000	169220	11901	4119
17.	2Ц-6х2, 4	24000	10, 5; II, 5	240; 290; 367; 485; 580	2700000	137350	13912	4852
18.	2Ц6х2, 8	2700	10, 5; II, 5	240; 290; 367; 485; 580	3600000	169220	15303	5337
19.	2Ц-6х2, 8у	40000	безредукторный привод		6400000	173620	15303	5337
20.	ЦР-3, 5х3, 2/0, 8	12500	20; 30	735; 580; 485; 367	300000	73200	8118	3247
21.	ЦР-5х3/0, 6	210000	10, 5; I, 5	735; 580; 485; 367; 290	680000	65500	10646	4258
22.	ЦР-6х3/0, 6	240000	10, 5; II, 5	580; 485; 367; 290; 240	1200000	68400	10646	4258
23.	ЦР-6х3, 4/0, 6	270000	10, 5; II, 5	580; 485; 367; 290; 240	1400000	70000	11000	4270

Параметры скипов для одноканатных подъемных установок

Таблица П.4.10

№ пп	Тип подъем- сма	Раздел	Тип скапа	Высота скапа, м ³	Грузо- подъем- ность скапа, кгс	Вес ски- па с при- цепным устрой- ством, кгс	Общая вес скапа с грузом, кгс	Размер сече- ния скапа в плоскости, перпендику- лярной плоскости проводников, м	Размер сече- ния скапа в плоскости; параллельной плоскости проводников, м
1.	Однока- натный	уголья.	2СН4-I	4,0	3300	5000	8300	1,70	1,40
2.	"	"	2СН5-I	5,0	4200	5586	9786	1,85	1,54
3.	"	"	2СН7-I	7,0	5600	7540	12321	1,85	1,54
4.	"	"	2СН9,5-I	9,5	8500	8460	14756	1,85	1,54
5.	"	"	1СН11-I	11,0	9300	8900	16906	1,85	1,54
6.	"	"	5СН11-I	11,0	9300	8620	25890	2,23	1,74
7.	"	"	2СН15-I	15,0	13000	10800	31765	2,23	1,74
8.	"	"	1СН20-I	20,0	17500	11900	37335	2,23	1,74
9.	"	порода.	2СН4-I	4,0	5300	6900	12200	1,40	1,70
10.	"	"	3СН5-I	5,0	6700	7170	15166	1,40	1,70
11.	"	"	3СН9,5-I	9,5	13600	9840	25556	1,40	1,70
12.	"	"	3СН11-I	11,0	15000	11300	33470	1,60	1,70

Продолжение таблицы П.4.10

№ пп	Тип скапа	Высота скапа без прицепного устройства, м	Высота скапа с прицепным устройством, м	Общая пауза на загрузку скапа, с	Тип затвора	Оптовая цена скапа, руб.	Стоимость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
1.	2СН4-I	3,2	6,1	5	секторный	2450	215	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	10	"	4805	293	76
5.	1СН11-I	6,0	9,36	11	"	5055	307	79
6.	5СН11-I	5,10	8,36	11	"	4902	297	77
7.	2СН15-I	6,0	9,36	15	"	6536	448	97
8.	1СН20-I	9,6	12,7	20	"	11200	410	106
9.	2СН4-I	3,2	6,1	5	"	2450	215	56
10.	3СН5-I	4,2	7,2	7	клеванный	3083	247	64
11.	3СН9,5-I	4,9	7,4	10	"	4805	293	76
12.	3СН11-I	5,10	8,36	11	"	11200	410	97

Унифицированный ряд головных канатов для подъемных машин барабанного типа Таблица П.4.11

ГОСТ	Диаметр каната, мм	Расчетная площадь сечения всех про- волоков, мм ²	Вес 1 метра каната, кгс	Суммарное разрывное усилие всех про- волоков ка- ната, кгс 6=160 кгс/мм ²	Оптовая цена за 10 м, руб.	Стоимость навески, руб.	Стоимость демонта- жа, руб.		
								I	2
ГОСТ 7668-80	25,5	252,46	2,50	395500	14,85	49,7	29,4	11,9	3,6
	27,0	283,79	2,80	444500	17,75	49,7	33,1	11,3	5,5
	33,0	420,96	4,15	660000	25,64	59,1	37,7	15,6	7,2
	36,5	503,09	4,96	788500	22,16	59,1	37,1	15,6	7,2
	42,0	683,68	6,75	1070000	30,47	69,6	45,6	19,6	9,7
	48,5	850,76	8,40	1330000	39,30	81,2	56,3	27,5	13,4
	50,5	1006,85	9,94	1575000	46,73	81,2	56,3	27,5	13,4
	53,5	1131,96	11,15	1770000	54,15	81,2	56,3	27,5	13,4
	58,5	1314,56	13,00	2060000	61,32	86,9	60,9	25,9	14,7

Таблица П.4.12

Параметры редукторов для одноканатных подъемных машин

№ пп	Тип подъем- ма	Тип редук- тора	Наиболь-	Наиболь-	Передаточное	Маховый момент: на валу редук- тора, кгс.м ²	Число редук- тора	Колл- чест- вая приво- дов	Стоя- мость мон- тажа, руб.	Стоя- мость демонта- жа, руб.
			ший кру- тящий мо- мент на валу редук- тора в пе- риод раз- гона, кгс.м	шая ско- рость вращения: моторно- го об/мин	число редук- тора					
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1.	одно- канат- ные	ЦДН-130М	12000	1000	II,5; 20; 30;	10650; 19000; 40270	1	6200	774	252
2.		ЦДН-150	20000	720	II,5; 20; 30	22000; 33000; 48000	1	7000	791	263
3.		ЦДН-170	28000	720	10,5; II,5; 20	40000; 43500; 71500	1	16800	1032	336
4.		ЦО2-16 ЦО3-16	44000	600	10,5; II,5	58400; 77300	2	20000	1160	378
5.		ЦО-16	44000	590	10,5; II,5	58400; 77300	2	20000	1160	378
6.		ЦД-170	20000	720	II,2; 20; 30	28300; 47500; 53900	2	16500	1000	330
7.		ЦПО-18	32000	500	10,5; II,5	90000; 100000	2	20000	1160	378
8.		ЦПОН-18	36000	500	10,5; II,5	90000; 100000	2	2400	1600	381
9.		ЦПО-22	57000	500	10,5; II,5	250000; 280000	2	32000	1800	390
10.		ЦПОН-22	75000	500	10,5; II,5	250000; 280000	2	3600	2030	400
11.		ЦД-20 ЦДН-20	38000	650	20	100000	1	16000	1226	400

Таблица П.4.13

Параметры копровых шкивов

№ пп	Тип копрового шкива	Диаметр шкива, мм	Максималь-	Допустимое	Маховый момент кгс.м ²	Оптовая цена, руб.	Стоя- мость монтажа, руб.	Стоимость демонтажа, руб.
			ный диаметр ка- пата, мм	усиление на шкиве, кгс				
1.	ШК-1,25	1255	15	16200	300	360	38	9
2.	ШК-1,6	1600	20	27200	800	340	66	15
3.	ШК-2	2000	25	41200	1900	415	123	27
4.	ШК-2,5	2500	31	64500	4200	700	180	74
5.	ШК-3	3000	37	92800	9600	730	266	109
6.	ШКФ-3Б	3000	43,5	92800	10136	726	184	46
7.	Р5-336-1	3500	43,5	92800	10136	1165	238	150
8.	ШК-4	3950	47,5	152000	34200	1570	370	132
9.	ШК-4Б	4000	49,5	152000	34200	1240	252	90
10.	ШКФ-4	4000	50	152000	34500	2300	269	69
11.	ШК-5	4950	60	246000	71500	2450	598	376
12.	ШК-6	5940	60	246000	139000	3420	666	419
13.	ШКК-4	4000	50	181000	34200	2440	286	72
14.	Ш4(Ш4А)	4000	50	152000	34500	2140	292	74
15.	ШКЧ-3	3000	37,5	124500	9600	1470	175	45
16.	Ш5	5000	53	181800	71500	3260	409	104
17.	Ш5А	5000	60	315000	71500	6360	701	179
18.	Ш6	6000	60	246000	139000	4245	537	137
19.	Ш6А	6000	63	404000	139000	9180	872	224

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К РАСЧЕТУ ТОРМОЗНОГО
МОМЕНТА И ПРОВЕРОЧНОМУ РАСЧЕТУ НА РАСКОЛЬ-
ЖЕНИЕ КАНАТОВ В РЕЖИМАХ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО
ТОРМОЖЕНИЯ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН СО ШКЛОВАМИ ТРЕ-
НИЯ

П.5.1. Исходные данные для расчета.

- H_0 - высота подъема, м ;
- l_1 - расстояние от прицепного устройства сосуда при его положении на верхней приемочной площадке или в разгрузке до оси канатопроводящего 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 канатопроводящего 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, кг/м ;
- $q_{шк}$ - суммарный вес всех уравновешивающих канатов или одного для одноканатных машин, кг/м ;
- $D_б$ - диаметр канатопроводящего шкива, м ;
- $D_{шк}$ - диаметр отклоняющего или копрового шкива, м ;
- Q_{c1}, Q_{c2} - 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 $Q_{c2} = Q_{пр}$
- $Q_{пр}$ - вес противовеса в подъемном сосуде полезного груза, кгс ;
- $Q_{пр}$ - вес противовеса с прицепными и подвесными устройствами, кгс ;
- $G D_{шк}^2, G D_{ред}^2, G D_n^2, G D_{шк}^2$ - моменты инерции соответственно блока с канатопроводящих или копровых шкивов, вращающихся элементов редуктора, машины и одного двигателя, кгс м² ;
- $n_{дв}$ - количество двигателей ;
- i - передаточное число редуктора ;
- α - угол обхвата канатами канатопроводящего шкива, град ;

μ - расчетный коэффициент трения канатов о футеровку канато-
ведущего шкива;

$[K]$ - допустимый запас нескользнения канатов;

$[a]$ - минимально допустимое замедление машины при спуске груза,
 m/s^2 .

П.5.2. Расчетные данные.

П.5.2.1. Расчет усилий в канатах.

Натяжение ветвей канатов без учета весов сосудов:

$$S_{01} = (l_1 - h) q_{гк} + (H_n + l_2) q_{ук}$$

$$S_{02} = (H_n + l_1 - h) q_{гк} + l_2 q_{ук}$$

Натяжение канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении гру-
женого *левого* сосуда:

$$S_1^{бл} = S_{01} + Q_{c1} + Q_{2p}; \quad S_1^{на} = S_{02} + Q_{c1} + Q_{2p}$$

Натяжение канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении ле-
вого сосуда (груженого):

$$S_2^{бл} = S_{02} + Q_{c2}; \quad S_2^{на} = S_{01} + Q_{c2}$$

Натяжение канатов правой ветви при верхнем и нижнем положении пра-
вого сосуда (груженого):

$$S_1^{бп} = S_{01} + Q_{c2} + Q_{2p}; \quad S_1^{на} = S_{02} + Q_{c2} + Q_{2p}$$

Натяжение канатов левой ветви при верхнем и нижнем положении пра-
вого груженого сосуда:

$$S_2^{бл} = S_{02} + Q_{c1}; \quad S_2^{на} = S_{01} + Q_{c1}$$

П.5.2.2. Разности статических натяжений канатов при верхнем и ниж-
нем положении левого груженого сосуда:

$$\Delta S^{бл} = S_1^{бл} - S_2^{бл}; \quad \Delta S^{на} = S_1^{на} - S_2^{на}$$

Разности статических натяжений канатов при верхнем и нижнем положе-
нии правого груженого сосуда:

$$\Delta S^{бп} = S_1^{бп} - S_2^{бп}; \quad \Delta S^{нап} = S_1^{нап} - S_2^{нап}$$

П.5.2.3. Максимальное статическое натяжение канатов:

$$S_{г.мак} = \max \{ S_1^{бл}, S_1^{на}, S_1^{бп}, S_1^{нап} \}$$

П.5.2.4. Максимальная разность статических натяжений:

$$\Delta S_{мак} = \max \{ \Delta S^{бл}, \Delta S^{нап}, \Delta S^{бп}, \Delta S^{на} \}$$

П.5.3. Расчет основных параметров в подъемной установке.

П.5.3.1. Коэффициент тяговой способности канатоведущего шкива:

$$\gamma = \exp \left\{ 3,14 \frac{\mu}{180} \right\}$$

П.5.3.2. Приведенный к оси канатов вес складывающихся шкивов:

$$G = \frac{GD_{шк}}{D_f^2}, \text{ кгс}$$

П.5.3.3. Приведенный к оси каната вес подъемных элементов машины:

$$G_n = \frac{1}{D_f^2} (GD_M^2 + GD_{ред}^2 + n_{ш} GD_{ром}^2 \cdot l^2), \text{ кгс}$$

П.5.3.4. Приведенный к оси канатов вес подъемных элементов подъемной установки с грузным сосудом:

$$p = G_n + G_1 + G_2 + S_1^{6A} + S_2^{6A}, \text{ кгс}$$

где $G_1 = G$; $G_2 = 0$ - для подъемной установки с малиной, установленной в башенном копре; $G_1 - G_2 = G$ - в случае взвешенного распределения мешины.

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 грузного 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 грузного 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 для подъем противовеса:

$$a_{0n} = g \frac{(S_1 - Q_{2p}) \gamma - [K] S_2}{(S_1 + G_1 - Q_{2p}) \gamma + [K] (S_2 - G_2)}, \text{ м/с}^2$$

П.5.4.1.4. Перегон порожних сосудов для спуска противовеса:

$$a_{0c} = g \frac{(S_1 - Q_{2p}) \gamma - [K] S_2}{(S_1 + G_1 - Q_{2p}) \gamma + [K] (S_2 + G_2)}, \text{ м/с}^2$$

П.5.4.2. Примечания.

П.5.4.2.1. Расчет по каждому пункту необходимо произвести четыре раза для двухкиповых подъемных установок при:

$$S_1 = S_1^{6A}; \quad S_2 = S_2^{6A}; \quad \Delta S = \Delta S^{6A}$$

$$S_1 = S_1^{6n}; \quad S_2 = S_2^{6n}; \quad \Delta S = \Delta S^{6n}$$

$$S_1 = S_1^{8A}; \quad S_2 = S_2^{8A}; \quad \Delta S = \Delta S^{8A}$$

$$S_1 = S_1^{8n}; \quad S_2 = S_2^{8n}; \quad \Delta S = \Delta S^{8n}$$

Для одношкиповых подъемных установок расчет необходимо произвести дважды при:

$$S_1 = S_1^{6A}; \quad S_2 = S_2^{6A}; \quad \Delta S = \Delta S^{6A}$$

$$S_1 = S_1^{9A}; \quad S_2 = S_2^{9A}; \quad \Delta S = \Delta S^{9A}$$

П.5.4.2.2. Для двухшкиповых подъемных установок с машиной, расположенной в башенном копре, в случае, когда $S_1 = S_1^{6A}$; $S_2 = S_2^{6A}$ или $S_1 = S_1^{9A}$; $S_2 = S_2^{9A}$ 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 $S_1 = S_1^{6A}$; $S_2 = S_2^{9A}$ или $S_1 = S_1^{9A}$; $S_2 = S_2^{6A}$ 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 одношкиповых 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.5.4.1.2., П.5.4.1.3. 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 на условии нескользения канатов.

П.5.5.1. При спуске груза:

$$F_c = \rho \frac{a_c}{g} + S_1 - S_2, \text{ кгс}$$

П.5.5.2. При подъеме груза:

$$F_n = \rho \frac{a_n}{g} - S_1 + S_2, \text{ кгс}$$

П.5.5.3. При перегоне порожнего сосуда или подъеме противовеса:

$$F_{on} = \rho_0 \frac{a_{on}}{g} + S_1 - S_2 - Q_{2p}, \text{ кгс}$$

П.5.5.4. При перегоне порожнего сосуда или спуске противовеса:

$$F_{oc} = \rho_0 \frac{a_{oc}}{g} - S_1 + S_2 + Q_{2p}, \text{ кгс}$$

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 нескользения канатов F_{max} находится как минимум всех трех значений F_c, F_n, F_{on}, F_{oc} .

П.5.6. Расчет минимального значения тормозного усилия на условия переподъема.

П.5.6.1. При спуске груза:

$$F_{\text{н}} = \rho \frac{[a_c]}{g} + \Delta S + Q_{2p}, \text{ кгс}$$

где ρ является наибольшей из величин

П.5.6.2. При спуске противовеса: $\Delta S^{\text{нп}}$ и $\Delta S^{\text{пн}}$

$$F_{\text{оп}} = \rho \frac{[a_c]}{g} - \Delta S + Q_{2p}, \text{ кгс}$$

где $\Delta S = \Delta S^{\text{нп}}$

П.5.6.3. Минимальное значение тормозного усилия $F_{\text{мин}} = F_{\text{н}}$ или находится как максимум двух вычисленных величин $F_{\text{н}}$ и $F_{\text{оп}}$ при наличии противовеса.

П.5.7. Расчетное значение тормозного момента.

П.5.7.1. При

$$F_{\text{max}} \geq F_{\text{min}} \\ M_{\text{расч}} = \frac{D}{4} (F_{\text{min}} + F_{\text{max}}), \text{ кгс} \cdot \text{м}$$

П.5.7.2. При $F_{\text{max}} < F_{\text{min}}$ подъемная установка считается неудовлетворяющей условиям нескольких канатов.

П.5.7.3. Тормозной момент грузовой части тормоза.

П.5.7.3.1. Максимальный статический момент:

$$M_{\text{ст}} = \frac{D}{2} \Delta S_{\text{max}}, \text{ кгс} \cdot \text{м}$$

где ΔS_{max} - максимальная разность статических натяжений, определяемых по п.П.5.3.7. и П.5.3.8.

П.5.7.3.2. При $M_{\text{ст}} > M_{\text{расч}} / \xi$

$$M_{2p} = \xi M_{\text{ст}}$$

П.5.7.3.3. При $M_{\text{ст}} \leq M_{\text{расч}}$

$$M_{2p} = M_{\text{расч}}$$

П.5.8. Рекомендация по улучшению динамических свойств подъемной установки.

В тех случаях, когда расчетом согласно п.П.5.7. установлено, что $F_{\text{max}} < F_{\text{min}}$, 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_{2p}^* , приближенно определяемым по формуле:

$$Q_{2p}^* = Q_{2p} - \frac{1}{1 + \frac{[a_c]}{g}} \left(\rho \frac{[a_c]}{g} + \Delta S - F_{\text{max}} \right), \text{ кгс}$$

где ΔS - максимальное значение разности статических натяжений канатов при нижнем положении грузного сосуда.

