

Министерство угольной промышленности СССР  
Академия наук СССР  
Ордена Трудового Красного Знамени  
Институт горного дела им. А. А. Скочинского

---

**ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ  
ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА  
НОВЫХ И ДЕЙСТВУЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

Министерство угольной промышленности СССР  
Академия наук СССР  
Ордена Трудового Красного Знамени  
Институт горного дела им. А. А. Скочинского

---

Утверждены  
первым заместителем  
Министра угольной  
промышленности СССР

Л. Е. Графовым  
13 июля 1976 г.

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ  
ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА  
НОВЫХ И ДЕЙСТВУЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ



Москва  
1977

"Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт" разработаны Институтом горного дела им. А. А. Скочинского совместно с Центрогипрошахтом, Институтами, ДонУТИ, КНИУИ, КузНИУИ, БНПО "Углемеханизация" и МакНИИ.

Основные положения отражают современные прогрессивные направления проектирования подземного транспорта и базируются на обобщении передового опыта и результатов научно-исследовательских работ, выполненных в последние годы.

В работе изложены рекомендации по применению прогрессивных схем и средств подземного транспорта, приведены методики по выбору типов транспортного оборудования и технологических узлов, даны технические характеристики основных видов выпускаемого и подготовленного к производству транспортного оборудования.

Основные положения предназначены для проектировщиков, работников шахт и производственных объединений, связанных с проектированием подземного транспорта.

В составлении основных положений принимали участие: М. А. Котов и В. П. Гудалов (руководители работы), Г. Н. Кост, А. И. Ищенко, В. П. Степаненко, В. К. Колодяров, И. И. Григорьев, Р. В. Малов, И. П. Ремизов, Л. А. Чубаров, С. Д. Вепринцев, Г. Я. Пейсахович, А. И. Митейко, Б. М. Шербаков, Э. Я. Базер, Я. И. Тютиник, В. А. Пономаренко, С. Ю. Кравчинский, П. С. Шахтарь, К. Д. Белоусов, Р. В. Мерцалов, В. А. Шемякин, Б. Т. Климов, А. Е. Симаков, Е. М. Чернявский, А. А. Ткаченко, Д. А. Сасунов, В. Н. Адьяканов, П. И. Овсенко, И. Т. Чуйко, С. С. Шевчук.

## И. В В Е Д Е Н И Е

Широкое применение на угольных шахтах высокопроизводительных механизированных комплексов и осуществляемая концентрация горных работ ведут к значительному повышению нагрузок на транспортные выработки. В этих условиях возрастает роль подземного транспорта в общем технологическом процессе угледобычи на шахтах.

За последние 12 лет в результате совершенствования технологии и повышения технического уровня шахт трудоемкость на подземном транспорте в целом снизилась до 41 чел.-смен на 1000 т суточной добычи, а в некоторых бассейнах до 20-22 чел.-смен. Снижение трудоемкости обеспечено, в первую очередь, за счет перехода на автоматизированный конвейерный транспорт угля в пределах добычных участков, который завершен почти во всех бассейнах страны, кроме Украинского Донбасса, где трудоемкость на подземном транспорте остается еще высокой (62 чел.-смен).

Протяженность конвейеризированных выработок возросла в 1,8 раза. Уровень конвейеризации горизонтальных выработок достиг в 1975 г. 20% против 10,7% и наклонных - 79,6% против 57,3% в 1965 г. Конвейеризация наклонных выработок с углами наклона до 16-18° практически завершена. Начата конвейеризация главных откаточных выработок. Расширена материальная основа для технического перевооружения конвейерного транспорта угольных шахт; освоено или подготовлено к промышленному производству большинство ленточных конвейеров унифицированного ряда.

Совершенствование рельсового транспорта, который является основным видом транспорта по главным откаточным выработкам, осуществляется за счет увеличения сцепного веса локомотивов и емкости вагонеток. За последние годы доля тяжелых локомотивов возросла до 12%, угольная промышленность стала получать во все возрастающем количестве вагонетки большой емкости, в том числе с донной разгрузкой. Завершается оснащение основных откаточных выработок тяжелыми рельсами.

Главными задачами совершенствования и развития технологии подземного транспорта в ближайшее десятилетие являются:

- значительное повышение надежности и пропускной способности транспортных магистралей;
- снижение трудоемкости работ на подземном транспорте;
- повышение нагрузки на наклонные и горизонтальные магистральные выработки;
- полная конвейеризация на выемочных участках и конвейеризация всех наклонных выработок, транспортирующих уголь;
- постепенная замена электровозного транспорта угля по главным выработкам на горизонте околоствольного двора конвейерным транспортом;
- введение бункеризации на стыках транспорта.

Для осуществления этих задач необходимо:

1. Значительно расширить область применения конвейерного транспорта за счет: завершения полной конвейеризации транспорта угля от забоя до основного горизонта на шахтах, разрабатывающих пологие пласты; конвейеризации всех наклонных выработок, по которым транспортируется уголь; перевода шахт с концентрированными грузопотоками на конвейеризированный транспорт угля от забоя до околоствольного двора, а при наклонных стволах и до поверхностного комплекса, включая погрузку угля в железнодорожные вагоны.

2. Оборудовать на шахтах, разрабатывающих пологие пласты, узлы сопряжения лав с конвейерными выработками телескопическими ленточными конвейерами или надвижными перегружателями.

3. Оборудовать узлы сопряжения конвейеризированных горизонтальных и наклонных выработок горными или механизированными бункерами - аккумулялирующими емкостями, для чего необходимо освоить серийное производство бункер-конвейеров унифицированного ряда.

4. Осуществить техническое перевооружение всех подземных конвейерных линий путем замены ленточных конвейеров старых типов, а также скребковых конвейеров более совершенными конвейерами нового унифицированного ряда.



5. Широко внедрять новые виды вспомогательного транспорта:  
 монорельсовые дороги с канатной тягой;  
 рудничные дизельные локомотивы небольшого сцепного веса для работы в шахтах III категории, сверхкатегорийных и опасных по внезапным выбросам угля и газа;  
 монорельсовые рудничные дизелевозы;  
 грузовые и грузоподъемные дизельные самоходные вагонетки на пневмошинном ходу;  
 подвесные и напочвенные канатные дороги.
6. Осуществить техническое перевооружение локомотивного парка для магистральной откатки путем постепенной замены существующих морально устаревших электровозов локомотивами нового ряда, главным образом тяжелыми контактными и аккумуляторными электровозами сцепным весом до 28 тс, а также более экономичными, чем аккумуляторные, высокочастотными электровозами и взрывобезопасными дизелевозами.
7. Осуществить на магистральной откатке замену вагонеток с глухим кузовом на большегрузные вагонетки и секционные поезда с разгрузкой через дно.
8. Широко применять на стационарных погрузочных пунктах при магистральном локомотивном транспорте угля автоматизированные погрузочные комплексы.
9. Приступить к внедрению технологии поточной откатки угля рельсовым транспортом.
10. Завершить в околоствольных дворах и на основных откаточных выработках с применением вагонеток емкостью 2 м<sup>3</sup> и выше переход на тяжелые рельсы массой 33–38 кг на I м, уложенные на упроченных шпалах и каменном (щебеночном или гравийном) балласте.
- II. Механизировать путеукладочные и путеремонтные работы, для чего необходимо создание и широкое применение путеремонтных поездов, путеочистительных и почвоподдирочных машин.