П.5.8.2. Увеличить собственный вес подъемных сосудов, приняв его равным Q_c^* , приближенно определяемым по формуле:

$$Q_c^* = Q_c + Q_{зр} - \frac{P_c}{2} \cdot \frac{[a_c]}{g} \quad (\text{при } Q_c^* > Q_c), \text{ кгс}$$

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:

$$\left| \frac{H(Q_{ук} - Q_{гк})}{Q_{зр}} \right| = |K_y| \leq 0,15 \quad \text{— для двухкиповых (двухклетевых) подъемных установок}$$

$$\left| \frac{H(Q_y - Q_r)}{Q_c + Q_{зр} - Q_{пр}} \right| = |K_y| \leq 0,25 \quad \text{— для однокиповых (одноклетевых) подъемных установок}$$

где K_y — 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 нескользнения канатов.

П.5.9.1. Двухкиповая подъемная установка с машиной МК 4х4, установленной в башенной копре.

Исходные данные для расчета:

$$\begin{aligned} H_n &= 1000 \text{ м}; & l_1 &= 80 \text{ м}; & l_2 &= 20 \text{ м}; & q_{гк} &= 27 \text{ кгс/м}; \\ q_{ук} &= 26 \text{ кгс/м}; & D &= 4 \text{ м}; & D_{ш} &= 3 \text{ м}; & Q_{с1} &= 18500 \text{ кгс}; \\ Q_{с2} &= 18000 \text{ кгс}; & Q_{с20} &= 15000 \text{ кгс}; & G D_{ш} &= 36000 \text{ кгс м}^2; \\ G D_p^2 &= 0; & G D_M^2 &= 192000 \text{ кгс м}^2; & G D_y^2 &= 163000 \text{ кгс м}^2; & n_{23} &= 1; \\ \nu &= 1; & \alpha &= 195^\circ; & \mu &= 0,25; & [K] &= 1,20; & [a_c] &= 1,25 \text{ м/с}^2 \end{aligned}$$

отклоняющий лифт со стороны правого сосуда.

Расчет основных параметров подъемной установки:

$$\begin{aligned} S^I &= 2,52; & S_{с1} &= 30 \cdot 27 + (1000+20) \cdot 26 = 27830 \text{ кгс}; \\ S_{с2} &= (1000+80) \cdot 7 + 20 \cdot 26 = 28530 \text{ кгс}. \end{aligned}$$

Левый тип загрузки:

$$S_1^{62} = 27830 + 18500 + 15000 = 60830 \text{ кгс};$$

$$S_1^{112} = 28530 + 18500 + 16000 = 61030 \text{ кгс};$$

$$S_2^{bA} = 28830 + 18000 = 46830 \text{ кгс};$$

$$S_2^{HA} = 27330 + 18000 = 45330 \text{ кгс};$$

$$\Delta S^{bA} = 60830 - 46830 = 14000 \text{ кгс};$$

$$\Delta S^{HA} = 61830 - 45330 = 16500 \text{ кгс};$$

Правый склад груженный:

$$S_4^{bH} = 27330 + 18000 + 15000 = 60330 \text{ кгс};$$

$$S_4^{HH} = 28830 + 18000 + 15000 = 61830 \text{ кгс};$$

$$S_2^{bH} = 28830 + 16500 = 45330 \text{ кгс};$$

$$S_2^{HH} = 27330 + 16500 = 43830 \text{ кгс};$$

$$\Delta S^{bH} = 60330 - 45330 = 15000 \text{ кгс};$$

$$\Delta S^{HH} = 61830 - 43830 = 18000 \text{ кгс};$$

$$\text{Приведенные веса: } G = \frac{36000}{9} = 4000 \text{ кгс};$$

$$G_n = \frac{I}{16} (192000 + 168000) = 22500 \text{ кгс};$$

$$P = 22500 + 4000 + 32830 + 46830 = 125660 \text{ кгс};$$

$$P_0 = 125660 - 15000 = 110660 \text{ кгс}.$$

Остальные расчетные параметры сведены в табл. П.5.1.

Таблица П.5.1

Критерий	Обозначение	Левый сосуд груже-		Правый сосуд гру-	
		мый	мый	мый	мый
		вверху	внизу	вверху	внизу
	S_1	60830	61830	60330	61830
	S_2	46830	45330	46830	43830
	ΔS	14000	16500	13500	18000
	q_{oc}	0,3084	0,3273	0,2909	0,3095
	q_{on}	0,3095	0,2909	0,3273	0,3084
	q_n	0,4282	0,4451	0,4113	0,4261
K- критерий	q_c	0,1860	0,1684	0,1994	0,1816
	F_{oc}	37034	37355	36018	36222
	F_{on}	36222	36018	37355	37094
	F_n	42727	42727	41477	41451
	F_c	39305	39011	40154	39769
	F_{max}		36018		
	F_n		36937		35973
	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 $[a_c] = 1,5 \text{ м/с}^2$. В этом случае, пользуясь рекомендацией п. 11.58, тормозная система рассчитывается на замедление при спуске груза $[a] = 1,0 \text{ м/с}^2$. При этом $F_{\min} = \frac{1,0}{9,81} (155060 + 16500) = 30329 \text{ кгс, м}$,

$$M_{\text{расч.}} = (36018 + 30329) \frac{4}{3} = 66347 \text{ кгс.м.}$$

$$\text{Так как } M_{\text{см}} = \frac{4}{3} \cdot 16500 = 44000 \text{ кгс.м, в } M_{\text{см}} = \frac{66347}{3},$$

то принимается $M_{\text{зр}} = 3.33000 = 99000 \text{ кгс.м.}$

П 5.9.2. Односкиповая подъемная установка с машинной МК 4х4, установленной в башенном козле.

Исходные данные для расчета:

$$\begin{aligned} H_0 &= 790 \text{ м; } \ell_1 = 59 \text{ м; } \ell_2 = 15 \text{ м; } q_{\text{рк}} = 27 \text{ кгс/м; } q_{\text{ук}} = 28 \text{ кгс/м; } \\ D_0 &= 4 \text{ м; } D_{\text{МК}} = 8 \text{ м; } Q_{\text{ст}} = 19000 \text{ кгс; } Q_{\text{с2}} = Q_{\text{пр}} = 27250 \text{ кгс; } \\ Q_{\text{зр}} &= 15500 \text{ кгс; } GD_{\text{м}}^2 = 192000 \text{ кгс м}^2; GD_{\text{МК}}^2 = 54000 \text{ кгс м}^2; \\ GD_{\text{рез}}^2 &= 35000 \text{ кгс м}^2; i = 10; GD_{\text{з}}^2 = 1550 \text{ кгс м}^2; \text{отклоняющий шкив} \\ &\text{со стороны скипа.} \end{aligned}$$

Расчет основных параметров подъемной установки:

$$\gamma = 2,86; S_{01} = 59,27 + (790+15) 28 = 24183 \text{ кгс;}$$

$$S_{02} = (790 + 59) 27 + 15 \cdot 20 = 23343 \text{ кгс;}$$

$$S_1^{\text{вн}} = 24183 + 19000 + 16500 = 59683 \text{ кгс;}$$

$$S_1^{\text{ин}} = 23343 + 19000 + 16500 = 58843 \text{ кгс;}$$

$$S_2^{\text{вн}} = 23343 + 27250 = 50593 \text{ кгс;}$$

$$S_2^{\text{ин}} = 24183 + 27250 = 51833 \text{ кгс;}$$

$$\Delta S^{\text{вн}} = 59683 - 50599 = 9084 \text{ кгс;}$$

$$\Delta S^{\text{ин}} = 7460 \text{ кгс.}$$

Приведенные веса:

$$G = \frac{54000}{9} = 6000 \text{ кгс;}$$

$$C_{\text{н}} = \frac{1}{16} (192000 + 35000 + 2 \cdot 10^2 \cdot 1550) = 35562 \text{ кгс;}$$

$$P = 35562 + 6000 + 59683 + 50593 = 149738 \text{ кгс;}$$

$$P_0 = 149738 - 16500 = 133238 \text{ кгс.}$$

Остальные расчетные параметры сведены в табл. П.5.2.

Таблица П.5.2

критерий	Обозначение	Сосуд сверху	Сосуд внизу
	S_1	69633	58648
	S_2	50393	51383
	ΔS	9040	7460
	a_{oc}/g	0,2329	0,2181
	a_{on}/g	0,3796	0,3934
	a_n/g	0,815	0,3600
	a_c/g	0,2418	0,2548
К- критерий	F_{oc}	58506	36116
	F_{on}	43138	43390
	F_n	46607	42300
	F_c	46265	45634
	F_{max}		38116
	F_n, F_{on}	27840	30369
	F_{min}		30369

Всегошний тормозной момент:

$$M_{расч} = (30369 + 38116) \frac{g}{g} = 68485 \text{ кгс м.}$$

Так как $N_{cm} = \frac{g}{g} 5040 = 18080 \text{ кгс м}$ и $M_{cm} \leq \frac{68485}{g}$, то принимается $M_{зр} = 68485 \text{ кгс м.}$

Приложение 6.

ПРОВЕРОЧНЫЙ РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ НА ТЕПЛОСВОЙ РЕЖИМ

П.6.1. Расчетные данные.

а) Для семипериодной диаграммы.

Продолжительность периода первоначального ускоренного хода, а также периода замедления в конце движения (при остановке):

$$t_1 = \frac{v_1}{a_1}, \text{ с} \quad (\text{П.6.1})$$

$$t_7 = \frac{v_2}{a_4}, \text{ с} \quad (\text{П.6.2})$$

Путь в период первоначального ускоренного хода, а также при замедлении в конце движения:

$$h_1 = \frac{a_1 t_1^2}{2}, \text{ м} \quad (\text{П.6.3}) \quad h_7 = \frac{a_4 t_7^2}{2}, \text{ м} \quad (\text{П.6.4})$$

Путь в период первоначального равномерного хода, а также в период равномерного хода перед остановкой:

$$h_2 = h_{кр} - h_1, \text{ м} \quad (\text{П.6.5}) \quad h_6 = h_{кр} - h_7, \text{ м} \quad (\text{П.6.6})$$

Период первоначального равномерного хода, а также период равномерного хода перед остановкой:

$$t_2 = \frac{h_2}{v_1}, \text{ с} \quad (\text{П.6.7}) \quad t_6 = \frac{h_6}{v_2}, \text{ с} \quad (\text{П.6.8})$$

Продолжительность периода основного ускоренного хода:

$$t_3 = \frac{[V_{доп}] - v_1}{a_2}, \text{ с} \quad (\text{П.6.9})$$

Путь, пройденный в период основного ускоренного хода:

$$h_3 = \frac{[V_{доп}] + v_1}{2} t_3, \text{ м} \quad (\text{П.6.10})$$

Продолжительность периода основного замедления:

$$t_5 = \frac{[V_{доп}] - v_2}{a_3}, \text{ с} \quad (\text{П.6.11})$$

Путь, пройденный в период основного замедления:

$$h_5 = \frac{[V_{доп}] + v_2}{2} \cdot t_5, \text{ с} \quad (\text{П.6.12})$$

Путь, пройденный огибом в период равномерного хода при максимально допустимой скорости:

$$H_p = H_n - (h_1 + h_2 + h_3 + h_5 + h_6 + h_7), \text{ м} \quad (\text{п. 6.13})$$

Продолжительность периода равномерного хода при максимальной допустимой скорости:

$$T_p = \frac{H_p}{[V_{дон}]} , \text{ с} \quad (\text{п. 6.14})$$

б) Для нестационарной диаграммы.

Продолжительность периода ускоренного хода при выходе схода из разгрузочных кривых:

$$t_1 = \frac{2h_1}{V_1'} , \text{ с} \quad (\text{п. 6.15})$$

Продолжительность периода основного ускорения:

$$t_2 = \frac{[V_{дон}] - V_1}{a_2} , \text{ с} \quad (\text{п. 6.16})$$

Путь, пройденный в период основного ускорения:

$$h_2 = \frac{[V_{дон}] + V_1}{2} \cdot t_2 , \text{ м} \quad (\text{п. 6.17})$$

Продолжительность периода основного замедления:

$$t_4 = \frac{[V_{дон}] - V_2}{a_3} , \text{ с} \quad (\text{п. 6.18})$$

Путь, пройденный в период основного замедления:

$$h_4 = \frac{[V_{дон}] + V_2}{2} \cdot t_4 , \text{ м} \quad (\text{п. 6.19})$$

Продолжительность отсоянения:

$$t_6 = \frac{V_2}{a_4} , \text{ с} \quad (\text{п. 6.20})$$

Путь отсоянения:

$$h_6 = \frac{a_4 \cdot t_6^2}{2} , \text{ м} \quad (\text{п. 6.21})$$

Путь равномерного движения на схода в разгрузочных кривых

$$h_5 = h_{кр} - h_6 , \text{ м} \quad (\text{п. 6.22})$$

Продолжительность движения на схода:

$$t_5 = \frac{h_5}{V_2} , \text{ с} \quad (\text{п. 6.23})$$

Путь, пройденный скипом в период равномерного хода при максимальной допустимой скорости:

$$H_p = H_n - (h_1 + h_2 + h_4 + h_5 + h_6), \text{ м} \quad (\text{П.6.24})$$

Продолжительность периода равномерного хода при максимальной допустимой скорости:

$$T_p = \frac{H_p}{[V_{\text{доп}}]}, \text{ с}$$

П.6.2. Приведенный вес подъемной установки.

Приведенный вес подъемной машины:

$$G_{\delta} = \frac{GD_{\delta}^2 \cdot n_{\text{ш}}}{D_{\delta}^2}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.25})$$

где GD_{δ}^2 — маховый момент машины (без редуктора, электродвигателей, кабелей и копровых шкивов), кгс.м²; определяется по табл. П.4.

Приведенный вес направляющих (отклоняющих) копровых шкивов:

$$G_{\text{шк}} = n_{\text{шк}} \frac{GD_{\text{шк}}^2}{D_{\delta}^2}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.26})$$

где $GD_{\text{шк}}^2$ — маховый момент копрового шкива, кгс.м²; определяется по табл. П.4.

$n_{\text{шк}}$ — количество направляющих (отклоняющих) шкивов:

Приведенный вес ротора электродвигателя:

- для редукторного электропривода:

$$G_{\text{рот}} = n_{\text{дв}} \frac{GD_{\text{рот}}^2}{D_{\delta}^2} \cdot i^2, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.27})$$

где $GD_{\text{рот}}^2$ — маховый момент ротора электродвигателя, кгс.м²; определяется по табл. П.4.

$n_{\text{дв}}$ — число одновременно работающих электродвигателей;

i — передаточное отношение.

- для безредукторного электропривода

$$G_{\text{рот}} = n_{\text{дв}} \frac{GD_{\text{рот}}^2}{D_{\delta}^2}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.28})$$

Приведенный вес редуктора:

$$G_{\text{ред}} = \frac{GD_{\text{ред}}^2}{D_{\delta}^2}, \text{ кгс} \quad (\text{П.6.29})$$

где $GD_{\text{ред}}^2$ — маховый момент редуктора, кгс.м²; определяется по табл. П.4.

Вес поступательно движущихся частей (уравновешенная система):

- для двухсклопового подъема

$$G_{\text{пост}} = Q_{\text{рр}} + 2Q_{\text{м}} + n_{\text{гк}} \cdot q_{\text{гк}} \cdot L_{\text{гк}} + n_{\text{ук}} \cdot q_{\text{ук}} \cdot L_{\text{ук}}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.30})$$

- для односклопового с противовесом

$$G_{\text{пост}} = Q_{\text{рр}} + Q_{\text{м}} + Q_{\text{прот}} + n_{\text{гк}} \cdot q_{\text{гк}} \cdot L_{\text{гк}} + n_{\text{ук}} \cdot q_{\text{ук}} \cdot L_{\text{ук}}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.31})$$

Вес поступательно движущихся частей (неуравновешенная система).

- для двухсклопового подъема

$$G_{\text{пост}} = Q_{\text{рр}} + 2Q_{\text{м}} + n_{\text{гк}} \cdot q_{\text{гк}} \cdot L_{\text{гк}}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.32})$$

- для односклопового подъема в условиях подъема грузевого скипа

$$G_{\text{пост}} = Q_{\text{рр}} + Q_{\text{м}} + Q_{\text{прот}} + n_{\text{гк}} \cdot q_{\text{гк}} \cdot L_{\text{гк}}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.33})$$

- для односклопового подъема в условиях подъема противовеса:

$$G_{\text{пост}}^i = Q_{\text{м}} + Q_{\text{прот}} + n_{\text{гк}} \cdot q_{\text{гк}} \cdot L_{\text{гк}}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.34})$$

П. 6.3. Масса движущихся элементов подъемной системы, приведенная к окружности навивки:

при подъеме груза

$$M = \frac{\sum G}{g}, \frac{\text{кгс} \cdot \text{с}^2}{\text{м}} \quad (\text{П. 6.35})$$

при подъеме противовеса

$$M^i = \frac{\sum G^i}{g}, \frac{\text{кгс} \cdot \text{с}^2}{\text{м}} \quad (\text{П. 6.36})$$

где

$$g = 9,81 \text{ м/с}^2$$

$$\sum G = G_{\text{с}} + G_{\text{шк}} + G_{\text{рот}} + G_{\text{ред}} + G_{\text{пост}}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.37})$$

$$\sum G^i = G_{\text{с}} + G_{\text{шк}} + G_{\text{рот}} + G_{\text{ред}} + G_{\text{пост}}^i, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.38})$$

П. 6.4. Расчет движущихся усилий на окружности органа навивки.

П. 6.4.1. Для уравновешенной системы односклопового с противовесом многоканатного (одноканатного) подъема (шести-периодная диаграмма)

а) При подъеме скипа.

Усилия в начале и в конце периода первоначального ускорения при движении скипа в разгрузочных кривых:

$$F_1 = F_2 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + M a_1, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.39})$$

Условия в начале и в конце периода основного ускорения:

$$F_3 = F_4 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + M a_2, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.40})$$

Условия в начале и в конце периода равномерной скорости:

$$F_5 = F_6 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.41})$$

Условия в начале и в конце основного замедления:

$$F_7 = F_8 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} - M \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.42})$$

Условия в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_9 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.43})$$

Условия в конце периода дотяжки грузового скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{10} = 0,85 \frac{Q_{гр}}{2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.44})$$

Условия в конце подъема:

$$F_{11} = F_{12} = 0,6 \frac{Q_{гр}}{2} - M a_4, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.45})$$

б) При подъеме противовеса.

Условия в начале и в конце периода ускоренного подъема в разгрузочных кривых:

$$F'_1 = F'_2 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + M' a_1, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.46})$$

Условия в начале и в конце периода основного ускорения:

$$F'_3 = F'_4 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + M' a_2, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.47})$$

Условия в начале и в конце периода равномерной скорости:

$$F'_5 = F'_6 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.48})$$

Условия в начале и в конце основного замедления:

$$F'_7 = F'_8 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} - M' a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.49})$$

Условия в начале и в конце периода дотяжки противовеса при рав-

номером движения с малой скоростью:

$$F_9' = F_{10}' = 1,15 \frac{Q_{\text{н}}}{2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 50})$$

Усилие в конце подъема противовеса:

$$F_{11}' = F_{12}' = 1,15 \frac{Q_{\text{гр}}}{2} \cdot M_{a_3}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 51})$$

П. 6. 4. 2. Для неравномерной системы однооплывного с противовесом одноканатного подъема (шести-периодная диаграмма).

а) Для подъема скипа.

Усилие в начале подъема:

$$F_1 = 1,15 \frac{Q_{\text{н}}}{2} + q_{\text{гк}} H_{\text{н}} + M_{a_1}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 52})$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2 = 1,15 \frac{Q_{\text{н}}}{2} + q_{\text{гк}} (H_{\text{н}} - 2h_1) + M_{a_1}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 53})$$

Усилие в начале периода основного ускорения:

$$F_3 = 1,15 \frac{Q_{\text{н}}}{2} + q_{\text{гк}} (H_{\text{н}} - 2h_1) + M_{a_2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 54})$$

Усилие в конце периода основного ускорения:

$$F_4 = 1,15 Q_{\text{н}} + q_{\text{гк}} [H_{\text{н}} - 2(h_1 + h_2)] + M_{a_2}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 55})$$

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_5 = 1,15 \frac{Q_{\text{н}}}{2} + q_{\text{гк}} [H_{\text{н}} - 2(h_1 + h_2)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 56})$$

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_6 = 1,15 \frac{Q_{\text{ср}}}{2} + q_{\text{гк}} [H_{\text{н}} - 2(h_1 + h_2 + H_{\text{р}})], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 57})$$

Усилие в начале периода основного замедления:

$$F_7 = 1,15 \frac{Q_{\text{ср}}}{2} + q_{\text{гк}} [H_{\text{н}} - 2(h_1 + h_2 + H_{\text{р}})] \cdot M_{a_3}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 58})$$

Усилие в конце периода основного замедления:

$$F_8 = 1,15 \frac{Q_{\text{ср}}}{2} + q_{\text{гк}} [H_{\text{н}} - 2(h_1 + h_2 + H_{\text{р}} + h_4)] \cdot M_{a_3}, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6. 59})$$

Усилие в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_9 = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + H_p + h_4)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.60})$$

Усилие в конце периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{10} = 0,85 \frac{Q_{гр}}{2} - q_{гк} (H_n - 2 \cdot 0,5), \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.61})$$

Усилие в конце подъема скипа:

$$F_{11} = F_{12} = 0,6 \frac{Q_{гр}}{2} - q_{гк} H_n - M \cdot a_4, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.62})$$

б) При подъеме противогеса.

Усилие в начале подъема:

$$F_1' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} H_n + M' \cdot a_1, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.63})$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} (H_n - 2h_1) + M' \cdot a_1, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.64})$$

Усилие в начале периода основного ускорения:

$$F_3' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} (H_n - 2h_1) + M' \cdot a_2, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.65})$$

Усилие в конце периода основного ускорения:

$$F_4' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2)] + M' \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.66})$$

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_5' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.67})$$

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_6' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + H_p)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.68})$$

Усилие в начале периода основного замедления:

$$F_7' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + H_p)] - M' \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.69})$$

Усилие в конце периода основного замедления:

$$F_8' = 1,15 \frac{Q_{гр}}{2} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + H_p + h_4)] - M' \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.70})$$

Усилие в начале периода дотяжки при равномерном движении:

$$F_9' = 1,15 \frac{Q_{\text{п}}}{2} + q_{\text{гк}} [H_{\text{п}} - 2(h_1 + h_2 + H_{\text{р}} + h_4)], \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.71})$$

Условия в конце периода дотяжки при равномерном движении:

$$F_{10}' = 1,15 \frac{Q_{\text{п}}}{2} - q_{\text{гк}} (H_{\text{п}} - 2 \cdot 0,5), \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.72})$$

Условия в конце подъема противовеса:

$$F_{11}' = F_{12}' = 1,15 \frac{Q_{\text{п}}}{2} - q_{\text{гк}} H_{\text{п}} - M \cdot a_4, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.73})$$

П. 6.4.3. Для уравновешенной системы двухопового многоканального (одноканатного) подъема (семипериодная диаграмма).

Условия в начале и в конце периода первоначального ускоренного хода:

$$F_1 = F_2 = 1,15 Q_{\text{ср}} + M \cdot a_1, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.74})$$

Условия в начале и в конце периода первоначального равномерного хода:

$$F_3 = F_4 = 1,15 Q_{\text{п}}, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.75})$$

Условия в начале и в конце периода основного ускорения:

$$F_5 = F_6 = 1,15 (Q_{\text{ср}} + M \cdot a_2), \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.76})$$

Условия в начале и в конце периода равномерной скорости:

$$F_7 = F_8 = 1,15 Q_{\text{п}}, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.77})$$

Условия в начале и в конце периода основного замедления:

$$F_9 = F_{10} = 1,15 Q_{\text{п}} - M \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.78})$$

Условия в начале и в конце периода дотяжки ошня в разгрузочные кривых при равномерном движении:

$$F_{11} = F_{12} = 1,15 \cdot Q_{\text{п}}, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.79})$$

Условия в конце подъема:

$$F_{13} = F_{14} = 0,6 Q_{\text{п}} - M \cdot a_4, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.80})$$

П. 6.4.4. Для неуравновешенной системы двухопового одноканатного подъема (семипериодная диаграмма)

Условия в начале подъема:

$$F_1 = 1,15 Q_{\text{п}} + q_{\text{гк}} H_{\text{п}} + M \cdot a_1, \text{ кгс} \quad (\text{п. 6.81})$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} (H_n - 2h_1) + M \cdot a_1, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.82})$$

Усилие в начале равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_3 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} (H_n - 2h_1), \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.83})$$

Усилие в конце равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_4 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.84})$$

Усилие в начале основного ускорения:

$$F_5 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2)] + M \cdot a_2, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.85})$$

Усилие в конце основного ускорения:

$$F_6 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3)] + M \cdot a_2, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.86})$$

Усилие в начале периода равномерной скорости:

$$F_7 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.87})$$

Усилие в конце периода равномерной скорости:

$$F_8 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.88})$$

Усилие в начале основного замедления:

$$F_9 = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p)] - M \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.89})$$

Усилие в конце основного замедления:

$$F_{10} = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p + h_5)] - M \cdot a_3, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.90})$$

Усилие в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{11} = 1,15 Q_{rp} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p + h_5)], \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.91})$$

Усилие в конце периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{12} = 0,85 Q_{ГР} - q_{ГК} (H_{п} - 2 \cdot 0,5), \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.92})$$

Усилие в начале стопорения:

$$F_{13} = 0,6 Q_{ГР} - q_{ГК} (H_{п} - 2 \cdot 0,5) - M \cdot a_4, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.93})$$

Усилие в конце подъема:

$$F_{14} = 0,6 Q_{ГР} - q_{ГК} H_{п} - M \cdot a_4, \text{ кгс} \quad (\text{П. 6.94})$$

П. 6.4.5. Сумма произведений квадратичных усилий на время периода, в течение которого они создается.

а) Для односкиповой с противовесом многоканатной (одноканатной) подъемной установки (шестипериодная диаграмма):

- уравновешенная система

$$\begin{aligned} \Sigma F^2 t = & F_1^2 t_1 + F_3^2 t_2 + F_5^2 T_p + F_7^2 t_4 + (F_9^2 + F_{10}^2) \frac{t_5}{2} + \\ & + F_{11}^2 t_6 + (F_1^1)^2 \cdot t_1 + (F_3^1)^2 \cdot t_2 + (F_5^1)^2 \cdot T_p + (F_7^1)^2 \cdot t_4 + \\ & + (F_9^1)^2 \cdot t_5 + (F_{11}^1)^2 \cdot t_6, \text{ кгс}^2 \cdot \text{с} \end{aligned} \quad (\text{П. 6.95})$$

- неуровновешенная система

$$\begin{aligned} \Sigma F^2 t = & (F_1^2 + F_2^2) \frac{t_1}{2} + (F_3^2 + F_4^2) \frac{t_2}{2} + (F_5^2 + F_5 \cdot F_6 + F_6^2) \frac{T_p}{3} + \\ & + (F_7^2 + F_8^2) \frac{t_4}{2} + (F_9^2 + F_{10}^2) \frac{t_5}{2} + (F_{11}^2 + F_{12}^2) \frac{t_6}{2} + \\ & + (F_1^{12} + F_2^{12}) \frac{t_1}{2} + (F_3^{12} + F_4^{12}) \frac{t_2}{2} + (F_5^{12} + F_5^1 \cdot F_6^1 + F_6^{12}) \frac{T_p}{3} + \\ & + (F_7^{12} + F_8^{12}) \frac{t_4}{2} + (F_9^{12} + F_{10}^{12}) \frac{t_5}{2} + (F_{11}^{12} + F_{12}^{12}) \frac{t_6}{2}, \text{ кгс}^2 \cdot \text{с} \end{aligned} \quad (\text{П. 6.96})$$

б) Для двухскиповой многоканатной (одноканатной) подъемной установки (семипериодная диаграмма)

- уравновешенная система

$$\begin{aligned} \Sigma F^2 t = & F_1^2 t_1 + F_3^2 t_2 + F_5^2 t_3 + F_7^2 T_p + F_9^2 t_5 + \\ & + F_{11}^2 t_6 + F_{13}^2 t_7, \text{ кгс}^2 \cdot \text{с} \end{aligned} \quad (\text{П. 6.97})$$

- неуровновешенная система

$$\Sigma F^2 t = (F_1^2 + F_2^2) \frac{t_1}{2} + (F_3^2 + F_3 \cdot F_4 + F_4^2) \frac{t_2}{3} +$$

$$\begin{aligned}
 &+ (F_6^2 + F_6^2) \frac{t_3}{2} + (F_7^2 + F_7 F_8 + F_8^2) \frac{t_4}{3} + \\
 &+ (F_9^2 + F_{10}^2) \frac{t_5}{2} + (F_{11}^2 + F_{11} F_{12} + F_{12}^2) \frac{t_6}{3} + \\
 &+ (F_{13}^2 + F_{14}^2) \frac{t_7}{2}, \text{ кгс}^2 \cdot \text{с}
 \end{aligned}
 \tag{П.6.98}$$

6.5. Эквивалентная продолжительность цикла.

6.5.1. Для односклопной с противовесом многоканатной (одноканатной) подъемной установки (шестипериодная диаграмма):

-при асинхронном электроприводе

$$T_{3\text{эф}} = 0,5 [2(t_1 + t_2 + t_4 + t_5 + t_6)] + 2T_p + 0,25 \cdot 2t_n, \text{ с}$$

-при электроприводе постоянного тока

(П.6.99)

$$T_{3\text{эф}} = 2(t_1 + t_2 + t_4 + t_5 + t_6) + 2T_p + 2t_n, \text{ с} \tag{П.6.100}$$

6.5.2. Для двухсклопной многоканатной (одноканатной) подъемной установки (семипериодная диаграмма):

$$\begin{aligned}
 T_{3\text{эф}} &= 0,5 [2(t_1 + t_2 + t_3 + t_5 + t_6 + t_7)] + \\
 &+ 2T_p + 0,25 \cdot 2t_n, \text{ с}
 \end{aligned}
 \tag{П.6.101}$$

при электроприводе постоянного тока

$$T_{3\text{эф}} = 2(t_1 + t_2 + t_3 + t_5 + t_6 + t_7) + 2T_p + 2t_n, \text{ с} \tag{П.6.102}$$

эффективное движущееся усилие на окружности навивки

$$F_{3\text{эф}} = \sqrt{\frac{\sum F^2 \cdot t}{T_{3\text{эф}}}}, \text{ кгс} \tag{П.6.103}$$

6.7. Величина допускаемого перегруза в период пуска

$$\gamma = \frac{F_{\text{max}}}{F_{3\text{эф}}}, \tag{П.6.104}$$

где F_{max} - наибольшее в течение цикла усилие по диаграмме 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 комплексом шахты состоит из двух подъемных установок, работающих в одном отвале (рис. П.7.1). В течение отвала разрабатывались четыре сдвига грузоподъемностью 8 тс (рис. П.7.2).

Отвал окупит для выдачи угля с горизонтов 204 м и 56I м.

Необходимо произвести расчет производительности подъемной установки, работавшей по выдаче угля с горизонта 56I м (северный раздел армпроектирования отвала), а также разработать мероприятия по увеличению ее производительности до 9000 тс/сутки с учетом того, что скипы будут использоваться как для выдачи угля, так и породы. И при этом определить затраты на осуществление мероприятий.

Таблица П.7.1

Необходимые данные для расчета

Наименование параметров	Обозначение		Единица измерения		Значение
	1	2	3	4	
1. Экономико-технологические параметры.					
1.1. Фактическая суточная производительность шахты по выдаче горной массы с горизонта 56I м	$U_{\text{факт}}$	тс/сутки			4000
1.2. Требуемая суточная производительность шахты по выдаче горной массы с горизонта 56I м	$U_{\text{треб}}$	тс/сутки			9000
1.3. Глубина отвала	$H_{\text{отв}}$	м			606
2. Нормативно-технические параметры.					
2.1. Число выходных дней в течение года	$T_{\text{вых}}$	дни			52
2.2. Число праздничных дней в течение года	$T_{\text{пр}}$	дни			10
2.3. Затраты времени на техническое обслуживание и ремонт подъемного комплекса, требующие целодневной остановки	$T_{\text{нп}}$	дни			46