## 2. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

### Технологические задачи и виды подземного транспорта

2.1. Основными технологическими задачами подземного транспорта являются:

прием и транспортирование угля из очистных забоев до околоствольного двора (на шахтах с вертикальным подъемом) или до поверхности (на шахтах с наклонным конвейерным или скиповым подъемом);

прием и транспортирование угля, породы или горной массы из подготовительных забоев до транспортных средств, доставляющих уголь из очистных забоев (при совместном их транспортировании), или до околоствольного двора или поверхности шахты (при раздельном их транспортировании);

транспортирование различного оборудования и материалов от околоствольного двора или поверхности (при наличии наклонного ствола) до очистных и подготовительных забоев и других производственных объектов в шахте, а также в обратном направлении, включая погрузку, перегрузку и разгрузку грузов;

перевозка людей от околоствольного двора или поверхности (при наличии наклонного ствола) шахты к местам работы в шахте и обратно в начале и в конце смен, а также перевозка лиц технического надзора и ремонтных рабочих по шахте в течение смены.

2.2. Основные виды подземного транспорта, их назначение и характерные горнотехнические условия применения приведены в табл. 2.1.

### Схемы подземного транспорта и их составные части

2.3. Схема подземного транспорта должна в графическом виде отражать на определенный момент времени взаимоположение и основные размеры транспортных горных выработок (схема транспортных выработок), а также применяемые в этих выработках виды и типы транспортного оборудования и устройств (технологическая схема транспорта).

2.4. На общей схеме подземного транспорта шахты показываются взаимосвязанные пути следования и способы транспортирования по шахте в целом всех видов грузов (угля, породы, материалов, оборудования, людей) в направлении к околоствольному двору или поверхности, а также и в обратном направлении.

При необходимости могут изображаться схемы транспорта отдельных участков шахты (например, схема транспорта выемочной панели или выемочного участка этажа) или отдельных транспортных технологических процессов (например, схема транспорта угля из очистных забоев до ствола шахты, схема транспорта материалов, оборудования и людей на конвейеризированной шахте, схемы главных откаточных путей).

Т а б л и ц а 2.1

Основные виды подземного транспорта

Виды подземного транспорта	Конструктивные разновидности средств транспорта	Основное назначение	Горнотехнические условия применения
Конвейерный	Ленточные конвейеры обычной конструкции	Транспортирование угля, породы и горной массы от очистных и подготовительных забоев	Прямолинейные в плане горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона от $-16^{\circ}$ до $+18^{\circ}$
	Крутонаклонные ленточные конвейеры	То же	Прямолинейные в плане наклонные выработки с углами наклона до $-25^{\circ}$ или $+35^{\circ}$
	Телескопические ленточные конвейеры	Транспортирование угля от очистных забоев	Прямолинейные в плане постоянно укорачивающиеся вслед за продвижением очистных забоев горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона от $-12^{\circ}$ до $+12^{\circ}$
	Грузолюдские ленточные конвейеры	Транспортирование угля, породы и горной массы и перевозка людей	Уклоны с углами наклона до $+18^{\circ}$
	Пластинчатые изгибающиеся конвейеры	Транспортирование угля от очистных забоев	Искривленные в плане горизонтальные выработки
Рельсовый	Скребокные конвейеры	Транспортирование угля, породы и горной массы из очистных и подготовительных забоев	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до $35^{\circ}$ при небольшой длине транспортирования (до 100-150 м)
	Электровозы, дизельвозы	Транспортирование составов вагонеток и секционных поездов с углем, породой, горной массой, оборудованием и материалами, а также пассажирских составов	Горизонтальные выработки
	Инерционные локомотивы (гирвозы)	Перевозка вспомогательных грузов и людей	Вентиляционные горизонтальные выработки
	Канатная откатка в вагонетках	Транспортирование составов вагонеток с углем, породой или горной массой, материалами и оборудованием, а также пассажирских поездов	Вспомогательные наклонные выработки с углами наклона от $5^{\circ}$ до $30^{\circ}$
	Канатная откатка в скипах	Транспортирование угля, породы или горной массы	Наклонные выработки с углами наклона свыше $18^{\circ}$
Безрельсовый самоходный	Нашпеченные канатные дороги	Транспортирование составов вагонеток с углем, породой или горной массой, материалами и оборудованием	Горизонтальные и слабонаклонные (до $5^{\circ}$ ) выработки
	Грузовые самоходные вагонетки	Транспортирование угля, породы и горной массы	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до $16^{\circ}$
	Тягачи с прицепными платформами	Транспортирование материалов и оборудования	То же
Монорельсовый	Грузолюдские самоходные вагонетки	Транспортирование материалов и оборудования, перевозка людей	—
	Монорельсовые дороги с канатной тягой	То же	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до $18^{\circ}$
Канатный подвесной	Монорельсовые дороги с подвесными локомотивами	—	То же
	Моноканатные подвесные дороги	—	То же с углами наклона до $25^{\circ}$
	Двухканатные подвесные дороги	Транспортирование материалов и оборудования	То же с углами наклона до $15^{\circ}$

2.5. Периодическое изменение местоположения очистных и подготовительных забоев в пределах шахтного поля и замена транспортного оборудования и устройств в процессе эксплуатации требует периодической корректировки схем подземного транспорта на действующих шахтах. Корректировка общей схемы должна производиться во всех случаях, когда осуществляются какие-либо изменения в транспортной системе шахты. Скорректированная общая схема подземного транспорта должна быть на всех действующих угольных шахтах.

2.6. При проектировании новых шахт и при подготовке проектов реконструкции действующих шахт обязательна разработка общей схемы подземного транспорта шахты на период сдачи шахты (горизонта) в эксплуатацию и за период освоения проектной мощности. Это позволяет уже на стадии проектирования более правильно подойти к вопросу выбора рациональной схемы транспортных горных выработок и технологической схемы транспорта шахты.

2.7. Схемы подземного транспорта должны содержать выполненные в масштабе или без масштаба схемы транспортных выработок, на которых в каждой горной транспортной выработке условными обозначениями показываются виды и наименования (буквами и цифрами) типов применяемого транспортного оборудования и устройств (технологическая схема транспорта). При наличии в выработке двух параллельно работающих видов транспортного оборудования (например, ленточный конвейер и монорельсовая дорога) необходимо указывать оба вида транспорта (параллельно расположенными условными изображениями).

На рис. 2.1 приведен пример схемы подземного транспорта выемочной панели, выполненной путем нанесения технологической схемы транспорта на безмасштабную схему горных выработок.

Допускается упрощенное (не совмещенное с масштабным планом или безмасштабной схемой горных выработок) изображение схемы подземного транспорта. При этом контур выработок на схеме может не наноситься, но наименование выработок, где установлено транспортное оборудование, и их длина должны указываться словами и цифрами.

2.8. Условные обозначения видов транспортного оборудования и устройств, рекомендуемых для изображения схем подземного транспорта угольных шахт, приведены в табл. 2.2.

2.9. В зависимости от места размещения транспортных средств и устройств в системе горных выработок шахты необходимо различать две основные части, входящие в состав общей системы транспорта всех видов грузов по шахте: участковый транспорт и магистральный транспорт.