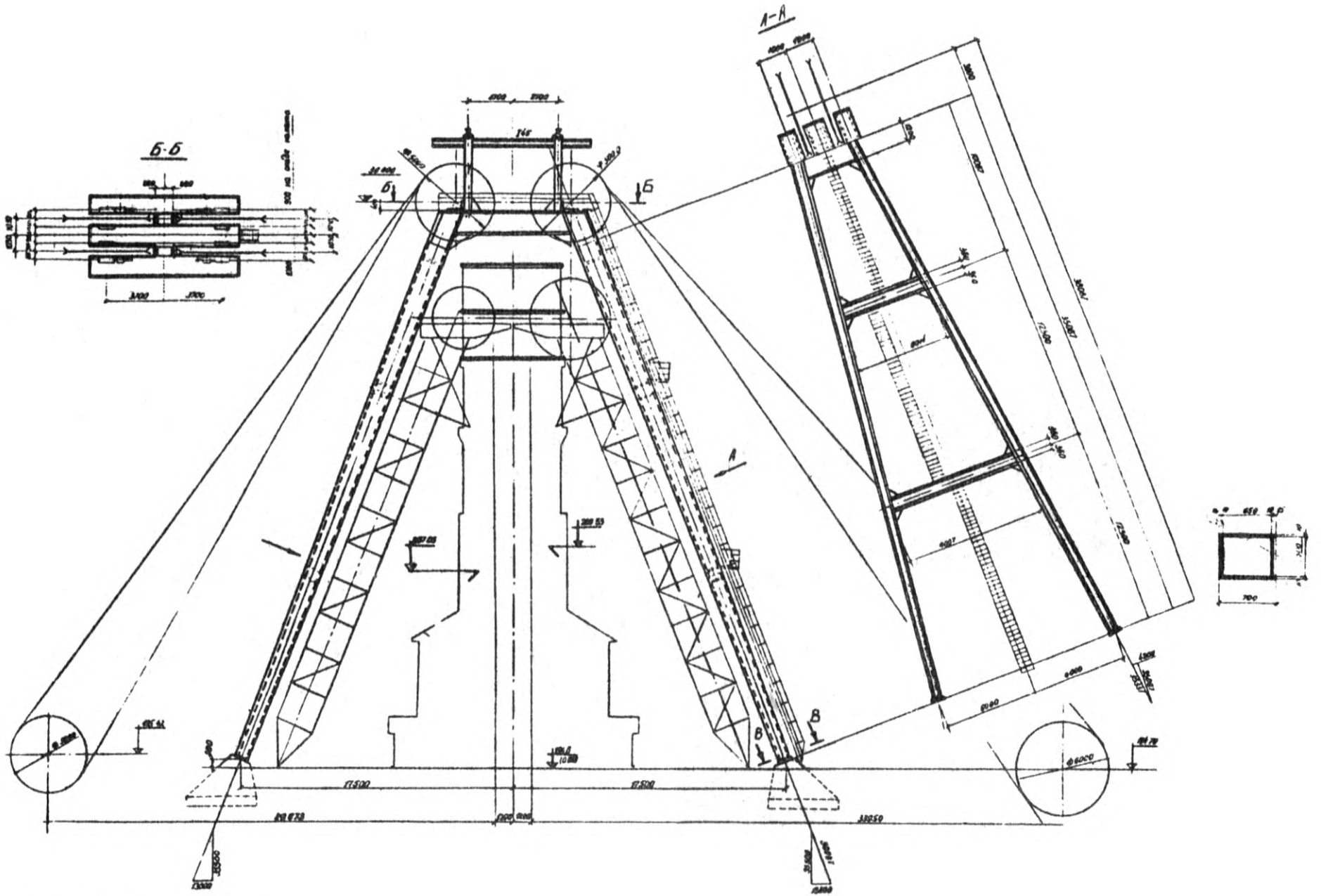


Рис. П.7. I. Схема подъема

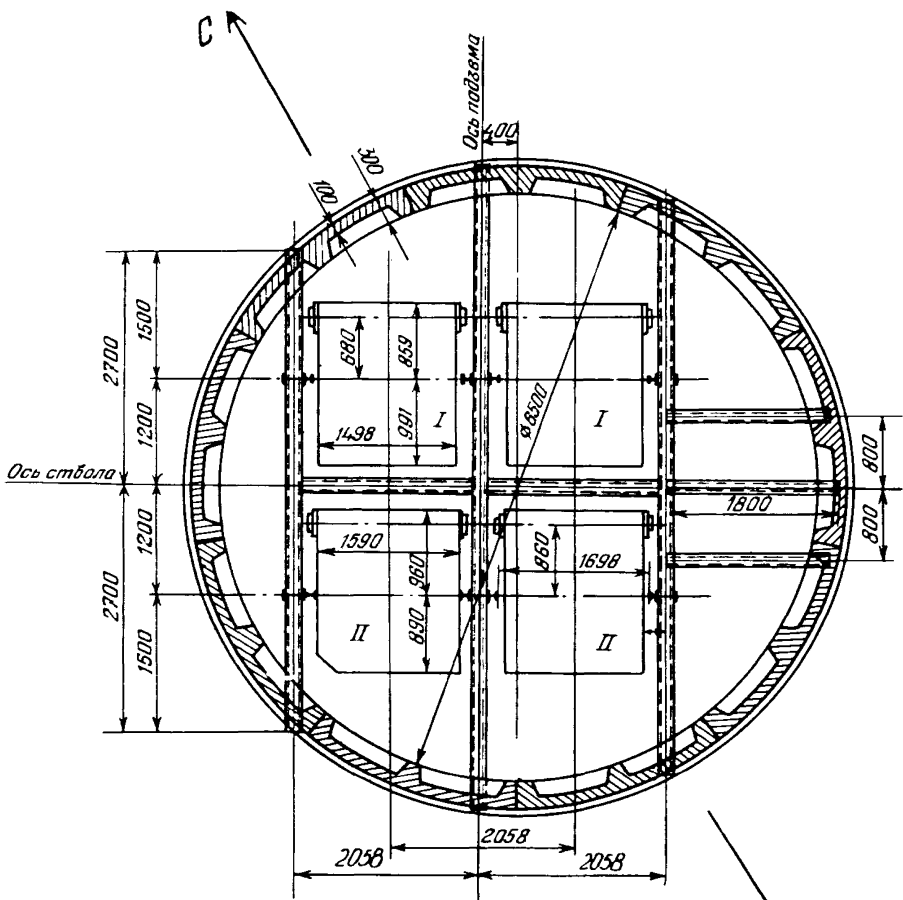


Рис. П.7.2. *Сечение ствoла существующее*

I	2	3	4
2.4. Затраты времени на ремонт крепления ствола, требующий целосуточной остановки подъемы	Т _{нр}	дня	10
2.5. Число смен по добыче угля	п _{см}	смен	8
2.6. Продолжительность ежегодного технического обслуживания	t _{см}	мес	90
2.7. Допустимое значение отношения диаметра барабана подъемной машины к диаметру головного каната	[ρ]		80
2.8. Предельно допустимое временное сопротивление проволок каната на разрыв	[σ_p]	кгс/мм ²	160
2.9. Кинематические параметры			
2.9.1. 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	0,8
2.9.4. Замедление при оптопорении	a ₄	м/с ²	0,8
2.9.5. Скорость выхода скипов из разгрузочных кривых	v ₁	м/с	1,2
2.9.6. Скорость в ходе в разгрузочные кривые	v ₂	м/с	0,5
3. Геометрические параметры			
3.1. Высота копра	H _к	м	29
3.2. Высота переподема	h _{пп}	м	2,5
3.3. Расстояние по вертикали от нулевой отметки до верхней кромки приемного бункера	h _{разр}	м	14
3.4. Расстояние по вертикали от отметки отвального горизонта до нижней кромки загрузочного бункера	h _{загр}	м	12
3.5. Превышение уровня разгрузочного лотка скипа над верхней кромкой приемного бункера	Δ_1	м	0,35

	1	2	3	4
3.6. Разрывные условия нижней кромки загрузочного бункера над загрузочным окном скважины	A_2	м		0,85
3.7. Высота отвала до отвального горизонта	$H_{ш}$	м		861
4. Параметры подъемной машины.				
4.1. Тип подъемной машины	ЭИХЛ-8			
4.2. Диаметр барабана	D_B	м		4,0
4.3. Ширина барабана	B	м		4,0
4.4. Максимальное допустимое шаг вырезки	$[t_{нар}]$	мм		52
4.5. Максимальное допустимое диаметр головного каната	$[d_{2к}]$	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	$[S]$	кге		22000
4.9. Максимально допустимая разность статических натяжений головок канатов	$[\Delta S]$	кге		14700
4.10. Моховый момент инерции вращающихся элементов машины, приведенный к коренному валу	$(GD^2)_M$	кге.м ²		360000
4.11. Регламентированный объем здания подъемной машины	$[V_{об}]$	м ³		8500
5. Параметры электродвигателя.				
5.1. Тип	ДЛФ-29С6-16			
5.2. Количество				1
5.3. Мощность	$N_{дв}$	кВт		1000
5.4. Число оборотов	$n_{дв}$	об/мин		375
5.5. Коэффициент перегрузочной способности электродвигателя	γ			2,2
5.6. Моховый момент инерции ротора электродвигателя	$(GD^2)_{дв}$	кге.м ²		9200

I	2	3	4
6. Параметры редуктора			
6.1. Тип	2ЦО-18		
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	$[i]$		10,5
6.5. Момент инерции вращающихся элементов редуктора, приведенный к его тихоходному валу	$(GD^2)_p$	кгс.м ²	90000
7. Параметры головных канатов			
7.1. ГОСТ	ГОСТ 7668-80		
7.2. Диаметр голового каната	$d_{гк}$	мм	23
7.3. Вес I погоняного метра	$q_{гк}$	кгс/м	4,15
7.4. Разрывное усилие каната	$Q_{сум}$	кгс	66000
8. Параметры тросовых шкивов			
8.1. Тип шкива	ЕК-1		
8.2. Диаметр шкива	$D_{к.шк}$	мм	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	152000
8.5. Момент инерции вращающегося шкива, приведенный к собственной оси вращения	$(GD^2)_{к.шк}$	кгс.м ²	34200
9. Параметры скипов			
9.1. Тип скипа	2-Н9,5-1		
9.2. Высота скипа	Q_M	м ³	3,5
9.3. Грузоподъемность скипа	$Q_{гп}$	кгс	8000
9.4. Вес скипа с прицепным устройством	Q_c	кгс	10200
9.5. Общий вес скипа с грузом	Q_k	кгс	18700
9.6. Размер поперечного сечения скипа в плоскости, перпендикулярной плоскости проведения	A_c	мм	1,85

	1	2	3	4
9.7. Размер поперечного сечения скрепы в плоскости, параллельной плоскости проводников	B_c	м		1,54
9.8. Высота скрепы без прицепного устройства	h_c^i	м		3,8
9.9. Высота скрепы с прицепным устройством	h_c	м		8,7
9.10. Общая пауза на загрузку разгрузку скрепы	t_n	с		10
9.11. Моменты инерции грузевого скрепы:				определяются расчетом согласно приложению 3
- относительно центральной горизонтальной оси, перпендикулярной плоскости проводников	J_y	кгс.м ²		
- относительно центральной горизонтальной оси, лежащей в плоскости проводников	J_x	кгс.м ²		-"
- относительно центральной вертикальной оси	J_0	кгс.м ²		-"
9.12. Мультиплекторы частот поворотных колебаний:				
лобовых	λ_y^2 λ_x^2 λ_0^2			3,101
боковых				3,143
в горизонтальной плоскости				1,597
9.13. Расстояние по вертикали между ластями направляющими	$L_{нап}$	см		1190
10. Параметры схемы армировки.				
10.1. Шаг армировки	$h_{ар}$	см		417
10.2. Ширина колеи	S_k	см		200
10.3. Расстояние от оси подвески до плоскости, проходящей через лобовые поверхности проводящих (односторонних)	$S_{под}$	см		99
10.4. Материал крепи	бетон			
10.5. Проводящие				
10.5.1. Тип	РЗВ			
10.5.2. Моменты инерции:				
лобовой	J_A	см ⁴		1222

I	2	3	4
боковой	δ_5	см ⁴	209
Ю.Б.3. Площадь сечения	$F_{др}$	см ²	49,1
Ю.Б.4. Иное сечение требо- ваний ПБ	$\delta_1 = \delta_5$	см	0,0
Ю.6. Раострели			
Ю.6.1. Тип	двутавр. В 24		
Ю.6.2. Момент инерции	J_y	см ⁴	3800
Ю.6.3. Площадь сечения	F_p	см ²	37,5
Ю.6.4. Тактический вынос	δ_p	см	0,01
Ю.6.5. Глубина заделки концов раострелов в крель ствола	t_p	см	50
I. Объемы, выполняемых работ при модернизации оконного под- ема ¹⁾			
II.7. Строительные работы			
II.1.1. Объем, разрабатываемого котлована под установку копра	V_k	м ³	120
II.1.2. Объем устраниваемого фунда- мента под копер	$V_{ф}$	м ³	110
II.1.3. Объем разбираемой кирпич- ной стены здания подъемной машины	$V_{р.с.}$	м ³	33,3
II.1.4. Объем разбираемого фунда- мента здания подъемной машины	$V_{р.ф.}$	м ³	150
II.1.4. Объем устанавливаемого фун- дамента под редуктор и электродвигатель	$V_{у.ф.}$	м ³	180
I.1.5. Строительный объем при- стройки к зданию подъемной машины	$V_{пр}$	м ³	2600
II.1.6. Площадь устраниваемых полов	$S_{пол}$	м ²	114
II.1.7. Количество долбления лунок в бетонной крель ствола	$n'_{лун}$	шт	580
II.1.8. Количество раздельяемых и заделываемых лунок в существ- ующем ярусе армировки ствола	$n_{лун}$	шт	1305
II.1.9. Длина раострелов в существующем			

	1	2	3	4
нем ярус армировка		$V_{рас}$ м		26,5
II.1.10. Число зажимных стоек в осевом ярусе армировки		$P_{ск}$ шт		8
II.1.11. Объем разборки железобетонных т. Зингов в стволе для расширения камеры загрузочного устройства		$V_{ст}$ м ³		7
II.1.12. Объем проколения загрузочной камеры		$\Delta V_{з.к.}$ м ³		70
II.1.13. Объем временного крепления камеры загрузочного устройства		$V_{в.р.к.}$ м ³		16
II.1.14. Объем постоянного крепления загрузочной камеры		$V_{п.кр.}$ м ³		16
II.1.15. Объем утрачиваемого бетонного пола в загрузочной камере		$V_{пол}$ м ³		8
II.2. Монтажно-демонтажные работы				
II.2.1. Вес устанавливаемого копра		$P'_{копр}$ т		110
II.2.2. Вес зажимяемого копра		$P_{копр}$ т		86
II.2.3. Вес приспособлений из металлоконструкций для безопасной работы действующего подъема		$P_{присп.}$ т		20
II.2.4. Вес устанавливаемых опорных металлоконструкций для замены подъемной машины		$P_{метал.}$ т		17,05
II.2.5. Вес устанавливаемых мет. для-ческих перемычек над проемами для установки машин 2Ц-6х2,4		$P_{м.п.}$ т		5,07
II.2.6. Длина расстрелов в проектируемом ярусе		$V'_{рас}$ м		15
II.2.7. Вес устанавливаемого загрузочного устройства		$P'_{з.у.}$ т		26
II.2.8. Вес заменяемого загрузочного устройства		$P_{з.у.}$ т		20
II.2.9. Вес устанавливаемого штат-теля ПД-8		$P_{п.}$ т		10,165

I	2	3	4
II.2.10. Вес устлавляемых разгрузочных кривых	P _{р.к.} ¹ то		15
II.2.11. Вес демонтируемых разгрузочных кривых	P _{р.к.} то		10
х) Определены основной проработкой			
12. Столбовые параметры ^{хх)}			
12.1. Строительные работы			
12.1.1. Разработка I м ³ грунта	K _к руб		2,04
12.1.2. Устройство I м ³ фундамента, бетон М100	K _ф руб		23,3
12.1.2. Разборка I м ³ кирпичной стены	K _{р.с.} руб.		4,23
12.1.3. Разборка I м ³ бетонного фундамента, бетон М100	K _{р.ф.} руб		13,5
12.1.4. Устройство I м ² полов из металлических плиток	K _{пол} руб		4,02
12.1.5. Сооружение I м ³ отстойного объема для подземных машин	K _{с.в.} руб.		12
12.1.6. Разборка I м ³ железобетонных глыб в стволе	K _{р.ст} руб		9,01
12.1.7. Прохождение I м ³ загрузочной камеры	K _{пр} руб		7,15
12.1.8. Временное крепление I м ³ загрузочной камеры	K _{в.кр} руб		6,48
12.1.9. Постоянное крепление I м ³ загрузочной камеры, толщина стеньги 400 мм	K _{п.кр} руб		50,5
12.1.10. Бетонирование I м ³ пола загрузочной камеры	K _{пол} руб		32,4
12.1.11. Дожление лунки в бетонной крыше ствола сечением от 600 см ² до 1500 см ²	K _{лун} ¹ руб		3,51
12.1.12. Разделка лунки для демонтажа расстрела сечением от 600 см ² до 1500 см ²	K _{лун} ^{раз} руб		8,37
12.1.13. Заделка лунки сечением от 600 см ² до 1500 см ²	K _{лун} ^{зад} руб		2,88
12.2. Монтажно-демонтажные работы			

Продолжение таблицы П.7.1

I	2	3	4
12.2.1. Стоимость I то веса металлоконструкций копра	$K_{\text{копр}}^{\text{опт}}$ руб		330
12.2.2. Монтаж I то веса металлоконструкций копра	$K_{\text{копр}}^{\text{мон}}$ руб		21
12.2.3. Демонтаж I то веса металлоконструкций копра	$K_{\text{копр}}^{\text{дем}}$ руб		9,98
12.2.4. Стоимость I то веса вспомогательных металлоконструкций для монтажных работ	$K_{\text{мет}}$ руб		215
12.2.5. Стоимость I то веса разгрузочных кривых	$K_{\text{кр}}$ руб		270
12.2.6. Монтаж I то веса разгрузочных кривых	$K_{\text{кр}}^{\text{мон}}$ руб		30,6
12.2.7. Демонтаж I то веса разгрузочных кривых	$K_{\text{кр}}^{\text{дем}}$ руб		10,1
12.2.8. Стоимость I то веса загрузочного устройства	$K_{\text{з.у.}}^{\text{опт}}$ руб		384,6
12.2.9. Монтаж I то веса загрузочного устройства	$K_{\text{з.у.}}^{\text{мон}}$ руб		62,8
12.2.10. Демонтаж I то веса загрузочного устройства	$K_{\text{з.у.}}^{\text{дем}}$ руб		18,37
12.2.11. Оптовая цена питателя ПД-8	$K_{\text{пит}}^{\text{опт}}$ руб		5400
12.2.12. Монтаж I то веса питателя	$K_{\text{пит}}^{\text{мон}}$ руб		31,8
12.2.13. Навеска I то веса проводников	$K_{\text{нав}}^{\text{опт}}$ руб		408,68
12.2.14. Установка I то веса расотрелов	$K_{\text{рас}}^{\text{уст}}$ руб.		295,38
12.2.15. Демонтаж I то веса расотрела	$K_{\text{рас}}^{\text{дем}}$ руб		48,0
12.2.16. Снятие зажимной скобы	$K_{\text{ск}}^{\text{рас}}$ руб		1,69
12.2.17. Демонтаж I то веса проводника	$K_{\text{пр}}^{\text{дем}}$ руб		11,98
г) Определены на основе смет проектов реконструкция скиповых подъемов (для условия Донбасса)			

П.7.2. Допустимая скорость движения подъемных сосудов.

П.7.2.1. По состоянию армросты:

$$V_{\text{доп}} = \min \{ [V^A], [V^B] \} = \min \{ 10, 12,3 \} = 10 \text{ м/с}$$

Значения $[V^A]$, $[V^S]$ определены при заданной конечной нагрузке, равной 13400 кгс в соответствии с методикой, изложенной в приложении 5.

Конструкция сужающейся армировки ствола выполняется по схеме в виде трех свободных балок на двухавров № 24а по ССТ 10016-39, проводники разъем Р38, шаг армировки - 4,17 м.

На основании имеющихся материалов (чертежей общего вида сужающейся армировки ствола и скинел грузоподъемностью 8 тс, рис. П.7.2) выполнены необходимые проверочные расчеты армировки (с учетом фактического набора проводников в расстрелов).

Полученные данные ($[V^A] = 10 \text{ м/с}$, $[V^S] = 12,3 \text{ м/с}$) свидетельствуют о том, что существующая армировка может обеспечить безопасное движение скинел 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:

$$V_n = [V_{\text{пн.м.}}] \cdot e^{-\beta_V \cdot t_{\text{ср}}} =$$

$$= 12 \cdot e^{-0,01 \cdot 10} = 12 \cdot 0,9 = 10,8 \text{ м/с}$$

где $[V_{\text{пн.м.}}]$ - максимально допустимая скорость движения сосудов для подъемной машины ЦП4-1,8, м/с; принимается равной 12 м/с;

β_V - коэффициент, учитывающий износ машины; принимается равным 0,01;

$t_{\text{ср}}$ - срок службы подъемной машины с момента ввода ее в эксплуатацию; год; равен 10 годам.

П.7.2.3. По электроприводу:

$$V_{\text{дв}} = \frac{\pi D_{\text{с}} n_{\text{дв}}}{60 \cdot c} = \frac{3,14 \cdot 4 \cdot 375}{60 \cdot 10,5} = 7,3 \text{ м/с}$$

П.7.2.4. По вкту наладки подъемной машины:

$$V_n = 10 \text{ м/с}$$

П.7.2.5. Максимально допустимая скорость движения подъемных сосудов:

$$[V_{\text{доп}}] = \min \{ V_n, V_{\text{дв}}, V_n, V_{\text{арм}} \} =$$

$$= \min \{ 10,8, 10, 7,3, 10 \} = 7,3 \text{ м/с}$$

П.7.3. Допустимая грузоподъемность подъемных осудов.

П.7.3.1. По состоянию армровки ствала.

Допустимый вес грузеных скипов для данной подъемной установки определен в соответствии с методикой, изложенной в приложении 3.

$$Q_1 = Q_{\text{арм}} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) = \\ = 13400 - \max(5400, 5400) = 8000 \text{ кгс}$$

где

$$Q_{\text{арм}} = \min\{[Q^A], [Q^B]\} = \\ = \{13400, 16700\} = 13400 \text{ кгс}$$

П.7.3.2. По состоянию канат:

$$Q_2 = \frac{Q_{\text{сум}}}{[m]} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \max(S_{01}, S_{02}) = \\ = \frac{660000}{6,5} - \max(5400, 5400) - \max(2370, 100) =$$

$$= 101538 - 5400 - 2370 = 93768 \text{ кгс}$$

П.7.3.3. По состоянию машины:

$$Q_3 = [S] e^{-\beta \cdot t} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \max(S_{01}, S_{02}) = \\ = 22000 e^{-0,01 \cdot 10} - \max(5400, 5400) - \\ - \max(2370, 100) = \\ = 19800 - 5400 - 2370 = 12030 \text{ кгс}$$

$$Q_4 = [\Delta S] e^{-\beta \cdot t} = 14000 \cdot e^{-0,01 \cdot 10} = 12600 \text{ кгс}$$

П.7.3.4. По состоянию копрового шкива:

$$Q_5 = [S_{\text{шк}}] \cdot e^{-\beta \cdot t} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \max(S_{01}, S_{02}) = \\ = 152000 \cdot e^{-0,01 \cdot 10} - \max(5400, 5400) - \max(2370, 100) = \\ = 136800 - 5400 - 2370 = 129030 \text{ кгс}$$

П.7.3.5. По условию прочности редуктора:

$$\begin{aligned}
 Q_6 &= \frac{1}{1 + \frac{q_2}{g}} \left\{ \frac{2[M_{кр}]}{D_0} - \max(Q_{c1}, Q_{c2}) - \right. \\
 &\quad \left. - \frac{q_2}{g} \left(\frac{GD_M^2}{D_0^2} + S_{01} + S_{02} + Q_{c1} + Q_{c2} \right) \right\} = \\
 &= \frac{1}{1 + \frac{0,75}{9,8}} \left\{ \frac{2 \cdot 32000}{4} - \max(5400, 5400) - \right. \\
 &\quad \left. - \frac{0,75}{9,8} \left(\frac{360000}{16} + 2370 + 100 + 5400 + 5400 \right) \right\} = \\
 &= 0,92 \left\{ 16000 - 5400 - 0,46(22500 + 2370) + 100 + \right. \\
 &\quad \left. + 5400 + 5400 \right\} = 8000 \text{ кгс}
 \end{aligned}$$

П.7.3.6. По мощности привода:

$$\begin{aligned}
 Q_7 &= \frac{80 N_{дв}}{[V_{дон}]} - (Q_{c1} - Q_{c2}) - (S_{01} - S_{02}) = \\
 &= \frac{80 \cdot 1000}{7,3} - (5400 - 5400) - (2370 - 100) = 8674 \text{ кгс}
 \end{aligned}$$

П.7.3.7. Максимально допустимая грузоподъемность скипа:

$$\begin{aligned}
 [Q_{2p}] &= \min \{ Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5, Q_6, Q_7 \} = \\
 &= \{ 8000, 93768, 12030, 12600, 129030, \\
 &\quad 8000, 8674 \} = 8000 \text{ кгс}
 \end{aligned}$$

П.7.4. Продолжительность цикла подъемной установки:

$$T_{\text{ц}} = 2 \left[\frac{H_n + 2h_{кр}}{[V_{дон}]} + h_{кр} \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) - \right.$$

$$\begin{aligned}
& - \left(\frac{V_1}{Q_2} + \frac{V_2}{Q_3} \right) + t_n \Big] + [V_{\text{дон}}] \left(\frac{1}{Q_2} + \frac{1}{Q_3} \right) + \\
& + \left(\frac{V_1}{Q_1} + \frac{V_2}{Q_4} \right) + \frac{1}{[V_{\text{дон}}]} \left(\frac{V_1^2}{Q_2} + \frac{V_2^2}{Q_3} \right) = \\
& = 2 \left[\frac{594 + 2 \cdot 3,5}{7,3} + 3,5 \left(\frac{1}{1,2} + \frac{1}{0,5} \right) - \left(\frac{1,2}{0,75} + \right. \right. \\
& \left. \left. + \frac{0,5}{0,75} \right) + 10 \right] + 7,3 \left(\frac{1}{0,5} + \frac{1}{0,75} \right) + \left(\frac{1,2}{0,3} + \frac{0,5}{0,3} \right) + \\
& + \frac{1}{7,3} \left(\frac{1,2^2}{0,75} + \frac{0,5^2}{0,75} \right) = 221 \text{ с}
\end{aligned}$$

П.7.5. Продолжительность работы подъемной установки.

П.7.5.1. В течение суток:

$$\begin{aligned}
T_{\text{р.сут}} &= 24 - n_{\text{см}} \cdot t_{01} - T_p = \\
&= 24 - 3 \cdot 0,5 - 5 = 17,5 \text{ ч}
\end{aligned}$$

где t_{01}, T_p - соответственно нормативные затраты времени на ежедневное и ежесуточное обслуживание, ч; в соответствии с "Руководством по техническому обслуживанию и ремонту шахтных подъемных установок", утвержденным МУП СССР значения t_{01} и T_p равны 0,5 ч и 5 ч.

П.7.5.2. В течение года:

Так как выполняется условие

$$\begin{aligned}
T_{\text{пр}} + T_{\text{вых}} &> T_{\text{п.н}} + T_{\text{ре}} \\
8 + 52 &> 46 + 10 \quad ;
\end{aligned}$$

то продолжительность работы подъемной установки определяется из выражения:

$$\begin{aligned}
T_{\text{р.год}} &= (T_k - T_{\text{пр}} - T_{\text{вых}}) \cdot 24 = \\
&= (365 - 8 - 52) \cdot 24 = 305 \cdot 24 = 7320 \text{ ч}
\end{aligned}$$

П.7.6. Производительность подъемной установки.

П.7.6.1. Часовая:

$$A_n(z) = 7,2 \frac{8000}{221} = 260 \text{ тс/ч}$$

П.7.6.2. Суточная:

$$A_n(\text{сут}) = A_n(\text{час}) \cdot T_p.\text{сут} = 260 \cdot 17,5 = 4550 \text{ тс/сут}$$

П.7.6.3. Годовая:

$$A_n(\text{год}) = A_n(\text{сут}) \cdot T_p.\text{год} = 4550 \cdot 305 = 1387750 \text{ тс/год}$$

П.7.7. Формирование мероприятий по увеличению производительности подъемной установки.

В связи с необходимостью увеличения производительности подъема до 9000 тс/сутки намечаются мероприятия по ее увеличению.

П.7.7.1. Производится выбор осудов большей грузоподъемностью по табл. П.4.10.

Выбран осуд 2СН15-I грузоподъемность $Q'_{2p} = 13000$ кгт, вместитель размеры: $B'_{ск} = 2,23$ м; $A'_{ск} = 1,74$ м; $h'_{ск} = 9,36$ м.

Загрузки на замену шкивов определены в п.П.7.8.8.

П.7.7.2. Требуемая продолжительность цикла подъемной установки:

$$T_{\text{ч}}^{\text{тр}} = \frac{7,2 T_p.\text{сут} \cdot Q'_{2p}}{Q_{\text{сут.тр}}} = \frac{7,2 \cdot 17,5 \cdot 13000}{9000} = 182 \text{ с}$$

П.7.7.3. Требуемая скорость движения подъемных осудов определяега по формуле (Ю.1) и в соответствии с расчетом принимается равной 11,2 м/с.

П.7.7.4. Производится проверка высоты выбранного осуда по высоте переподъема:

$$h_{\text{пр}} - h_{\text{ск}} = 2,5 - 0,7 = 1,8 \text{ м} < 2,5 \text{ м}$$

где $\Delta h_{\text{ск}}$ - величина, на которую уменьшается высота переподъема, м, равная $h'_{ск} - h_{\text{ск}} = 9,4 - 5,7 = 0,7$ м
здесь $h'_{ск}$ - высота выбранного осуда, м,
 $h_{\text{ск}}$ - высота осуществшего с липа, м.

Так как высота выбранного осуда не проходит по высоте переподъема, то необходимо произвести наращивание высоты копра за счет подлятия подъемной площадки.

Применительно к нашему примеру осуществший копер выполнен следующим образом: герметический станок железобетонный, монолитный; две укосины металлические решетчатой конструкции с поджимными 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 уклона 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 уклона и элементы уклона 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 уклона.

Для выполнения вычислительных процедур по расчету элементов уклона 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 определять те элементы копра, которые необходимо усилить и на основе проектных проработок определять затраты на их усиление.

Исходная информация о рассчитываемом копре формируется из сведений о топологии расчетной схемы (перечень элементов и координаты узлов), сечений элементов и нагрузках.

Расчетная схема стержневой конструкции уклона 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 креплениях 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)

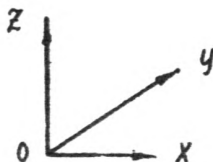


Рис. П.7.3.

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, ось Y и ось Z разделяются.

Геометрическими характеристиками сечений элементов расчетной схемы являются следующие: площадь поперечного сечения (F); моменты инерции сечения ($J_{кф}$, J_y , J_z) относительно трех осей элемента.

Эти характеристики вычисляются по формулам сопротивления материалов, а для прокатных элементов берутся из таблиц соответствующих сортиментов.

Крутящий момент инерции для открытых профилей (взамкнутой контур) типа двутавр, уголок, швеллер, тавр и т.п. определяется по формуле

$$J_{кр} = k \frac{1}{3} \sum b \delta^3, \text{ см}^4 \quad (\text{П.7.1})$$

где k — 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

$$J_{кр} = 4S^2 / \int \frac{b}{\delta}, \text{ см}^4 \quad (\text{П.7.2})$$

где S — полуторная площадь внешней и внутренней контуров сечения, см².

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) вес канатов;
- б) вес механического оборудования;
- в) вес технологического оборудования;
- г) вес обшивки;

- д) вес перекрытий;
- ж) 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 металлоконструкции 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 определить действующие на него нагрузки. Эти работы связаны с изучением существующей технической документации и натуральными измерениями.

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 нумерация узлов расчетной схемы;
- определение геометрических характеристик сечений элементов;
- определение координат узлов;
- подготовка входной информации для расчета по комплексу "КОПЕР" о контрольных загрузках, позволяющим судить о правдивости геометрических и жесткостных характеристик сооружений;
- подготовка информации на перфоленте и сверка;
- распечатка подготовительной информации на АППУ о графическом контроле геометрии расчетной схемы;
- анализ результатов распечатки и корректировка;
- расчет копра на контрольные загрузки;
- анализ результатов расчета и корректировка входных 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 укосных копров 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

из двух несущих стоек коробчатого сечения. При замене существующий копер обстранивается новым металлическим независимо стоящим копром высотой по осям шкивов 36 м. Монтаж нового копра предусматривается произвести в период краткосрочных остановок подъема окипового отвала. После полного монтажа копра и шкивов останавливается подъем, демонтируется головка старого копра со шкивами и наращивается существующий железобетонный стенок копра, стальной надстройкой высотой 7 м и устанавливаются новые разгрузочные кривые на скипы грузоподъемностью 13 то.

Последовательность монтажа шкивов и уклона выполняется в следующей последовательности.

1. Монтажное приспособление существующего копра необходимо усилить дополнительными стойками и на него смонтировать подкивную площадку нового копра.

2. Все четыре стойки уклона необходимо сварить на земле и лебедками поочередно подтягивать с подкивной площадкой и закреплять.

3. Производится монтаж шкивов.

4. Связи между стойками уклона монтируются после переброски канатов на новые шливы, так как канаты работавшего подъема проходят между стойками новых уклона.

5. На железобетонный стенок 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 отвала.

В связи с необходимостью увеличения производительности вахты потребовалось увеличить грузоподъемность скипов с 8 то до 13 то. Поэтому возникла необходимость в проверке несущей способности существующей конструкции армировки.

Полученные данные ($[V^1] = 7,1 \text{ м/с}$; $[V^6] = 9,9 \text{ м/с}$; $Q_K = 20,6 \text{ то}$) свидетельствуют о том, что существующая армировка может обеспечить безопасное движение скипов грузоподъемностью 13 то 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 то ($Q_K = 20,6 \text{ то}$) на скорости не более 8,2 м/с.

Для обеспечения требуемой скорости 11,2 м/с движения скипов грузоподъемностью 13 то требуется коренная реконструкция армировки. Возможны два варианта ее реконструкции.

Вариант I. Исполнение яруса армировки в виде Ш-образной схемы: шаг цепи расстрели, несущие проводники, сварные прямоугольного профиля 170x104x10 мм; центральный расстрел из двутавра № 30М; шаг армировки 4,17 м; проводники - из рельсов Р50.

При реализации данного варианта потребуются полная остановка под-
земных установок на весь период реконструкции армировки.

Вариант 2. Возведение яруса армировки (рис. П. 7.4) производится в
виде одной коренной бабки коробчатого сечения $212 \times 130 \times 12$ мм в двух
вспомогательных распорных расстрелах из двух толстых стальных труб диа-
метром 4 дюйма. Шаг армировки - 4,17 м. Проводники одностороннего
бокового расположения из рельсов типа Р50. Реализация данного вариан-
та не требует длительной остановки подъемных установок.

При реконструкции армировки скипового ствола был выбран вариант и
как технически вполне приемлемый и экономически наиболее целесообраз-
ный. Это подтверждается результатами выполненных проверочных расче-
тов системы "скоуд-армирование". Расчет армировки по варианту 2 приве-
ден ниже.

П. 7.7.5.1. Проверочный расчет проектного варианта реконструкции
армировки скипового ствола.

Проверочный расчет реконструкции армировки скипового ствола вы-
полнен без учета износа проводников и расстрелов.

а) Исходные данные для расчета:

$Q_c = 7600$ кгс; $Q_{2p} = 12000$ кгс; $V = 1120$ см/с; $h_{-p} = 417$ см.
Проводники - рельсы Р50; расстрелы $212 \times 130 \times 16$ мм.

Материал заделки лунок - бетон.

$S = 110$ г; $D = 98$ см; $J_{\psi} = 547000$ кгс.см. 2 ;

$J_{\psi} = 557000$ кгс.см. 2 ; $J_{\theta} = 2910$ кгс.см. 2 ;

$L = 695$ см; $A = 335$ см; $B = 310$ см;

$J_A^{1/2} = 159700$ см 4 ; $J_{PM}^2 = 4915$ см 4 ;

$J_A = 2018$ см 4 ; $J_B = 375$ см 4 ; $J_{\psi} = 2290$ см 4 ; $F = 99,6$ см 2 .

б) Расчет фактических жесткостных характеристик армировки.

Определение расчетной глубины заделки
коренного расстрела.

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{2 h_{cp}}{4 F J_{\psi}}} \cdot \frac{2 \cos \omega}{1 + \cos \omega} =$$

$$= \sqrt[4]{\frac{1000 \cdot 21,2}{4 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2290}} \cdot \frac{2 \cos 0^\circ}{1 + \cos 0^\circ} = 0,033 \frac{1}{\text{см}}$$

$$t_{cp} = \frac{2}{\beta^2} = \frac{2}{0,0011} = 60 \text{ см}$$

в) Определение лобовой жесткости коренного расстрела.

$$C_{A1} = \frac{1}{\delta_{11} - \delta_{12} \lambda_2} + \frac{8 E J_A}{h_{cp}^3} = 1 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

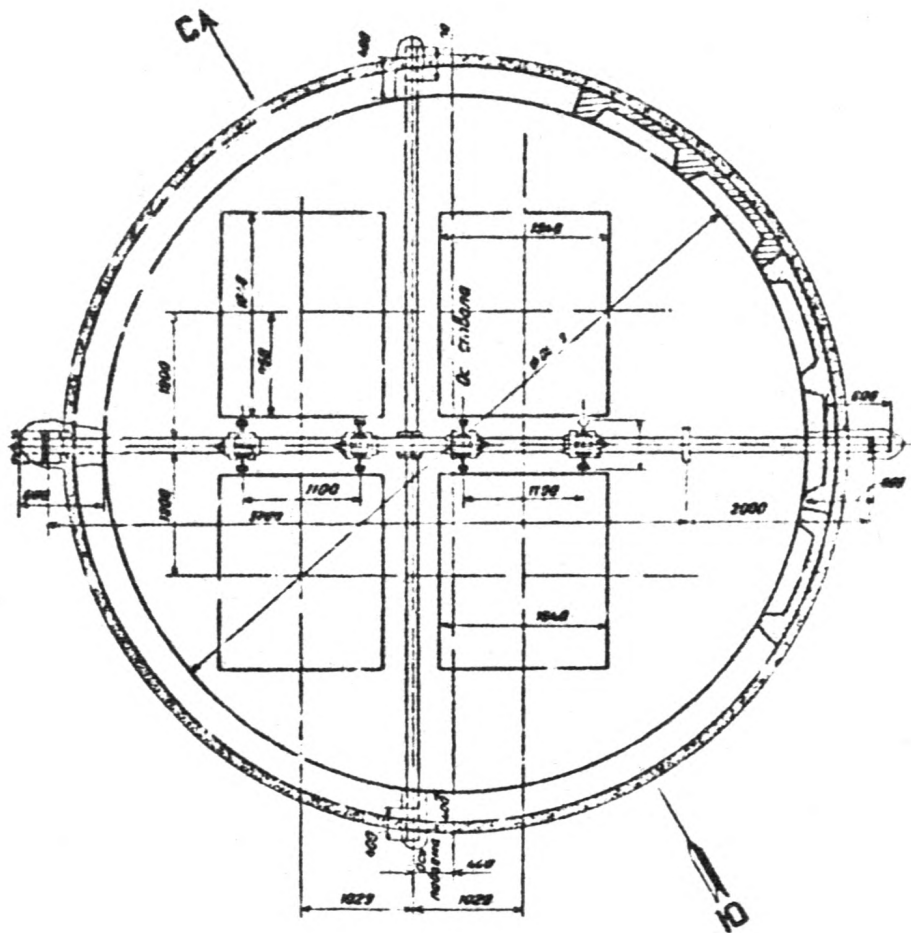


РИС. П. 7. 4. СЕЧЕНИЕ СТВОЛА
 ПРОЕКТИРУЕМОЕ

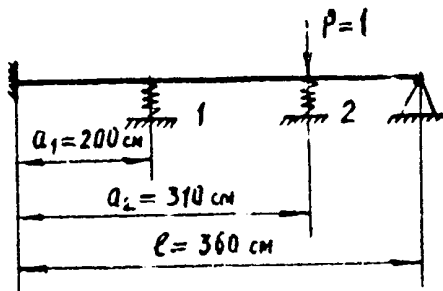


Рис. П. 7.5. Расчетная схема прокатной балки для определения лобовой жесткости

$$\delta_{11} = \frac{a_1^3 [4l^3 - a_1(3l - a_1)^2]}{12 \nu_1 E J_y \cdot l^3} =$$

$$= \frac{(200)^3 [4(360)^3 - 200(3 \cdot 360 - 200)^2]}{12 \cdot 0,81 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2200 \cdot (360)^3} = 1,23 \cdot 10^{-4} \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