2.10. Участковый транспорт — совокупность транспортных средств и устройств, размещенных в горизонтальных, наклонных и вертикальных выработках, расположенных в пределах выемочной панели или выемочного участка<sup>х)</sup> этажа.

Участковыми транспортными выработками следует считать на шахтах, разрабатывающих:

горизонтальные пласты — бортовые (участковые) и основные штреки, к которым примыкают очистные забои;

пологие и наклонные пласты:

при панельной подготовке шахтного поля — ярусные штреки, вспомогательные квершлагги, просеки, печи, панельные бремсберги и уклоны, к которым примыкают ярусные штреки;

при этажной подготовке шахтного поля — подэтажные и промежуточные штреки, вспомогательные квершлагги, просеки, печи, участковые бремсберги и уклоны, примыкающие к этажным штрекам, наклонные ходки (при отработке столбов по восстанию или падению);

крутые пласты — промежуточные, подэтажные и параллельные штреки.

2.11. Магистральный транспорт — совокупность транспортных средств и устройств, размещаемых в главных горизонтальных и капитальных наклонных выработках, по которым осуществляется транспортирование всех видов грузов между выемочными участками и околоствольным двором или поверхностью шахты (при наличии наклонного ствола).

Главными транспортными горизонтальными выработками следует считать: штреки (капитальные, основные, концентрационные, пластовые) и квершлагги (капитальные, основные, промежуточные) на горизонте околоствольного двора шахты, этажные штреки и квершлагги на промежуточных горизонтах шахты.

Главными транспортными наклонными выработками следует считать: наклонные стволы, капитальные уклоны и бремсберги, к которым примыкают этажные штреки, межгоризонтные (промежуточные, передаточные) наклонные выработки.

2.12. В зависимости от технологического назначения транспортных средств и устройств в участковый и магистральный транспорт могут входить следующие основные транспортные подсистемы:

основной транспорт угля из очистных забоев до околоствольного двора или поверхности (при наличии наклонного ствола) шахты;

х) Не смешивать с участком как административной единицей.

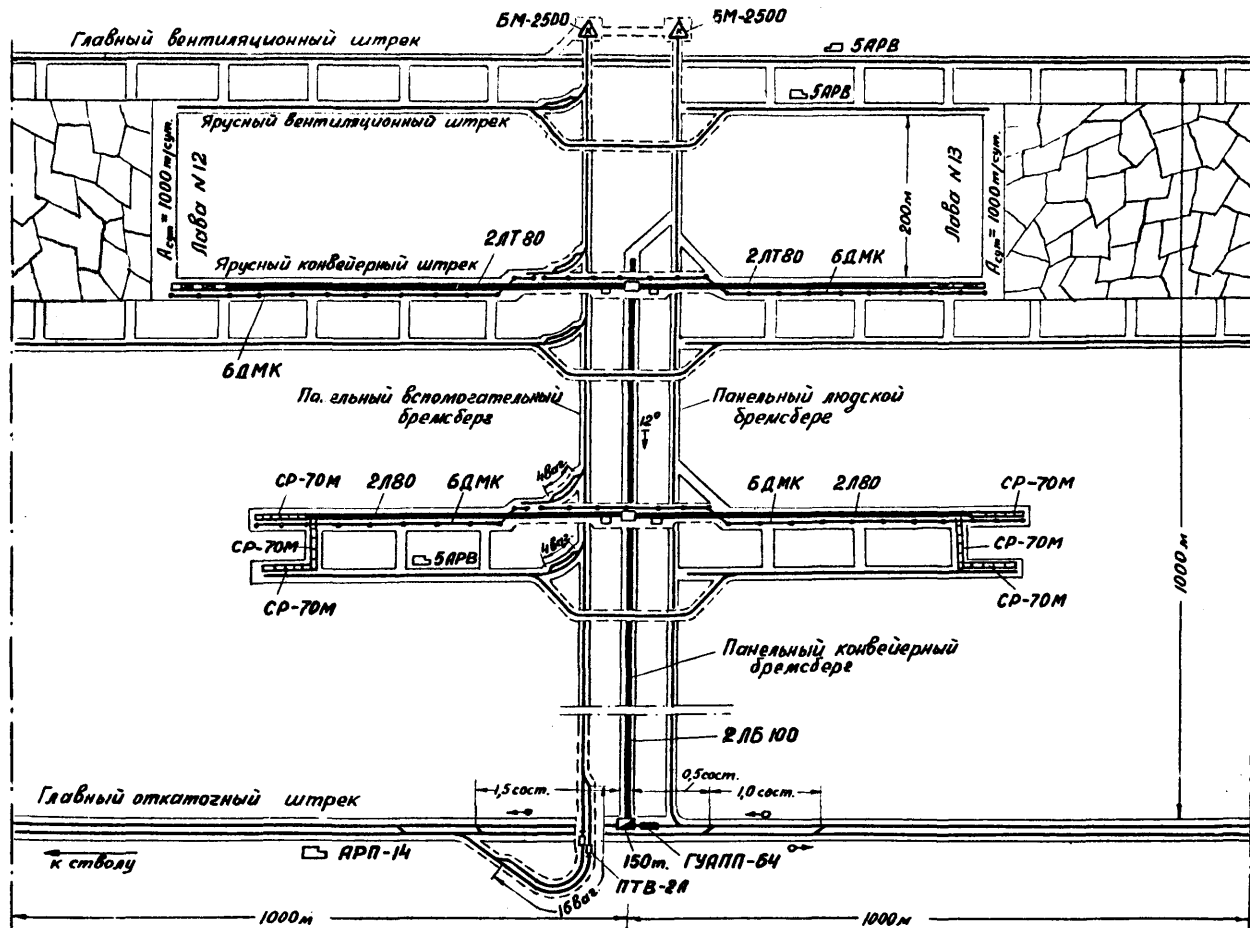



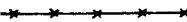






Рис. 2.1. Схема подземного транспорта выемочной панели

Т а б л и ц а 2.2

## Условные обозначения видов транспортного оборудования

Условные обозначения	Виды транспортного оборудования и устройств
1	2
	Ленточный конвейер
	Телескопический ленточный конвейер с приставным перегружателем
	Пластинчатый конвейер
	Скребокый конвейер
	Надвижной скребокый перегружатель
	Желоба или решетки для самотечного транспорта
	Однколейный рельсовый путь с разминожкой (с указанием ее емкости в составах или вагонетках)
	Двухколейный рельсовый путь со съездами
	Откаточная выработка, оборудованная аккумуляторными электровозами
	То же контактными электровозами
	То же высокочастотными электровозами
	То же дизельными локомотивами
	То же гировозами
	Самоходные вагонетки на пневмоколесах
	Погрузочный пункт с погрузкой угля с ленточного, скребокый или пластинчатого конвейера
	Погрузочный пункт под лавой
	Горный бункер (гезенг)
	Бункер-конвейер
	Приемная воронка (разгрузочная яма)
	Автоматизированный погрузочный комплекс
	Толкатель
	Маневровая лебедка
	Лебедка для откатки бесконечным канатом
	То же канатом
	Спрокидыватель

1	2
	Компенсатор высоты
	Монорельсовая дорога с канатной тягой
	То же с подвесным дизелевозом
	Монорельсовая подвесная дорога
	Двухканатная подвесная дорога
	Напочвенная канатная дорога
	Направление движения груза
	Направление движения порожняка

транспорт из подготовительных забоев угля, породы или горной массы от подготовительных забоев до места перегрузки (передачи) на средства основного транспорта, околоствольного двора или поверхности шахты (при раздельном их транспортировании по шахте от потока угля из очистных забоев);

вспомогательный транспорт материалов и оборудования в направлении от околоствольного двора или поверхности (при наличии наклонного ствола) шахты до очистных и подготовительных забоев и мест проведения каких-либо работ в шахте, а также в обратном направлении;

транспорт людей в направлении от околоствольного двора или поверхности (при наличии наклонного ствола) шахты к месту работы в шахте и в обратном направлении;

транспорт закладочных материалов в направлении от места их поступления в шахту или места их производства в шахте до мест проведения закладочных работ.