где $\nu_1 = 0,81$ определен по графику рис. П. 3.4. в зависимости от параметров

$$1 - \frac{a_1}{l} = 1 - \frac{200}{360} = 0,45 \quad \text{и} \quad \chi = \beta \cdot l = 0,33 \cdot 360 = 11,8$$

$$\delta_{12} = \frac{1}{12 \nu_2 E J_y l^3} \left\{ a_1^2 [2(3a_2 - a_1)l^3 - (3l - a_1) \times \right.$$

$$\times (3l - a_2) a_2^2] = - \frac{1}{12 \cdot 0,84 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2290 \cdot (360)^3} \times$$

$$\times \left\{ (200)^2 [2(3 \cdot 310 - 200)(360)^3 - (3 \cdot 360 - 200) \times \right.$$

$$\times (3 \cdot 360 - 310) \cdot (310)^2] \left. \right\} = 0,57 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

где $\nu_2 = 0,84$ определен по графику рис. П. 3.4. в зависимости от параметров

$$1 - \frac{a_2}{l} = 1 - \frac{310}{360} \approx 0,14 \quad \text{и} \quad \chi = 11,8$$

$$X_2 = \frac{\delta_{21}}{\Delta_2 + \delta_{22}}$$

$$\delta_{21} = \frac{V_2}{V_1} \delta_{12} = \frac{0,84}{0,81} \cdot 0,57 \cdot 10^{-4} = 0,59 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$\Delta_2 = \frac{h_3}{16 E J_A} = \frac{(417)^3}{16 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018} = 11,2 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$\delta_{22} = \frac{a_2^3 [4l^3 - a_2(3l - a_2)^2]}{12 V_2 E J_y \cdot \epsilon^3} =$$

$$= \frac{(310)^3 [4(360)^3 - 310(3 \cdot 360 - 310)^2]}{12 \cdot 0,84 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2290 (360)^3} = 0,39 \cdot 10^{-4} \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$X_2 = \frac{0,59 \cdot 10^{-4}}{11,2 \cdot 10^{-4} + 0,39 \cdot 10^{-4}} \cong 0,051 \frac{\text{см}}{\text{кгс}}$$

$$C_{11} = \frac{1}{1,23 \cdot 10^{-4} - 0,57 \cdot 10^{-4} \cdot 0,051} + \frac{8 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018}{(417)^3} = 8750 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

$$C_{12} = \frac{1}{\delta_{22} - \delta_{21} \cdot X_1} + \frac{8 E J_A}{h^3} =$$

$$= \frac{1}{0,39 \cdot 10^{-4} - 0,59 \cdot 10^{-4} \cdot 0,051} + \frac{8 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018}{(417)^3} = 26200 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

Средняя лобовая жесткость расстрела

$$C_A = \sqrt{C_{11} \cdot C_{12}} = \sqrt{8750 \cdot 26200} = 15140 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

г) Определение боковой жесткости коренного расстрела

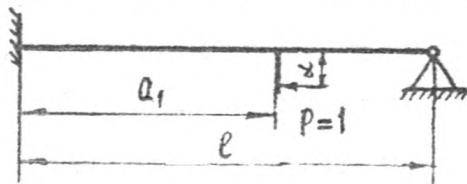


Рис. П.7.6. Расчетная схема расстрельной балки для определения боковой жесткости

П.7.7.5.2. Проверочный расчет выбранных параметров арматуры по уломам динамической устойчивости движения грузевого скрепа.

а) Проверка запаса устойчивости по отношению к дозовым колебаниям

$$\gamma_A = \frac{C_A}{C_{сА}} = \frac{15140}{685000} = 0,022$$

где $C_{сА} = \frac{7 \cdot 10^6 \cdot J_{рм}^A}{L^3} = \frac{720 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 159700}{695^3} = 685000 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$

$$\gamma_B = \frac{C_B}{C_{сБ}} = \frac{117200}{21080} = 5,56$$

$$\sigma_A = \frac{C_A \cdot h_{ар}^3}{6 E J_A} = \frac{15140 \cdot 417^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 2018} = 45,3$$

$$\sigma_B = \frac{C_B \cdot h_{ар}^3}{6 E J_B} = \frac{117200 \cdot 417^3}{6 \cdot 2 \cdot 10^6 \cdot 375} = 1886$$

$$\sigma_{эквА} = \frac{\sigma_A}{1 + \gamma_A} = \frac{45,3}{1 + 0,022} = 44,3$$

$$\sigma_{эквБ} = \frac{\sigma_B}{1 + \gamma_B} = \frac{1886}{1 + 5,56} = 287,5$$

$$\varepsilon_1 = \frac{-\varepsilon_{срА}}{\gamma_A \cdot \varepsilon_{срА} + 1} = \frac{0,52}{0,022 \cdot 0,52 + 1} = 0,51$$

где $\varepsilon_{срА} = 0,52$ - определено по графику рис. П.2.6. в зависимости

от $\lg \sigma_A = \lg 45,3 = 1,66$

$$\varepsilon_B = \frac{\varepsilon_{срБ}}{1 + \gamma_B} = \frac{0,22}{1 + 5,56} = 0,034$$

где $\varepsilon_{срБ} = 0,22$ - определено по графику рис. П.3.6 в зависимости

от $\lg \sigma_{эквБ} = \lg 287,5 = 2,46$

$$\lambda_{\psi}^2 = \frac{m L^2}{4 J_{\psi}} = \frac{20600 \cdot 695^2}{980 \cdot 4 \cdot 547000} = 4,64$$

$$\lambda_{\psi}^2 = \frac{m L^2}{4 J_{\psi}} = \frac{20600 \cdot 695^2}{980 \cdot 4 \cdot 557000} = 4,56$$

$$\lambda_1^2 = \frac{m S^2}{4 J_0} = \frac{20600 \cdot 110^2}{930 \cdot 4 \cdot 68500} = 0,92$$

$$\lambda_2^2 = \frac{m D^2}{J_0} = \frac{20600 \cdot 98^2}{980 \cdot 69500} = 2,91$$

$$e = \frac{A-B}{A+B} = \frac{355-340}{355+340} = 0,02$$

$$\rho = \frac{C_6 \varepsilon_6}{C_1 \varepsilon_1} = \frac{117200 \cdot 0,034}{15140 \cdot 0,51} = 0,52$$

$$\rho^3 - \rho^2 \{ \lambda_1^2 + \rho [1 + \lambda_\psi^2 (1+e^2) + \lambda_2^2] \} + \rho \{ \rho^2 [\lambda_\psi^2 + \lambda_2^2 \lambda_\psi^2] + \rho [\lambda_\psi^2 \cdot \lambda_1^2 (1+e^2) + \lambda_1^2] \} - \rho^2 \lambda_\psi^2 \lambda_1^2 = 0$$

$$\rho^3 - \rho^2 \{ 0,92 + 0,52 [1 + 4,64 (1 + 0,02^2) + 2,94] \} + \rho \{ 0,52^2 [4,64 + 2,91 \cdot 4,64] + 0,52 [4,64 \cdot 0,92 (1 + 0,02^2) + 0,92] \} - 0,52^2 \cdot 4,64 \cdot 0,92 = 0$$

$$C_{61} = \frac{E}{\frac{a_1}{F} + \frac{a_1}{E^3} \cdot \frac{d_2^2}{4 J_y} [4l(3a_1^2 + l^2) - 3a_1(4l^2 + a_1^2)] + \varphi} =$$

$$= \frac{2 \cdot 10^6}{\frac{240}{39,4} + \frac{200}{3603} \cdot \frac{20}{42290} [4 \cdot 360(3 \cdot 200^2 + 360^2) - 3 \cdot 200(4 \cdot 360^2 + 200^2)] + 8} = 137000 \frac{\text{N/C}}{\text{cm}}$$

$$\text{где } d = h - \frac{z}{2} + H = 6,5 - \frac{3,3}{2} + 15,2 = 20 \text{ cm}$$

$$\varphi = 8 \frac{1}{\text{cm}} - \text{по мод.л. п.3.2}$$

$$C_{62} = \frac{E}{\frac{a_2}{F} + \frac{a_2}{E^3} \cdot \frac{d_2^2}{4 J_y} [4l(3a_2^2 + l^2) - 3a_2(4l^2 + a_2^2)] + \varphi} =$$

$$= \frac{2 \cdot 10^6}{\frac{360}{99,6} + \frac{310}{360^3} \cdot \frac{20}{4 \cdot 2290} [4 \cdot 360 (3 \cdot 310^2 + 360^2) - 3 \cdot 300 (4 \cdot 360^2 + 310^2)] + 8} = 100300 \frac{\text{кгс}}{\text{см}}$$

$$\rho^3 \cdot 5,37 \rho^2 + 7,6 \rho - 1,16 = 0$$

$$\rho_1 = 0,18, \quad \rho_2 = 2,04, \quad \rho_3 = 3,15, \quad \rho_1 = \rho_1 = 0,18$$

$$[K_A] = 3,75 (1,3 \mu_A - 0,21) = 3,75 (1,3 \cdot 0,58 - 0,21) = 2,04$$

где $\mu_A = 0,58$ - определено по графику рис. П.3.7 в зависимости от $\lg \sigma_{\text{экв}A} = \lg 44,3 = 1,65$

$$K_A = \frac{\varepsilon_1 C_1 h_{\text{ар}}^2 \rho_A \cdot 0,076}{\mu_A^2 (mV^2)}$$

$$= \frac{0,51 \cdot 15140 \cdot 417^2 \cdot 0,18 \cdot 0,076}{0,58^2 \cdot 26,37 \cdot 10^6} = 2,07 > [K_A] = 2,04$$

б) Проверка запаса устойчивости по отношению к боковым колебаниям

$$[K_B] = 3,75 (1,3 \mu_B - 0,21) = 3,75 (1,3 \cdot 0,78 - 0,21) = 3,02$$

где $\mu_B = 0,78$ - определено по графику рис. П.3.7 в зависимости от

$$\lg \sigma_{\text{экв}B} = \lg 287,5 = 2,46$$

$$K_B = \frac{\varepsilon_1 C_1 h_{\text{ар}}^2 \rho_B}{(\pi)^2 (mV^2) \mu_B^2} = \frac{0,51 \cdot 15140 \cdot 417^2 \cdot 2,04}{3,14^2 \cdot 26,37 \cdot 10^6 \cdot 0,78^2} = 17,3 < [K_B] = 3,02$$

где

$$\rho_B = \rho_2 = 2,04$$

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 ярусами устанавливаются новые яруса - один несущий коробчатый расстрел (212x130) с одноторонними ральсольми проводниками (Р50). Между осями двух подъямов остаются распорки из двух труб 60x6.

Преимущество новой армировки:

- 1) возведение без остановки подъемов;
- 2) количество дупок на ярус 4 вместо 7 по старой схеме;
- 3) точная установка по откосу 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:

$$Q_{ГК} = \frac{Q_k}{\frac{G_B}{m \gamma_0} - H_0} = \frac{20600}{\frac{16000}{6,5 \cdot 0,94} - 613} = 11,15 \text{ кгс/м}$$

где H_0 - максимальная длина отвеса каната, м; определяется из выражения

$$H_0 = H_{ш} + H_{квпр} + h_{здр} = 52 + 39 + 12 = 613 \text{ м}$$

Q_k - вес концевого груза, равный 20600 кгс;

$G_B = 16000 \text{ кгс/см}^2$ - предел прочности проволоки на растяжение;

$m = 6,5$ - статический запас прочности;

$\gamma_0 = 0,94 \text{ кгс/см}^3$ - фиктивная плотность каната.

Выбор головного каната производился по табл. П.4.11.

Принимаем канат ГОСТ 7668-80.

$d_{ГК} = 53,5$; $\gamma_{ГК} = 11,15 \text{ кгс/м}$; $G_B = 16000 \text{ кгс/см}^2$;

$Q_{сум} = 177000 \text{ кгс}$.

Величина фактического статического запаса прочности каната:

$$m_p = \frac{Q_{сум}}{Q_k + \gamma_{ГК} \cdot H_0} = \frac{177000}{18670 + 11,15 \cdot 613} = 7,1 > 6,5$$

Принятый канат диаметром 53,5 мм проходит для данных условий.

Затраты на замену головных канатов определены в п. П.7.8.8.

П.7.7.7. Выбор подъемной машины.

Необходимая площадь канавочной поверхности барабана

$$B_0 = \left(\frac{H_n + e}{\pi D_r} + n_{mp} + 1 \right) (d_{2k} + 3) =$$

$$= \left(\frac{594 + 30}{3,14 \cdot 6} + 6 \right) (53,5 + 3) \approx 2338 \text{ мм}$$

б) Максимальное статическое натяжение ветви каната:

$$S_{\max} = Q_k + q_{гк} H_0 = 18670 + 11,15 \cdot 613 = 25470 \text{ кгс.}$$

в) Разность статических натяжений канатов:

$$\Delta S_{\max} = Q_{2p} + q_{гк} H_n = 13000 + 11,65 \cdot 594 = 18620 \text{ кгс}$$

Выбор подъемной машины прочиводим по табл. II, 4, 9. На основании проведенных расчетов принимаем подъемную машину типа 2Ц-5х2,4.

г) Проверка размера органа навивки.

1) По отношению диаметра барабана к диаметру каната:

$$\beta = \frac{D_0 \cdot 1000}{d_k} = 112 > 80$$

2) По допустимым углам отклонения каната на барабанах и концевом шкиве (углы девятицифры).

Значение углов отклонения каната на правом барабанах:

внутреннее:

$$\alpha_B = \arcs \operatorname{tg} \frac{a_B}{L_S} = \frac{0,918}{47,8} = 1^{\circ}6' < 1^{\circ}30'$$

наружное:

$$\alpha_H = \arcs \operatorname{tg} \frac{a_H}{L_S} = \frac{1,012}{47,8} = 1^{\circ}13' < 1^{\circ}30'$$

где L_S - длина струны, м, равная 47,8 м;

a_B, a_H - соответственно внутреннее и наружное отклонение каната на правом барабанах от плоскости шкива, мм; определяются из выражений:

$$a_H = b - \frac{e_p}{2} - a_{mp} = 2445 - 1025 - 408 = 1012 \text{ мм}$$

где b - расстояние между внутренними ребрами, мм.

$$a_B = b_0 - a_H - a_{mp} = 2338 - 1012 - 408 = 918 \text{ мм}$$

где a_{mp} - ширина витков троса, мм;

$$a_{\text{нр}} = n_{\text{нр}} (1,025 \cdot d_{2\kappa} + 36) = 6 (1,025 \cdot 53,5 + 36) = 408 \text{ мм}$$

Значение углов отклонения каната на левом барабана:

внутреннее:

$$\alpha_{\text{в}} = \arctg \frac{a_{\text{в}}}{L} = \frac{0,918}{47,8} = 1^{\circ}6' < 1^{\circ}30'$$

наружное:

$$\alpha_{\text{н}} = \arctg \frac{a_{\text{н}}}{L} = \frac{1,012}{47,8} = 1^{\circ}13' < 1^{\circ}30'$$

Таким образом, углы deviations в пределах допустимых.

Затраты на установку подъемной машины 2Ц-6х2,4 определяются в пп. П.7.9.2, П.7.9.3.

П.7.7.8. Последовательность замены подъемной машины 2Ц-4х1,8 на машину 2Ц-6х2,4.

а) Предварительные работы (до останова подъема).

1. Разбирается существующая часть стены здания подъема в месте врыт.ойки.

2. Разбирается фундамент здания в месте разборки стены.

3. Производятся выемки грунта под фундамент редуктора и электродвигатель.

4. Возводятся фундамент под редуктор и электродвигатель.

5. Устанавливаются редуктор и электродвигатель.

6. В существующем здании монтируется электрооборудование.

7. Прорывается монтажный проем для замены машины.

8. В период кратковременных остановок машины пробиваются в существующем фундаменте ямки для закладки балок под подшапники тормозных стоек.

Там, где возможно, бурятся в старом фундаменте колоды для фундаментальных болтов коренных подшапников.

б) При полной остановке подъема.

1. Демонтаж коренной части существующей машины.

2. Монтаж новой коренной части машины с тормозной системой.

Подшапники тормозных балок крепятся к балкам, заделанным в ямках старого фундамента.

3. Окончательный монтаж всех узлов, навеска канатов и осудов, опробование.

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.

$$\beta = \frac{D_{\text{кш}} \cdot 1000}{d_{2\text{к}}} = \frac{5 \cdot 1000}{53,5} = 93 > 80$$

Выбор опорных шкивов производится по табл. П.4.13. Принимаем шкивы типа ШК5.

Затраты на установку опорных шкивов ШК-5 определены в п.П.7.8.7.

П.7.7.10. Выбор редуктора подъемной машины.

Крутящий момент на выходном валу редуктора:

$$M_{\text{кр}} = \frac{1}{2} \left\{ Q_{2p} \left(1 + \frac{a_2}{g} \right) + \max(Q_{c_1}, Q_{c_2}) + \frac{a_2}{g} \left(\frac{GD_{\text{ш}}^2}{D_{\text{б}}^2} + S_{o_1} + S_{o_2} + Q_{c_1} + Q_{c_2} \right) \right\} =$$

$$= \frac{1}{2} \cdot 6 \left\{ 13000 \left(1 + \frac{0,75}{9,8} \right) + 7600 + \frac{0,75}{9,8} \left(\frac{2000000}{36} + 6366 + 256 + 7600 + 7600 \right) \right\} = 72427 \text{ кгс}\cdot\text{м}$$

По величине $M_{\text{кр}} = 72427$ кгс·м и $i = 10,5$ выбирается требуемый типоразмер редуктора по табл. П.4.12 при выполнении условия $M_{\text{max}} \geq M_{\text{кр}}$. Выбранный редуктор: 2ЦОН-22; $i = 10,5$; $GD_{\text{р}}^2 = 250$ тс·м².