2.13. Схему транспорта угля из очистных забоев следует считать основным технологическим элементом общей схемы подземного транспорта шахты. Она в большой степени предопределяет схему транспорта из подготовительных забоев, схему вспомогательного транспорта и схему транспорта людей.

2.14. Технологические схемы транспорта угля по шахте характеризуются применяемыми в горных выработках (участковых и главных) видами транспорта. В зависимости от количества видов основного транспорта шахт различают схемы с одним видом транспорта и комбинированные.

К группе технологических схем с одним видом транспорта относятся:

конвейерные схемы (на шахте со сплошной конвейеризацией транспорта угля из всех очистных забоев);

схемы с локомотивной откаткой (обычно на шахтах, разрабатывающих крутые пласты, где отсутствуют участковые транспортные выработки),

К группе комбинированных схем следует относить общие схемы транспорта шахт, где для транспортирования угля применяется несколько видов транспорта. Например, конвейерный транспорт по участковым горизонтальным и наклонным выработкам и локомотивная откатка по главным горизонтальным выработкам.

2.15. Конвейеризованными выемочными участками следует считать такие выемочные панели или выемочные участки этажа, где транспортирование угля от очистных забоев по участковым горизонтальным и наклонным выработкам до главных транспортных выработок осуществляется конвейерами (независимо от их типа). К конвейеризованным следует относить также выемочные участки с "локальными" лавами, транспортирование угля из которых по просекам и печам до главной горизонтальной выработки осуществляется конвейерами (независимо от их типа).

2.16. Шахтой со сплошной конвейеризацией следует считать такую шахту, где транспортирование угля от всех очистных забоев по участковым и главным выработкам до околоствольного двора или поверхности шахты (при наличии наклонного ствола) осуществляется конвейерами (независимо от их типа).

## Основные технологические транспортные узлы

2.17. **Околоствольный двор** — главный узел сопряжения системы подземного транспорта шахты с шахтными подъемами. Как технологический транспортный узел он представляет собой совокупность горных выработок, транспортного оборудования и устройств, предназначенных для приема и передачи всех видов грузов, выдаваемых из шахты на поверхность и поступающих в шахту по стволам (вертикальным или наклонным).

2.18. **Погрузочный пункт** — совокупность горных выработок, транспортного оборудования и устройств, предназначенных для: погрузки угля, поступающего с конвейера, из лжка бункера или углеспускной печи, в транспортные сосуды (составы вагонеток или секционные поезда); их перемещения при погрузке и производстве маневровых операций по обмену груженых составов (поездов) на порожние.

2.19. **Приемно-отправительные площадки** — совокупность горных выработок, транспортного оборудования и устройств, предназначенных для приема и передачи вагонеток или составов (партий) вагонеток с одного вида рельсового транспорта на другой (обычно канатного и локомотивного).

В зависимости от места размещения площадки по отношению к наклонной рельсовой (обычно вспомогательной) выработке следует различать концевые (верхние или нижние) и промежуточные приемно-отправительные площадки.

2.20. **Приемно-отправительные станции наклонных выработок** — совокупность двух технологических узлов (погрузочного пункта и концевой приемно-отправительной площадки), оборудуемых в местах примыкания параллельно расположенных наклонных выработок (конвейерной и вспомогательной рельсовой) с главной откаточной выработкой.

2.21. **Подважный конвейерный узел** — совокупность участка горной выработки в месте примыкания к ней лавы и транспортных средств, предназначенных для приема угля от забойного конвейера и передачи его на транспортную конвейерную линию.

2.22. **Конвейерный перегрузочный узел** — совокупность участка горной выработки в месте сопряжения двух конвейеров и транспортных устройств, предназначенных для перегрузки угля с конвейера на конвейер.

2.23. **Перегрузочный пункт на сопряжении двух видов транспорта** — совокупность горных выработок, транспортного оборудования и устройств, предназначенных для:

разгрузки угля из транспортных сосудов и погрузки его на конвейер или в скип, установленные в наклонной или вертикальной выработке, а также перегрузки угля с конвейера в скип; перегрузка материалов и оборудования с одного вида вспомогательного транспорта на другой.

2.24. **Промежуточные емкости в транспортных системах.** По технологическому назначению следует различать:

аккумулирующую емкость, предназначенную для аккумуляции угля на стыке транспортных установок и обеспечивающую независимую работу предшествующей установки в периоды кратковременных отставок или остановок последующих. Применение аккумуляющих емкостей способствует снижению простоев очистных забоев по вине транспорта;

усредняющую емкость, предназначенную для сглаживания неравномерности грузопотока угля, поступающего на конвейерные установки. Применение усредняющих емкостей способствует улучшению использования технической возможности конвейеров (особенно сборных);

комбинированную усредняюще-аккумулирующую емкость, предназначенную для выполнения обеих функций.

## Задачи проектирования и рекомендации по выбору различных видов основного транспорта

2.25. Основной задачей при проектировании шахтного транспорта является обеспечение бесперебойной работы внеочных и подготовительных забоев и всех производственных процессов в шахте.

Разработку схем и выбор средств транспорта необходимо производить на основе технико-экономического сравнения вариантов с целью снижения стоимости подземного транспорта и достижения минимальных трудовых затрат.

2.26. При выборе наиболее целесообразного варианта транспортной системы шахты наряду с высокими технико-экономическими показателями должны быть обеспечены:

надежность транспортной системы;  
прогрессивность принятых схем, средств и методов транспортирования, обеспечивающих достаточную пропускную способность, качество угля и безопасные условия труда;  
снижение многократности применяемых средств транспорта, что облегчает эксплуатацию, ремонт и уход за механизмами;

комплектность принятых технологических и технических решений с целью достижения полной взаимной увязки различных транспортных подсистем и звеньев. Транспортные подсистемы для перевозки материалов и оборудования должны рассматриваться неотрывно от материально-технического снабжения, складирования и мест потребления грузов;

возможность механизации и автоматизации процессов транспортирования и работ в смежных звеньях технологического процесса угледобычи.

2.27. В соответствии с основными технико-экономическими направлениями развития подземного транспорта для транспортирования угля от очистных забоев в зависимости от характерных горнотехнических условий рекомендуется применять следующие виды транспорта:

1. На шахтах, разрабатывающих пологие и наклонные пласты:

а) в участковых горизонтальных выработках - только конвейерный транспорт;

б) в участковых и главных (капитальных) наклонных выработках с углами наклона до  $16-18^{\circ}$  - только конвейерный транспорт;

в) в наклонных выработках с углами наклона более  $16-18^{\circ}$  - конвейерный транспорт с применением крутонаклонных конвейеров или скиповую канатную откатку;

г) в главных горизонтальных выработках - конвейерный транспорт или локомотивную откатку.

Преимущественный вид транспорта устанавливается на основании технико-экономического сравнения вариантов с учетом конкретных горнотехнических условий каждой шахты, перспектив ее развития, количества марок добываемого на шахте угля, надежности работы транспортных систем и трудоемкости транспортного процесса. Оценку вариантов следует производить по приведенным затратам. При близких показателях сравниваемых вариантов необходимо отдавать предпочтение конвейерному виду транспорта.

2. На шахтах, разрабатывающих крутые пласты:

а) в участковых горизонтальных промежуточных выработках с применением щитовых или других комплексов - только конвейерный транспорт;

б) в участковых углеспускных печках и гезенках - самотечный транспорт;

в) в вертикальных межгоризонтных выработках (гезенках) - спиральные спуски;

г) в штреках и квершлагах на горизонте околоствольного двора - конвейерный, комбинированный или локомотивный транспорт. Конвейерный транспорт целесообразно применять на шахтах с блочной подготовкой шахтного поля и при высокой производительности (выше 1000 т/сут) очистных забоев. Комбинированный конвейерно-локомотивный транспорт целесообразно применять при разработке группы оближенных пластов. При этом доставку угля от близко расположенных очистных забоев до группового погрузочного пункта следует осуществлять конвейерным транспортом, а от группового погрузочного пункта до околоствольного двора локомотивным транспортом.

3. Окончательный выбор вида транспорта производится для каждой шахты на основании технико-экономического сравнения вариантов различных видов транспорта (в соответствии с положением п. 2.27, 1, г).

2.28. Выбор типов транспортного оборудования необходимо производить для каждой выработки в соответствии с конкретными горнотехническими условиями (длиной, углом наклона, горизонтальным и вертикальным профилем и т.п.), видами грузов, подлежащих транспортированию, а также с учетом количественного изменения грузопотока во времени (неравномерность грузопотока).

Методические указания по выбору типов транспортного оборудования для конкретных видов транспорта приведены в соответствующих разделах настоящих "Основных положений...".

#### Характеристика грузопотоков из очистных забоев

2.29. Общими количественными показателями, характеризующими грузопотоки угля, поступающие на конвейерные системы из очистных забоев, являются значения средних и максимальных минутных грузопотоков.

2.30. Значения минутных грузопотоков устанавливаются как за время рабочей смены в целом (оперативное время), так и за суммарное время поступления груза на транспортные установки или системы в течение рабочей смены (время поступления).



Наиболее точным методом установления количественных характеристик грузопотоков для каждого конкретного случая является непосредственный замер (хронометражные наблюдения) в шахте.

Если нет возможности произвести прямые замеры (например, на этапе проектирования выемочного участка или шахты) характеристики грузопотоков должны устанавливаться расчетным путем.

2.31. Исходными данными для расчета характеристик грузопотоков угля из очистных забоев являются:

- длина очистного забоя  $L_{o.z}$ , м;
- вынимаемая мощность пласта  $m$ , м;
- минимальная сопротивляемость угля резанию;
- сменная добыча  $A_{см}$ , т;
- продолжительность добычной смены  $T_{см}$ , ч;
- тип выемочной машины;
- схема работы выемочной машины;
- коэффициент машинного времени выемочной машины  $K'_M$ ;
- число рабочих циклов в смену  $N$ , цикл/смену;
- тип забойного конвейера.

Все исходные данные принимаются по проекту механизации очистного забоя.

2.32. Средний минутный грузопоток за время поступления угля из одного очистного забоя  $a_{1(т)}$  (т/мин) рассчитывается по формуле

$$a_{1(т)} = \frac{A_{см}}{60 T_{см} K'_n},$$

где  $K'_n$  - коэффициент времени поступления угля из одного очистного забоя на транспортную систему. Значение  $K'_n$  устанавливается в зависимости от принятой схемы работы очистной машины.

При челноковой (двусторонней), а также при односторонней без зачистки схемах работы следует принимать

$$K'_n = K'_M = \frac{t_B}{60 T_{см}},$$

где  $t_B$  - продолжительность работы очистной машины по выемке угля в течение смены, мин.

При односторонней схеме работы с зачисткой величина  $K'_n$  рассчитывается по формуле

$$K'_n = \frac{t_B + t_z}{60 T_{см}} = K'_M + \frac{t_z}{60 T_{см}},$$

где  $t_z$  - продолжительность зачистки очистного забоя при обратном ходе машины в течение смены, мин. Значение  $t_z$  рекомендуется определять по формуле

$$t_z = \frac{L_{o.z} N}{0,7 V_{max.M}},$$

где  $L_{o.z}$  - длина очистного забоя, м;

$N$  - число рабочих циклов выемочной машины в смену. Принимается по плану графике очистных работ;

$V_{max.M}$  - максимальная маневровая скорость машины, м/мин (табл. 2.3).

2.33. Максимальный минутный грузопоток, поступающий из одного очистного забоя ( $a_{1(max)}$  т/мин), следует принимать по фактическим данным работы аналогичных забоев или по данным проекта механизации очистного забоя.

При отсутствии аналогичных фактических или проектных значений  $a_{1(max)}$  можно пользоваться приведенной ниже методикой расчета:

1. Определяется максимальное количество угля, которое может поступить из очистного забоя при отсутствии ограничения по производительности забойного конвейера;

а) при прямом ходе выемочной машины (навстречу движению рабочего органа забойного конвейера) рекомендуется определять по формуле

$$a'_{max} = m \delta V_{max} \delta_1 \psi \delta_4 \gamma_u; \quad (2.1)$$

б) при обратном ходе выемочной машины (по ходу движения рабочего органа забойного конвейера) рекомендуется определять по формуле

$$a''_{max} = m \delta V'_{max} \delta_2 (1 - \psi_n) \delta_4 \gamma_u, \quad (2.2)$$