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 арматурки п.П.7.7.5.1 скорость движения подъемных сосудов принимаем равной 11,2 м/с.

Число оборотов двигателя:

$$n_{\text{дв}} = \frac{[V_{\text{дон}}] \cdot 60i}{\pi \cdot D_{\text{б}}} = \frac{11,2 \cdot 60 \cdot 10,5}{3,14 \cdot 6} = 374,6 \text{ об/мин}$$

Принимаем стандартную скорость вращения asynchronousного двигателя

$$n_{\text{дв}} = 375 \text{ об/мин.}$$

Требуемая мощность электродвигателя:

$$N_{до} = \frac{n_{zp} [V_{доп}]}{80} = \frac{1300 \cdot 11,2}{80} = 1820 \text{ кВт.}$$

По табл. П.4.8 выбираем два электродвигателя:

$$\text{АНВ-3-10-53-16УХЛ4} \quad N_{дв} = 1250 \text{ кВт} \quad n_{дв} = 375 \text{ об/мин} \quad \gamma = 2,4.$$

Выбранные электродвигатели проверяем на тепловой режим.

Затраты на установку электродвигателей определяем в п.11.7.8.6.

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)

$$t_1 = \frac{v_1}{a_1} = \frac{1,2}{0,3} = 4 \text{ с} \quad t_7 = \frac{v_2}{a_4} = \frac{0,5}{0,3} = 2 \text{ с}$$

Путь в период первоначального ускоренного хода, а также при замедлении в конце движения:

$$h_1 = \frac{a_1 t_1^2}{2} = \frac{0,3 \cdot 4^2}{2} = 2,4 \text{ м} \quad h_7 = \frac{a_4 t_7^2}{2} = \frac{0,3 \cdot 2^2}{2} = 0,6 \text{ м}$$

Путь в период первоначального равномерного хода, а также в период равномерного хода перед стопорением:

$$h_2 = h_{кр} - h_1 = 3,5 - 2,4 = 1,1 \text{ м}$$

$$h_6 = h_{кр} - h_7 = 3,5 - 0,6 = 2,9 \text{ м}$$

Период первоначального равномерного хода, а также в период равномерного хода перед стопорением:

$$t_2 = \frac{h_2}{v_1} = \frac{1,1}{1,2} \approx 1 \text{ с}$$

$$t_6 = \frac{h_6}{v_2} = \frac{2,9}{0,5} \approx 6 \text{ с}$$

Продолжительность периода основного ускоренного хода:

$$t_3 = \frac{[V_{доп}] - v_1}{a_2} = \frac{11,2 - 1,2}{0,75} = 14,3 \text{ с}$$

Путь, пройденный в период основного ускоренного хода:

$$h_3 = \frac{[V_{дон}] + v_1}{2} \cdot t_3 = \frac{11,2 + 12}{2} \cdot 14,3 = 88,6 \text{ м}$$

Продолжительность периода основного замедления:

$$t_5 = \frac{[V_{дон}] - v_2}{a_3} = \frac{11,2 - 0,5}{0,75} = 14,2 \text{ с}$$

Путь, пройденный в период основного замедления:

$$h_5 = \frac{[V_{дон}] + v_2}{2} \cdot t_5 = \frac{11,2 + 0,5}{2} \cdot 14,2 = 83 \text{ м}$$

Путь, пройденный скипом в период равномерного хода при максимальной допустимой скорости:

$$H_p = H_n - (h_1 + h_2 + h_3 + h_5 + h_6 + h_7) = \\ = 594 - (2,4 + 1,1 + 88,6 + 83 + 2,9 + 0,6) = 415,4 \text{ м}$$

Продолжительность периода равномерного хода при максимальной допустимой скорости

$$T_p = \frac{H_p}{[V_{дон}]} = \frac{415,4}{11,2} = 37 \text{ с}$$

б) Приведенный вес подъемной установки.

Приведенный вес подъемной машины:

$$G_g = \frac{GD^2_M}{D_g^2} = \frac{2 \cdot 10^6}{36} = 55555 \text{ кгс}$$

где GD^2_M - маховый момент подъемной машины 2Ц6х2,4, кгс; принимается по табл. П.4.9 равным $2 \cdot 10^6$ кгс.

Приведенный вес копровых шкивов:

$$G_{шк} = 2 \frac{GD^2_{шк}}{D_{шк}^2} = 2 \frac{71500}{25} = 5720 \text{ кгс}$$

где $GD^2_{шк}$ - маховый момент копрового шкива ШК-5, кгс; принимается по табл. П.4.13, равным 71500 кгс.

Приведенный вес ротора электродвигателя:

$$G_{рот} = n_{ав} \frac{GD^2_{рот}}{D_g^2} l^2 = 2 \frac{4500}{36} \cdot 10,5^2 = 27562 \text{ кгс}$$

где $G D_{ред}^2$ - маховый момент ротора электродвигателя АНН-2-18-53-16УД4, кгс; принимается по табл. П.4.8 равным 4500 кгс.м².

Приведенный вес редуктора:

$$G_{ред} = \frac{G D_{ред}^2}{D_3^2} = \frac{250000}{36} = 6944 \text{ кгс}$$

Вес поступательно движущихся частей:

$$G_{пост} = Q_{2p} + 2Q_{ск} + 2q_{гк} L_{гк} =$$

$$= 12000 + 2 \cdot 7600 + 2 \cdot 11,15 \cdot 752,8 = 44988 \text{ кгс.}$$

где $L_{гк}$ - полная длина одной ветви подъемного каната, м; определяется из выражения:

$$L_{гк} = H_0 + \frac{\pi D_5}{2} + L_s + n_{пр} \pi D_5 + h_u =$$

$$= 618 + \frac{4 \cdot 14,6}{2} + 47,8 + 3 \cdot 3,14 \cdot 6 + 30 = 752,8 \text{ м.}$$

здесь $L_s = 47,8$ м - длина отрубы каната.

в) Масса движущихся элементов подъемной системы, приведенная к окружности навивки:

$$M = \frac{\sum G}{g} = \frac{140769}{9,8} = 14364 \frac{\text{кгс} \cdot \text{с}^2}{\text{м}}$$

где $\sum G = G_0 + G_{шк} + G_{ред} + G_{ред} + G_{пост} =$
 $= 55555 + 5720 + 27562 + 6944 + 44988 = 14364 \text{ кгс.}$

г) Расчет движущихся усилий на окружности органа навивки.

Усилие в начале подъема:

$$F_1 = 1,15 \cdot Q_{2p} + q_{гк} H_n + M a_1 =$$

$$= 1,15 \cdot 12000 + 11,15 \cdot 594 + 14364 \cdot 0,3 = 25882 \text{ кгс.}$$

Усилие в конце периода ускорения в разгрузочных кривых:

$$F_2 = 1,15 \cdot Q_{2p} + q_{гк} (H_n - 2h_1) + M a_1 =$$

$$1,15 \cdot 12000 + 11,15 (594 - 2 \cdot 2,4) + 14364 \cdot 0,3 = 25826 \text{ кгс.}$$

Усилие в начале равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_3 = 1,15 \cdot Q_{2p} + q_{зк} (H_n + 2h_1) =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 (594 - 2 \cdot 2,4) = 21517 \text{ кгс.}$$

Условия в конце равномерного движения в разгрузочных кривых:

$$F_4 = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2)] =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 (594 - 2(2,4 + I,1)) = 21496 \text{ кгс.}$$

Условия в начале основного ускорения:

$$F_5 = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2)] + M \cdot a_2 =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 \cdot 594 - 2(2,4 + I,1) + 14364 \cdot 0,75 = 32268 \text{ кгс.}$$

Условия в конце основного ускорения

$$F_6 = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3)] + M \cdot a_2 =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 \cdot 594 - 2(2,4 + I,1 + 88,6) + 14364 \cdot 0,75 = 30294 \text{ кгс.}$$

Условия в начале периода равномерной скорости:

$$F_7 = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3)] =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 \cdot 594 - 2(2,4 + I,1 + 83,6) = 19521 \text{ кгс.}$$

Условия в конце периода равномерной скорости:

$$F_8 = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p)] =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 \cdot 594 - 2(2,4 + I,1 + 88,6 + 415,4) = 10258 \text{ кгс.}$$

Условия в начале основного замедления:

$$F_9 = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p)] - M \cdot a_3 =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 \cdot 594 - 2(2,4 + I,1 + 88,6 + 415,4) - 14364 \cdot 0,76 = 515 \text{ кгс}$$

Условия в конце основного замедления:

$$F_{10} = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p + h_5)] - M \cdot a_3 =$$

$$= I,15 \cdot 13000 + II,15 \cdot 594 - 2(2,4 + I,1 + 88,6 + 415,4 + 83) - 14364 \cdot 0,75 =$$

$$= - 2366 \text{ кгс}$$

Условия в начале периода дотяжки скипа в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{11} = 1,15 Q_{2p} + q_{гк} [H_n - 2(h_1 + h_2 + h_3 + H_p + h_5)] =$$

$$1,15 \cdot 13000 + 11,15 \cdot 594 - 2(2,5 + 1,1 + 88,6 + 15,4 + 83) = 8408 \text{ кгс.}$$

Условия в конце периода дотяжки сквапы в разгрузочных кривых при равномерном движении:

$$F_{12} = 0,85 Q_{2p} - q_{гк} (H_n - 2 \cdot 0,5) =$$

$$0,85 \cdot 13000 - 11,15 (594 - 1) = 4438 \text{ кгс.}$$

Условия в начале опускания:

$$F_{13} = 0,6 Q_{2p} - q_{гк} (H_n - 2 \cdot 0,5) =$$

$$0,6 \cdot 13000 - 11,15 (594 - 1) = 14364,0,9 = -3121 \text{ кгс.}$$

Условия в конце подъема:

$$F_{14} = 0,6 Q_{2p} - q_{2к} \cdot H_n - M \cdot a_4 =$$

$$0,6 \cdot 13000 - 11,15 \cdot 594 - 14364,0,9 = -3119 \text{ кгс.}$$

д) Сумма произведений квадратичных усилий на время периода, в течение которого они создаются:

$$\begin{aligned} \Sigma F^2 \cdot t &= (F_1^2 + F_2^2) \frac{t_1}{2} + (F_3^2 + F_3 \cdot F_4 + F_4^2) \frac{t_2}{3} + \\ &+ (F_5^2 + F_6^2) \frac{t_3}{2} + (F_7^2 + F_7 \cdot F_8 + F_8^2) \frac{T_p}{3} + \\ &+ (F_9^2 + F_{10}^2) \frac{t_5}{2} + (F_{11}^2 + F_{11} \cdot F_{12} + F_{12}^2) \frac{t_6}{3} + (F_{13}^2 + F_{14}^2) \frac{t_7}{2} = \\ &= (25882^2 + 25826^2) \frac{4}{2} + (21517^2 + 21517 \cdot 21495 + 21495^2) \cdot 0,3 + \\ &+ (32268^2 + 30294^2) \frac{14,3}{2} + (19521^2 + 19521 \cdot 10258 + \\ &+ 10258^2) \frac{37}{3} + (515^2 + 2366^2) \frac{14,2}{2} + \\ &+ (8408^2 + 8408 \cdot 4438 + 4438^2) \frac{6}{3} + \\ &+ (3121^2 + 3119^2) \frac{2}{2} = 291 \cdot 10^8 \text{ кгс}^2 \cdot \text{с} \end{aligned}$$

е) Эквивалентная продолжительность цикла:

$$T_{эфф} = 0,5 [2 (t_1 + t_2 + t_3 + t_5 + t_6 + t_7)] + 2T_p + 0,25 \cdot 2 t_n = 0,5 [(4 + 1 + 14,3 + 14,2 + 6 + 2)] + 2 \cdot 37 + 0,25 \cdot 15 = 123 \text{ с}$$

в) Эффективное тянущее усилие на окружности вальца:

$$F_{эфф} = \frac{\sqrt{\sum F^2 t}}{T_{эфф}} = \frac{\sqrt{291 \cdot 10^8}}{123} = 1,6410^4 \text{ кгс}$$

г) Величина допустимого перегруза:

$$\gamma = \frac{F_{max}}{F_{эфф}} = \frac{32268}{1,64 \cdot 10^4} = 2,0 < 2,4$$

(что меньше коэффициента допустимого перегруза, рекомендуемого для данного типа электродвигателя)

где F_{max} - максимальное усилие на ободе барабана, кгс; усилие в начале основного ускорения, равно 32268 кгс.

П.7.8. Определение затрат на модернизацию подъема.

П.7.8.1. Затраты на установку копра:

$$K_{копр} = K_{копр}^{opt} + K_{копр}^{мон} + K_{копр}^{дем} + K_{копр}^{присп} + K_{копр}^{стр} = 33000 + 23650 + 4300 + 850 + 260 + 245 + 2563 = 64848 \text{ руб.}$$

где $K_{копр}^{opt}$ - стоимость изготовления и приобретения металлоконструкций устанавливаемого копра, руб; определяется по выражениям:

$$K_{копр}^{opt} = P_{копр}^i \quad K_{копр}^{сп} = 110 \cdot 330 = 33000 \text{ руб}$$

где $P_{копр}^i$ - вес устанавливаемого копра, тс;

$K_{копр}^{ст}$ - стоимость I те веса металлоконструкций копра, руб/те;

$K_{копр}^{мон}$ - стоимость монтажных работ при сооружении устанавливаемого копра, руб; определяется по выражениям:

$$K_{копр}^{мон} = P_{копр}^i \cdot K_{копр}^{мон} = 110 \cdot 215 = 23650 \text{ руб}$$

- где $K_{\text{мен}}^{\text{копр}}$ - стоимость монтажа I то веса копра, руб/тс;
 $K_{\text{присп}}^{\text{ман}}$ - стоимость изготовления и монтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб; определяется из выражения:

$$K_{\text{присп}}^{\text{ман}} = P_{\text{присп}} \cdot K_{\text{присп}}^{\text{ман}} = 20 \cdot 215 = 4300 \text{ руб}$$

- где $P_{\text{присп}}$ - вес приспособления для безопасной работы действующего подъема, тс;
 $K_{\text{присп}}^{\text{ман}}$ - стоимость изготовления и монтажа I то веса металлоконструкций, руб/тс;
 $K_{\text{копр}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа заменяемого копра, руб; определяется из выражения:

$$K_{\text{копр}}^{\text{дем}} = P_{\text{копр}} \cdot K_{\text{копр}}^{\text{дем}} = 86 \cdot 9,96 = 860 \text{ руб}$$

- где $P_{\text{копр}}$ - вес заменяемого копра, тс;
 $K_{\text{копр}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа I то веса заменяемого копра, руб/тс;
 $K_{\text{присп}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа металлоконструкций у ствола для безопасной работы действующего подъема, руб, определяется из выражения:

$$K_{\text{присп}}^{\text{дем}} = P_{\text{присп}} \cdot K_{\text{присп}}^{\text{дем}} = 20 \cdot 12,25 = 245 \text{ руб}$$

- где $K_{\text{присп}}^{\text{дем}}$ - стоимость демонтажа I то веса металлоконструкций для безопасной работы действующего подъема, руб/тс;
 $K_{\text{копр}}^{\text{стр}}$ - стоимость строительно-монтажных работ на установку копра, руб; определяется из выражения:

$$K_{\text{копр}}^{\text{стр}} = V_{\text{котл}} \cdot K_{\text{котл}} + V_{\text{фунд}} \cdot K_{\text{фунд}} =$$

$$= 120 \cdot 2,04 + 110,23,3 = 245 + 2563 = 2808 \text{ руб.}$$

- где $V_{\text{котл}}$ - объем разрабатываемого котлована под установку копра, м³;
 $K_{\text{котл}}$ - стоимость разработки грунта IV группы площадью 20 м², руб/м³;
 $V_{\text{фунд}}$ - объем фундамента под копер, м³;
 $K_{\text{фунд}}$ - стоимость устройства I м³ фундамента под копер, бетон М100, руб/м³.

П.7.8.2. Затраты на замену подъемной машины:

$$K_{пм} = K_{пм}^{опт} + K_{пм}^{мен} + K_{пм}^{дем} + K_{пм}^{дем} =$$

$$= 137350 + 13912 + 4680 + 4852 = 160794 \text{ руб.}$$

$K_{пм}^{опт}, K_{пм}^{мен}$ - соответственно оптимальная цена и стоимость монтажа подъемной машины 2Ц6х2,4, руб; определяется по табл. П.4.9;

$K_{пм}^{дем}$ - стоимость демонтажа подъемной машины 2Ц4х1,8, руб; определяется по табл. П.4.9;

$K_{мет}^{мен}$ - стоимость изготовления и монтажа опорных металлоконструкций при замене подъемной машины, руб; определяется из выражения:

$$K_{мет}^{мен} = P_{мет} \cdot K_{мет}^{мен} = 17,05 \cdot 274 = 4680 \text{ руб}$$

где $P_{мет}$ - вес опорных металлоконструкций при замене подъемной машины, т;

$K_{мет}^{мен}$ - стоимость изготовления и монтажа 1 т веса опорных металлоконструкций и его монтажа, руб/т.

П.7.8.3. Затраты на строительные работы при установке подъемной машины 2Ц6х2,4:

$$K_{пм}^{стр} = K_c + K_{рф} + K_{уф} + K_{мп} + K_{пм} + K_{прстр} =$$

$$= 143 + 2025 + 4806 + 1151 + 461 + 31200 = 39786 \text{ руб.}$$

где K_c - стоимость разборки кирпичной стены, руб; определяется из выражения:

$$K_c = V_{рс} \cdot K_{рс} = 53,3 \cdot 4,28 = 143 \text{ руб}$$

где $V_{рс}$ - объем разбираемой кирпичной стены, м³;

$K_{рс}$ - стоимость разборки 1 м³ кирпичной стены, руб/м³;

$K_{рф}$ - стоимость разборки бетонного фундамента, руб; определяется из выражения:

$$K_{рф} = V_{рф} \cdot K_{рф} = 150 \cdot 13,5 = 2025 \text{ руб}$$

где $V_{рф}$ - объем разбираемого фундамента, м³;

$K_{рф}$ - стоимость разборки 1 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 1 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 1 м² полов из металлических плиток, руб/м²;

$K_{пристр}$ - стоимость пристройки к адм.зд. подвеса, руб; определяется из выражения:

$$K_{пристр} = |V_{п.м}^I - V_{п.м}| \cdot K_{пристр} = |7000 - 4500| \cdot 12 = 31200 \text{ руб}$$

где $V_{п.м}^I$ - строительный объем для подъемной машины 2Ц6х2,4, м³; принимается равным 7000 м³;

$V_{п.м}$ - строительный объем для подъемной машины 2Ц4х1,8, м³; принимается равным 4500 м³;

$K_{пристр}$ - стоимость сооружения 1 м³ строительного объема, руб/м³.