Таблица 2.3

## Техническая характеристика выемочных машин

Тип выемочной машины	Максимальная маневровая скорость выемочной машины $V_{max}$ , м/мин	Вынимаемая мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Наибольшая скорость подачи ( $V_{max}$ , м/мин) выемочной машины при сопротивляемости угля резанию, кгс/см			
				120	180	200	240
IK-101	10,0	0,75	0,63	3,7	2,4	2,1	1,6
		1,20	0,80	2,72	2,1	1,77	1,37
MK-67	6,0	0,7-1,0	0,80	3,2	3,1	2,8	2,55
		0,9-1,2		3,0	2,8	2,5	2,3
2K-52	6,0	1,1-1,7	0,63	3,6-3,1	3,2-2,8	3,0-2,6	2,6-2,3
		1,35-2,0	0,80	3,2-3,0	3,0-2,8	2,6-2,4	2,2-2,0
ГШ-68	6,0	1,1-2,8	0,63	5,5-3,8	5,0-3,3	4,4-3,0	3,7-2,6
			0,80	4,5-3,6	4,0-3,0	3,7-2,7	3,2-2,8
КШ-1КГ	6,0	1,4-2,2	0,63	3,2-3,0	3,0-2,8	2,6-2,4	2,2-2,0
		2,2-3,0		3,0-2,3	2,8-2,1	2,4-1,8	2,0-1,5
КШ-3М	6,0	2,5-3,5	0,63	3,8-2,2	3,5-1,9	3,1-1,5	2,5-1,0
			0,50	4,0-3,0	3,6-2,9	3,3-2,6	3,1-2,45
"Комсомолец"	5,88	0,5-0,8	0,90	1,0-0,9	0,9-0,8	0,8-0,7	0,7-0,6
"Темп-1"	5,88	0,6-1,2	0,90	1,1-0,9	1-0,85	0,9-0,8	0,8-0,7
		0,95-1,5		1,00	1,0-0,8	0,95-0,75	0,9-0,7
УСТ-2А	0,48	0,5	0,06	До 29	-	-	-
		1,0	0,10	-	-	-	-
УСТ-3	1,3	0,55	0,05	До 78	-	-	-
		1,00	0,07	-	-	-	-
УСБ-67	0,63	0,9-2,0	0,05	До 38	До 38	До 38	-

где  $\delta$  - ширина захвата, м;

$V_{max}$  - максимальная скорость подачи выемочной машины при прямом ходе (обычно в режиме выемки), м/мин. Принимается по фактическим данным или по проекту механизации очистного забоя. Ориентировочные значения для некоторых типов выемочных машин приведены в табл. 2.3;

$V'_{max}$  - максимальная скорость подачи выемочной машины при обратном ходе, м/мин. Если при обратном ходе машины осуществляется выемка (выемочная машина работает по челноковой схеме), можно принимать

$$V'_{max} = V_{max}.$$

Когда при обратном ходе машины осуществляется зачистка забоя, то

$$V'_{max} = 0,7 \cdot V_{max};$$

$\delta_1, \delta_2$  - расчетные коэффициенты, определяемые по формулам:

$$\delta_1 = \frac{V_k}{V_k + V_{max}}; \quad \delta_2 = \frac{V_k}{V_k - V_{max}},$$

здесь  $V_k$  - скорость движения рабочего органа забойного конвейера, м/мин. Данные о скоростях забойного скребкового конвейера приведены в табл. 2.4;

$\psi_n$  - коэффициент погрузки, зависящий от схемы работы выемочной машины. При установлении его значения необходимо пользоваться следующими рекомендациями: при работе выемочной машины по челноковой схеме в формуле (2.1) следует принимать  $\psi_n = 1$ , а в формуле (2.2)  $\psi_n = 0$ ; при работе выемочной машины по односторонней схеме без зачистки (с полной погрузкой при прямом ходе) следует принимать  $\psi_n = 1$ ; при работе выемочной машины по односторонней схеме с зачисткой следует принимать  $\psi_n$  по табл. 2.5 в соответствии с шириной захвата и мощностью пласта;

$\gamma_u$  - средняя плотность угля с прослойками породы в целлке, т/м<sup>3</sup>. Устанавливается по характеристике пласта.

Таблица 2.4

## Техническая характеристика скребковых конвейеров

Тип скребкового конвейера	Скорость рабочего органа $V_{\text{р}}$ , м/мин	Максимальная производительность конвейера $a_{\text{з.к.}}$ , т/мин	Тип скребкового конвейера	Скорость рабочего органа $V_{\text{р}}$ , м/мин	Максимальная производительность конвейера $a_{\text{з.к.}}$ , т/мин
СК-38	33,0	1,5	СПП-87ДН	55,2	4,1
СК-38Р	37,5	1,7		67,2	5,0
СП-64	57,5	5,0	СКТ-64	18,6	3,4
С-53А	44,0	2,6		43,2	6,7
	63,6	3,8	СУ-1МК	55,8	4,4
СР-70А	56,4	4,4	СУ-2МК	55,8	4,4
	61,1	6,0	СУ-ОКП	70,2	6,4
СР-70М	82,2	7,5	СП-87П	84,0	10,0
	82,2	7,5	СП-202	84,0	10,0
СП-63М	48,0	4,3	СП-64П2	84,0	6,7
	55,2	4,9	СПУ-261	84,0	13,0
	67,2	6,0	СП-301	84,0	13,0

2. Больше из найденных по формулам (2.1) и (2.2) значений  $a'_{\text{max}}$  и  $a''_{\text{max}}$  сравниваются с максимальной минутной производительностью забойного конвейера  $a_{\text{з.к.}}$  (см. табл. 2.4).

В качестве максимального минутного грузопотока  $a_{1(\text{max})}$ , поступающего из одного очистного забоя, следует принимать:

$$a_{1(\text{max})} = a'_{\text{max}} \text{ (или } a''_{\text{max}} \text{), если } a'_{\text{max}} \text{ (или } a''_{\text{max}} \text{)} < a_{\text{з.к.}};$$

$$a_{1(\text{max})} = a_{\text{з.к.}}, \text{ если } a'_{\text{max}} \text{ (или } a''_{\text{max}} \text{)} \geq a_{\text{з.к.}}$$

Таблица 2.5

Значения коэффициента погрузки  $\psi_n$ 

Ширина захвата $\delta$ , м	Значения коэффициента $\psi_n$ при вынимаемой мощности пласта $m$ , м									
	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	2,0	2,4	2,8	3,2	3,6
0,50	0,47	0,55	0,62	0,68	0,72	0,78	0,82	0,84	0,86	0,88
0,63	0,36	0,48	0,57	0,63	0,68	0,74	0,79	0,82	0,84	0,86
0,80	0,28	0,40	0,50	0,57	0,62	0,70	0,75	0,79	0,81	0,83

2.34. Значение среднего суммарного минутного грузопотока  $a_{1(n)}$  (т/мин) в периоды совместного поступления груза на сборную транспортную систему из нескольких ( $n$ ) очистных забоев определяется по формуле

$$a_{1(n)} = \sum_{i=1}^n a_{1(n)_i}$$

2.35. Значение максимального суммарного минутного грузопотока за время поступления на сборную транспортную систему из нескольких очистных забоев рассчитывается по формуле

$$a_{1(\text{max})} = \sum_{i=1}^n a_{1(n)_i} + n \delta \sqrt{\sum_{i=1}^n \sigma_i^2}$$

где  $n \delta$  - вероятностный параметр. Для его определения предварительно вычисляется произведение коэффициентов поступления всех суммируемых забойных грузопотоков  $K_{n_1}, K_{n_2}, \dots, K_{n_n}$  и по полученному его значению в табл. 2.6 выводится значение  $n \delta$ ;

Таблица 2.6

Значения вероятностного параметра  $n_0$ 

$K_{n_1}, K_{n_2}, \dots, K_{n_m}$	$n_0$	$K_{n_1}, K_{n_2}, \dots, K_{n_m}$	$n_0$	$K_{n_1}, K_{n_2}, \dots, K_{n_m}$	$n_0$
До 0,01	0,50	0,23	2,02	0,45	2,29
0,02	0,75	0,24	2,04	0,46	2,30
0,03	1,00	0,25	2,06	0,47	2,31
0,04	1,15	0,26	2,08	0,48	2,32
0,05	1,28	0,27	2,09	0,49	2,33
0,06	1,38	0,28	2,10	0,50	2,33
0,07	1,46	0,29	2,12	0,51	2,34
0,08	1,53	0,30	2,13	0,52	2,34
0,09	1,59	0,31	2,15	0,53	2,35
0,10	1,64	0,32	2,16	0,54	2,35
0,11	1,68	0,33	2,17	0,55	2,36
0,12	1,73	0,34	2,18	0,56	2,36
0,13	1,76	0,35	2,19	0,57	2,37
0,14	1,80	0,36	2,20	0,58	2,38
0,15	1,84	0,37	2,21	0,59	2,38
0,16	1,87	0,38	2,22	0,60	2,39
0,17	1,90	0,39	2,23	0,61	2,40
0,18	1,92	0,40	2,24	0,62	2,41
0,19	1,94	0,41	2,25	0,63	2,41
0,20	1,96	0,42	2,26	0,64	2,42
0,21	1,98	0,43	2,27	0,65	2,42
0,22	2,00	0,44	2,28	-	-

$\sigma$  — среднее квадратическое отклонение значений минутных грузопотоков за время поступления по каждому из суммируемых очистных забоев. Значение  $\sigma$  для каждого забоя рассчитывается по формуле

$$\sigma = \frac{a_{1(max)} - a_{1(n)}}{2,33} .$$

#### Характеристика грузопотоков из подготовительных забоев

2.36. Характеристика грузопотоков угля, породы или горной массы (при совместной выдаче угля и породы) из одного подготовительного забоя устанавливается хронометражными наблюдениями или расчетным путем, исходя из конкретных горнотехнических условий и графика организации работ данного забоя.

Исходными данными для расчета средних значений грузопотоков, поступающих на транспортную систему из одного подготовительного забоя, являются:

объем угля, породы или горной массы, выдаваемой за цикл в соответствии с принятым графиком организации работ  $Q_{\text{ц}}$ , м<sup>3</sup>/цикл;

средняя плотность в целике угля, породы или горной массы  $\rho_{\text{ц}}$ , т/м<sup>3</sup>;

продолжительность одного цикла проходческих работ  $t_{\text{ц}}$ , мин;

продолжительность работы комбайна или оборудования для погрузки угля, породы или горной массы за один цикл  $t_{\text{н}}$ , мин.

2.37. Величина среднего минутного грузопотока за время поступления груза на транспортную систему  $q_{1(n)}$  (т/мин) определяется по формуле

$$q_{1(n)} = \frac{Q_{\text{ц}} \rho_{\text{ц}}}{t_{\text{н}}} ,$$

2.38. Для транспортных систем, предназначенных для совместного транспортирования груза из очистных и подготовительных забоев, значения максимальных суммарных минутных грузопотоков  $U_{1(max)}$  (т/мин) рекомендуется определять по формулам:

при поступлении груза из одного очистного и одного подготовительного забоя

$$Q_{1(max)} = a_{1(max)} + Q_1(n);$$

при поступлении груза из нескольких очистных и подготовительных забоев

$$Q_{1(max)\Sigma} = a_{1(max)\Sigma} + Z \sum_{i=1}^n Q_1(n)_i.$$

Здесь величина коэффициента  $Z$  принимается в зависимости от числа подготовительных забоев, подающих груз на сборную транспортную систему (табл. 2.7).

Т а б л и ц а 2.7

Значения расчетного коэффициента  $Z$

Количество подготовительных забоев	Значение коэффициента $Z$
2	0,95
3	0,85
4	0,75
5	0,60

Характеристика грузопотоков на вспомогательном транспорте

2.39. Основными факторами, определяющими виды и объем перевозок вспомогательных грузов, являются: тип крепи в очистных и подготовительных забоях, темпы их подвигания, принятая технология ведения горных работ, протяженность поддерживаемых выработок.

2.40. К номенклатуре вспомогательного груза относятся:

- подземное оборудование (стационарное, полустационарное, передвижное);
- металлические крепи (индивидуальные и механизированные для лав и подготовительных выработок);
- лесоматериалы (брусья, стойки, затажки, облопы, доски, распилы и пр.);
- железобетонные изделия (стойки, шпалы, плиты, затажки);
- прокат черных металлов (двуглавые балки, рельсы и трубы);
- сыпучие материалы (балласт, цемент, инертная пыль, порода, песок);
- жидкости (эмульсии, масла, вода).

К номенклатуре вспомогательного груза относится также перевозка людей.

2.41. Объем доставки вспомогательных грузов по участковым штрекам  $A_B$  (т/сут) следует определять по формулам:

при обработке запасов обратным ходом

$$A_B^o = K_1 \gamma_g A_{сум} + K_2 L;$$

при обработке запасов прямым ходом

$$A_B^n = K_1 \gamma_g A_{сум} + (q_M + q_N) l_{пз} + K_2 L,$$

где  $K_1$  - коэффициент, характеризующий удельный расход лесоматериалов для очистного забоя. Принимается из проекта очистного забоя;

$\gamma_g$  - средняя плотность дерева, т/м<sup>3</sup>;

$A_{сум}$  - суточный грузопоток угля из лавы, т;

$q_M$  - расход материалов на I м проведения подготовительной выработки, т;

$q_N$  - выход породы (горной массы) с I м проведения выработки;

$l_{пз}$  - подвигание забоя штрека, м/сут;

$K_2$  - коэффициент, характеризующий удельный грузопоток крепежных материалов и породы, приходящийся на I м поддерживаемой выработки, т/м;

$L$  - длина поддерживаемой выработки, м.

2.42. Объем доставки вспомогательных грузов по панельным вспомогательным наклонным выработкам ( $A_B^{NB}$ , т/сут) следует определять с учетом вспомогательного грузопотока для подготовки очередного горизонта:

$$A_B^{NB} = \sum A_i + \frac{L_i}{t_n} (q_M + q_N) + \frac{K_2 h_{пз}}{t_n} (q'_M + q'_N),$$

где  $A_{\text{в}}^{\text{нв}}$  - суммарный грузопоток материалов и пород по вспомогательной наклонной выработке, т/сут;  
 $A_i$  - грузопоток на участок, т/сут;  
 $L_r$  - годовой объем подготовительных работ, м;  
 $t$  - срок службы яруса (этажа), год;  
 $n$  - количество рабочих дней в году;  
 $q_m, q_n$  - соответственно расход материалов и выход породы, приходящиеся на I м наклонной выработки, т;  
 $K$  - количество проводимых наклонных выработок, шт.;  
 $L_j$  - количество подготовительных ярусов (этажей), шт.;  
 $h_{\text{яп}}$  - высота яруса (этажа), м.

2.43. Суточный грузопоток закладочных материалов ( $Q_z$ , т/сут) по объему принимает равным объему извлеченного угля с учетом коэффициента уплотнения закладочного материала, равного 0,7:

где  $Q_z$  - суточный грузопоток закладочных материалов, т;  
 $L_{\text{рз}}$  - длина лавы (закладываемого участка), м;  
 $v_{\text{озк}}$  - суточное подвигание очистного забоя, м;  
 $\mu$  - коэффициент уплотнения закладочного материала.

$$Q_z = m L_{\text{рз}} v_{\text{озк}} K \mu$$

2.44. Объем пассажирских перевозок в смену следует определять отдельно для каждого маршрута: на действующих шахтах - по фактической численности одновременно перевозимых подземных рабочих;

на проектируемых шахтах - по планируемой численности одновременно перевозимых подземных рабочих.