Строительные объемы для подъемных машин определены на основании "Эксплуатационных показателей стоимости строительства предприятий угольной промышленности".

П.7.8.4. Затраты на реконструкцию армировки ствола:

$$K_{ар} = K_{рас}^{опт} + K_{пр}^{овн} + K_{лун} + K_{рас}^{мон} + K_{пр}^{мон} + K_{рас}^{дем} + K_{пр}^{дем} + K_{п.об}$$

$$= 21102 + 29018 + 2035 + 25700 + 102239 + 22243 + 4194 + 50000 = 236551 \text{ руб.}$$

где $K_{рас}^{опт}$ - оптовая цена устанавливаемых коротышек расстрелов типа 212x130x12, руб; определяется из выражения:

$$K_{рас}^{опт} = n_{яр} \cdot l_{рас} \cdot q_{рас} \cdot K_{рас}^{опт}$$

$$= 145 \cdot 15 \cdot 0,0396 \cdot 245 = 21102 \text{ руб.}$$

где $n_{яр}$ - число ярусов, армировки в стволе:

$$n_{яр} = \frac{H_{ст}}{h_{ар}} = \frac{606}{4,17} = 145$$

$l_{рас}$ - длина расстрелов в ярусе, м; принимается равной 15 м (см. схему яруса, рас. 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 проводяков типа P50, руб; определяется из выражения:

$$K_{пр}^{опт} = n_{пр} \cdot l_{пр} \cdot q_{пр} \cdot K_{пр}^{опт}$$

$$= 8 \cdot 606 \cdot 0,0516 \cdot 116 = 29018 \text{ руб.}$$

где $n_{пр}$ - число витков проводяков в стволе; $n_{пр} = 8$;

$l_{пр}$ - длина одной витки проводяка в стволе, м; $l_{пр} = 606$ м;

$q_{пр}$ - вес 1 п.м проводяка P50, тс; определяется по табл. 3.3;

$K_{пр}^{опт}$ - оптовая цена 1 тс веса проводяка P50, руб/тс; определяется по табл. 3.3;

$K_{лун}$ - стоимость долбления лунок в бетонной крепи ствола сечением 600-1500 см², руб; определяется из выражения:

$$K_{лун} = n_{лун} \cdot K_{лун} = 580 \cdot 3,51 = 2.035 \text{ руб}$$

$n_{лун}$ - количество лунок в бетонной крепи ствола, шт:

$$n_{лун} = \frac{H_{ст}}{h_{ар}} \cdot 4 = \frac{606}{4,17} \cdot 4 = 580$$

- $K_{лун}$ - стоимость долбления очной лунки, руб/лунка;
 $K_{рас}$ - стоимость установки коробчатых расстрелов 212x150x16 с заделкой одного конца и приращиванием другого, руб; определяется из выражения:

$$K_{рас}^{мон} = P_{яр} \cdot E_{рас} \cdot Q_{рас} \cdot K_{рас}^{уст} =$$

$$145.15.0,0396 \cdot 295,38 = 25700 \text{ руб.}$$

где $K_{рас}^{уст}$ - стоимость установки 1 тс веса расстрелов, руб/тс;

$K_{пр}^{мон}$ - стоимость навески проводников типа П50, руб; определяется из выражения:

$$K_{пр}^{мон} = P_{пр} \cdot E_{пр} \cdot Q_{пр} \cdot K_{пр}^{нав} =$$

$$= 8.606.0,0516 \cdot 408,68 = 102239 \text{ руб.}$$

$K_{рас}^{дем}$ - стоимость демонтажа расстрелов типа дугавр № 24а, руб; определяется из выражения:

$$K_{рас}^{дем} = P_{яр} \cdot P_{лун} \cdot (K_{лун}^{раз} + K_{лун}^{зад}) +$$

$$+ P_{яр} \cdot E_{рас} \cdot Q_{рас} \cdot K_{рас}^{дем} =$$

$$= 145.9 (8,37 \cdot 2,88) + 145.26.5.0,041.48 = 22243 \text{ руб.}$$

где $P_{лун}$ - количество разделяемых 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;

$E_{рас}$ - общая длина расстрелов в существующем ярусе армировки, м; согласно рис.П.7.2 принимается равной 26,5 м;

$Q_{рас}$ - вес 1 м расстрела типа дугавр № 24, кгс; согласно табл.3.1 принимается равным 41,2 кгс;

$K_{рас}^{дем}$ - стоимость демонтажа 1 тс веса расстрела, руб/тс;

$K_{пр}^{дем}$ - стоимость демонтажа проводников П50, руб; определяется из выражения:

$$K_{пр}^{дем} = P_{яр} \cdot P_{ск} \cdot K_{ск} + E_{пр} \cdot P_{лун} \cdot Q_{пр} \cdot K_{пр}^{дем} =$$

$$= 145.8.1,69 + 606.8.0,0584 \cdot 11,98 = 4134 \text{ руб.}$$

- где $P_{ск}$ - число зажимных скоб в существующем ярусе арматуры, шт.; согласно рис. П.7.2 принимается равным 8;
- $K_{ск}$ - стоимость снятия зажимной скобы, руб./скоба;
- $P_{нит}$ - число ниток проводников в существующем ярусе арматуры, шт.; согласно рис. П.7.2 принимается равным 8;
- $L_{пр}$ - длина проводника, м; принимается равной глубине отвала - 606 м;
- $Q_{пр}$ - вес 1 м проводника ГЗБ, кгс; согласно табл. 3.3 принимается равным 38,4 кгс;
- $K_{дем пр}$ - стоимость демонтажа 1 т веса проводника, р./тс;
- $K_{м.об}$ - затраты на монтаж, демонтаж, транспорт и наладку временного проходческого оборудования, руб.; согласно смете проектов реконструкции скиповых комплексов принимается равными 50000 руб.

П.7.8.5. Затраты на замены редуктора:

$$K_{ред} = K_{ред}^{опт} + K_{ред}^{мон} + K_{ред}^{дем} =$$

$$= 3600 + 1800 + 378 = 5778 \text{ руб.}$$

где $K_{ред}^{опт}$, $K_{ред}^{мон}$ - соответственно оптовая цена и стоимость монтажа редуктора 2ЦСН-22, руб.; определяются по табл. П.4.12;

$K_{ред}^{дем}$ - стоимость демонтажа редуктора 2ЦС-18, руб.; определяется по табл. П.4.12.

П.7.8.6. Затраты на замену электродвигателя:

$$K_{эл} = 2 \{ K_{эл}^{опт} + K_{эл}^{мон} \} + K_{эл}^{дем} =$$

$$= 2 \{ 11700 + 271 \} + 34 = 23976 \text{ руб}$$

где $K_{эл}^{опт}$, $K_{эл}^{мон}$ - соответственно оптовая цена и стоимость монтажа электродвигателя АКВ-2-18-57-15УХЛ4, руб.; определяются по табл. П.4.8;

$K_{эл}^{дем}$ - стоимость демонтажа электродвигателя ДАВ-1906-16, руб.; принимается равной 34 руб.

П.7.8.7. Затраты на замену копровых шквор:

$$K_{шк} = \{ 2K_{шк}^{опт} + 4K_{шк}^{дем} + 4K_{шк}^{мон} \} =$$

$$= \{ 26360 + 4701 + 4179 \} = 16246 \text{ руб}$$

где $K_{шк}^{опт}$, $K_{шк}^{мен}$ - соответственно оптовая цена и стоимость монтажа копрового шкива ШК-5, руб; определяется по табл. П.4.13;

$K_{шк}^{дем}$ - стоимость демонтажа копрового шкива ШК-4, руб; определяется по табл. П.4.13.

П.7.8. Затраты на замену подъемных сосудов:

$$K_c = 2 \{ K_c^{опт} + K_c^{мен} + K_c^{дем} \} =$$

$$= 2 \{ 6536 + 448 + 76 \} = 14120 \text{ руб}$$

где $K_c^{опт}$, $K_c^{мен}$ - оптовая цена и стоимость навески подъемного сосуда 2СН15-1, руб; определяется по табл. П.4.10;

$K_c^{дем}$ - стоимость демонтажа подъемного сосуда 2СН9,5-1, руб; определяется по табл. П.4.10.

П.7.8. Затраты на замену головных канатов:

$$K_{гк} = 2 \{ K_{гк}^{опт} + K_{гк}^{нав} + K_{гк}^{дем} \} =$$

$$= 2 \{ 4029 + 444 + 62 \} = 9070 \text{ руб}$$

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 $\varnothing 53,5$ 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 $\varnothing 53,5$ мм, руб; определяется из выражения:

$$K_{гк}^{нав} = \left\{ K_{гк}^{нав} + \left[\frac{L_{гк}}{10} - 1 \right] (K_{гк}^{нав})' \right\} =$$

$$= \left\{ 81,2 + \left[\frac{753}{100} - 1 \right] \cdot 56,3 \right\} = 444 \text{ руб}$$

где $K_{гк}^{наб}$, $(K_{гк}^{наб})^I$ - соответственно стоимости наводки первых 100 м и последующих 100 м головного каната $\varnothing 53,5$ мм, руб; определяются по табл. П.4.1Г;

$K_{гк}^{дем}$ - стоимость демонтажа головного каната $\varnothing 33,0$ мм, руб; определяется из выражения:

$$K_{гк}^{дем} = \left\{ K_{гк}^{дем} + \left[\frac{L_{гк}}{100} - 1 \right] (K_{гк}^{дем})^I \right\} =$$

$$= \left\{ 15,6 + \left[\frac{753}{100} - 1 \right] \cdot 7,2 \right\} = 62 \text{ руб}$$

где $K_{гк}^{дем}$, $(K_{гк}^{дем})^I$ - соответственно стоимость демонтажа первых 100 м и последующих 100 м головного каната $\varnothing 33,0$ мм; определяются по табл. П.4.1Г.

П.7.8.10. Затраты на замену двухскаксового загрузочного устройства.

Существующий скаксовый подъем оборудован загрузочным устройством с объемной дозировкой. Учитывая, что при замене скипов на 18 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:

$$K_{3у} = K_{3у}^{опт} + K_{3у}^{мон} + K_{3у}^{дем} + K_n + K_{3у}^{гр} =$$

$$= 10000 + 1633 + 3777 + 11448 + 2086 = 25544 \text{ руб.}$$

где $K_{3у}^{опт}$ - оптимальная цена устанавливаемого загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{3у}^{опт} = P_{3у} \cdot X_{3у}^{опт} = 26 \cdot 384,6 = 10000 \text{ руб}$$

где $P_{3у}^I$ - вес устанавливаемого загрузочного устройства, тс;

$X_{3у}^{опт}$ - стоимость 1 тс веса устанавливаемого загрузочного устройства, руб/тс;

$K_{3у}^{мон}$ - стоимость монтажа устанавливаемого загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{3y}^{мон} = P_{3y}^i \cdot K_{3y}^{мон} = 26 \cdot 62,8 = 1633 \text{ руб}$$

где $K_{3y}^{мон}$ - стоимость монтажа 1 т.с. веса загрузочного устройства, руб/тс;

$K_{3y}^{дем}$ - стоимость демонтажа заменяемого загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{3y}^{дем} = P_{3y}^i \cdot K_{3y}^{дем} = 20 \cdot 18,87 = 377 \text{ руб}$$

где P_{3y}^i - вес заменяемого загрузочного устройства, тс;

$K_{3y}^{дем}$ - стоимость демонтажа 1 тс веса загрузочного устройства, руб/тс;

K_n - стоимость установки питателя ПЛ-8, руб; определяется из выражения:

$$K_n = K_n^{опт} + K_n^{мон} = 5400 + 324 = 5724 \text{ руб}$$

где $K_n^{опт}$ - оптовая цена питателя ПЛ-8, руб;

$K_n^{мон}$ - стоимость монтажа питателя, руб.

$$K_n^{мон} = P_n \cdot K_n^{мон} = 10,166 \cdot 31,8 = 324 \text{ руб}$$

где P_n - вес питателя, тс;

$K_n^{мон}$ - стоимость монтажа 1 тс веса питателя, руб/тс;

$K_{3к}^{гр}$ - стоимость горных работ при расширении камеры загрузочного устройства, руб; определяется из выражения:

$$K_{3к}^{гр} = V_{ст} \cdot K_{ст} + \Delta V_{3к} \cdot K_{пр} + V_{нкр} \cdot K_{нкр} +$$

$$+ V_{вкр} \cdot K_{вкр} + V_{пол} \cdot K_{пол} =$$

$$= 7 \cdot 9,07 + 70 \cdot 7,16 + 70 \cdot 6,48 + 16 \cdot 50,5 + 8 \cdot 32,88 = 2086 \text{ руб.}$$

где $V_{ст}$ - объем разборки железобетонных тубингов в стволе, м³;

$K_{ст}$ - стоимость разборки 1 м³ железобетонных тубингов в стволе, руб/м³;

$\Delta V_{3к}$ - объем прохождения загрузочной камеры сечением в свету 6,5 м² в проход 11,8 м² по породе $f = 4-6$, м³;

$K_{кр}$ - стоимость прохождения 1 м³ загрузочной камеры сечением в свету 6,5 м² по породе $f = 4-6$ м, руб/м³;

- $V_{в.кр}$ - объем временного крепления, m^3 ;
 $K_{в.кр}$ - стоимость 1 m^3 временного крепления, руб/ m^3 ;
 $V_{п.кр}$ - объем постоянного крепления, m^3 ;
 $K_{п.кр}$ - стоимость 1 m^3 постоянного бетонного крепления стены толщиной 400 мм, руб/ m^3 ;
 $V_{пол}$ - объем пола, m^3 ;
 $K_{пол}$ - стоимость 1 m^3 бетонирования пола, руб/ m^3

П.7.8.II. Затраты на установку разгрузочных кривых:

$$K_{рк} = K_{рк}^{опт} + K_{рк}^{мон} + K_{рк}^{дем} =$$

$$= 4050 + 459 + 101 = 4610 \text{ руб.}$$

где $K_{рк}^{опт}$ - стоимость приобретенная устанавливаемых разгрузочных кривых, руб; определяется из выражения:

$$K_{рк}^{опт} = P_{рк}^i \cdot X_{рк} = 15 \cdot 270 = 4050 \text{ руб}$$

где $P_{рк}$ - вес устанавливаемых разгрузочных кривых, тс;
 $X_{рк}$ - стоимость 1 тс веса устанавливаемых разгрузочных кривых руб/тс;
 $K_{рк}^{мон}$ - стоимость монтажа устанавливаемых разгрузочных кривых, руб; определяется из выражения

$$K_{рк}^{мон} = P_{рк}^i \cdot X_{рк}^{мон} = 15 \cdot 30,6 = 459 \text{ руб}$$

где $X_{рк}^{мон}$ - стоимость монтажа 1 тс веса устанавливаемых разгрузочных кривых, руб/тс;
 $K_{рк}^{дем}$ - стоимость демонтажа существующих разгрузочных кривых, руб; определяется из выражения:

$$K_{рк}^{дем} = P_{рк}^i \cdot X_{рк}^{дем} = 10 \cdot 10,1 = 101 \text{ руб}$$

п.7.9. Определение эксплуатационных расходов

п.7.9.I. Затраты на электроэнергию:

$$C_{эл} = W_3 \left(\frac{a_1}{\cos \varphi} + a_2 \cdot T_{р.сут} \cdot T_{р.год} \cdot \eta \right) =$$

$$= 2500 \left(\frac{12,8}{0,6} + \frac{0,7}{100} \times 17,5 \times 305 \times 0,75 \right) = 122500 \text{ руб./год}$$

где W_3 - суммарная мощность одновременно работающих электродвигателей, кВт; принимается равной 2500 кВт.;

a_1 - тариф за I квт. установленной мощности, руб./год;
принимается равным 12,6 руб./год.;

a_2 - тариф за I квт израсходованной энергии, коп.;
принимается равным 0,7 коп.;

h - средний коэффициент загрузки двигателей по мощности;
принимается равным 0,75; $\cos \varphi = 0,6$;

$T_{p.cyт}$ - время работы подъемной установки в сутки, ч;
принимается равным 17,5 ч.;

$T_{p.год}$ - 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 течение всего срока эксплуатации шахты:

$$C_{ам} = \frac{K_{коп} + K_{в.м.}^{ст} + K_{арм} + K_{кк} + K_{гк} + K_{ку} + K_{рк}}{Z_{ш}} =$$

$$= \frac{64848 + 39785 + 236531 + 28960 + 9070 + 25544 + 4610}{100 \times 10^6} = 0,0041 \text{ руб./т}$$

где $Z_{ш}$ - промышленные запасы шахтного поля, т; принимается равным 100×10^6 т

б) Амортизационные отчисления на восстановление оборудования:

- электродвигателей

$$C_{дв} = \frac{K_{дв} \cdot \alpha_{дв}}{100} = \frac{23976 \cdot 8,1}{100} = 1942 \text{ руб./год}$$

- редуктора

$$C_{ред} = \frac{K_{ред} \cdot \alpha_{ред}}{100} = \frac{5778 \cdot 9,1}{100} = 526 \text{ руб./год}$$

- шкивов

$$C_{ск} = \frac{K_{ск} \cdot \alpha_{ск}}{100} = \frac{14120 \cdot 36,8}{100} = 5196 \text{ руб./год}$$

- подъемной машины

$$C_{пм} = \frac{K_{п.м.} \cdot \alpha_{п.м.}}{100} = \frac{160794 \cdot 5,3}{100} = 8522 \text{ руб./год}$$

где $\alpha_{дв}$, $\alpha_{ред}$, $\alpha_{ск}$, $\alpha_{п.м.}$ - соответственно нормы амортизационных отчислений на восстановление электродвигателя, редуктора, шкивов и подъемной машины

Таким образом, реализация результатов проведенных расчетов и эффективных средств позволят оценить объем и экономическую характеристику мероприятий, обеспечивающих повышение производительности работы конкретной скиповой установки.

Ответственный за выпуск

Л.И.Голев