#### Содержание раздела "Подземный транспорт" пояснительной записки проекта шахты

2.45. Раздел "Подземный транспорт" проекта угольной шахты должен содержать:

1. Исходные данные: мощность шахты и схему транспортных выработок на характерные периоды эксплуатации шахты (ввод шахты, освоение проектной мощности), размещение очистных и подготовительных забоев, способы их механизации, планируемую добычу, режим работы по времени, газообильность и опасность по пыли и т.д.

2. Обоснование и выбор технологической схемы транспорта по шахте:

- а) схема транспорта угля в пределах выемочного участка;
- б) схема магистрального транспорта угля;
- в) схема транспорта материалов и оборудования для перевозки людей;
- г) схема транспорта закладочных материалов.

3. Выбор, обоснование и установление потребности в оборудовании:

- а) места размещения и виды промежуточных емкостей;
- б) конвейеры, перегружатели, промежуточные (усредняющие и аккумулирующие бункера) емкости и другие виды оборудования конвейерных линий;
- в) вспомогательное транспортное оборудование для перевозки материалов, оборудования и людей для конвейеризированных выемочных участков и конвейеризированной шахты;
- г) оборудование для транспортирования горной массы из подготовительных забоев;
- д) оборудование для наклонных вспомогательных и людских выработок;
- е) вагонетки и локомотивы для транспортирования угля по магистральным выработкам;
- ж) вагонетки и локомотивы для транспортирования материалов и оборудования, а также для перевозки людей;
- з) зарядные и выпрямительные установки для электровозной откатки; расчет контактной сети;
- и) схемы и оборудование для приемно-отправительных станций и промежуточных площадок наклонных выработок;
- к) схемы и оборудование для околоствольного двора;
- л) СЦБ локомотивной откатки;
- м) средства малой механизации для обслуживания вспомогательных процессов на транспорте.

4. Схему подземного транспорта шахты в масштабе I:1000, I:2000 или I:5000. Раздел может дополняться схемами отдельных транспортных узлов, необходимыми для понимания принятых технологических решений.

### 3. КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

#### Область применения и технические характеристики конвейеров

3.1. В качестве основных средств конвейерного транспорта угля по горизонтальным и наклонным выработкам следует применять ленточные конвейеры. Только в непрямолинейных горизонтальных выработках, в которых потребуются установка нескольких ленточных конвейеров длиной менее 300–400 м каждый, допускается применение пластинчатых конвейеров.

Применение двухцепных разборных скребковых конвейеров допускается только при длине транспортирования не более 100–150 м. В проектах новых и реконструируемых шахт следует применять ленточные конвейеры унифицированного ряда (табл. 3.1,а). Для действующих шахт допускается применение конвейеров старых моделей (табл. 3.1,б).

3.2. По способу установки ленточные конвейеры делятся на стационарные и полустационарные. Стационарные конвейеры предназначены для установки в главных капитальных выработках, а также в участковых выработках с длительным сроком службы. Их конструкция не приспособлена для быстрого изменения длины конвейера (концевая станция устанавливается на фундаменте).

Конструкция полустационарных конвейеров допускает периодическое или непрерывное изменение длины. Эти конвейеры могут устанавливаться в выработках, примыкающих к лаве.

Полустационарные конвейеры, допускающие непрерывное сокращение длины (телескопические), поставляются с приставным скребковым перегружателем.

Технические характеристики ленточных конвейеров унифицированного ряда, пластинчатых конвейеров, скребковых надвижных и приставных перегружателей и скребковых конвейеров, выпускаемых серийно и производство которых будет освоено в ближайшие годы, приведены в табл. 3.1–3.4.

#### Конвейерные линии

3.3. Конвейерная линия – система из двух или более конвейеров, транспортирующих груз от одного или нескольких пунктов погрузки до погрузочного пункта рельсового транспорта, емкости околостольного двора (при скиповом подъеме) или пункта разгрузки на поверхности (при конвейерном подъеме). В зависимости от схемы расположения конвейеров различаются неразветвленные и разветвленные конвейерные линии.

Неразветвленная конвейерная линия представляет собой однопоточную линию, состоящую из цепочки конвейеров, расположенных последовательно в одной или нескольких сопрягаемых выработках. Неразветвленная линия может принимать груз в одной или нескольких точках, разнесенных по ее длине.

Разветвленная конвейерная линия состоит из основной цепочки конвейеров центрального направления и цепочек конвейеров, расположенных на ответвлениях и транспортирующих уголь на конвейеры центрального направления.

Сборным называется участок конвейерной линии, по которому транспортируется груз, поступающий из двух и более пунктов погрузки.

В зависимости от отсутствия или наличия промежуточных емкостей (усредняющих или аккумулялирующих) в местах перегрузки груза с конвейера на конвейер, входящих в состав неразветвленной или разветвленной конвейерной линии, следует различать: безбункерные конвейерные линии и конвейерные линии с промежуточными бункерами. В последних достигается лучшее использование технических возможностей конвейеров и независимая работа отдельных участков конвейерной линии.

Автоматизированной конвейерной линией считается такая линия, конвейерные и бункерные установки которой объединены общей системой управления с одного центрального пункта.

Таблица 3.1,а

## Техническая характеристика подземных ленточных конвейеров унифицированного ряда

Тип конвейера	Применная способность, м <sup>3</sup> /мин		Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/с	Пределы рационального использования по производительности, т/ч		Суммарная мощность привода, кВт	Основное назначение	Стадия освоения	Завод-изготовитель
	станционная установка	полустационарная установка			минимум	максимум				
ЛВ80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	1,6 2,0	100 150	330 420	40	Для участковых выработок с углами наклона от -3 до +6°	Серийный	Александровский машзавод им. К.Е.Ворошилова
ЛТ80	-	6,5 8,4	800	1,6 2,0	100 150	330 420	40	Для выработок с углами наклона от -3 до +6°, непосредственно примыкающих к лавам	То же	То же
ЛВ80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	1,6 2,0	100 150	330 420	40	Для участковых бремсбергов с углами наклона от -3 до -16°	-"-	-"-
2ЛВ80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	1,6 2,0	100 150	330 420	До 110	Для участковых выработок с углами наклона от -3 до +6°	-"-	-"-
2ЛТ80	-	6,5 8,4	800	1,6 2,0	100 150	330 420	До 110	Для выработок с углами наклона от -3 до +6°, непосредственно примыкающих к лавам	1977	-"-
2ЛВ80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	1,6 2,0	100 150	330 420	До 110	Для участковых бремсбергов с углами наклона от -3 до -16°	1977	-"-
3ЛВ80	4,7/3,5	-	800	1,6	50	200	200	Для уклонов с углами наклона от +18 до +25°	1976	-"-
ЛТ100	11,2	-	1000	1,6	150	530	200	Для выработок с углами наклона от -3 до +6°	Серийный	Краснолучский машзавод
ЛТ100	-	10,1 15,7	1000	1,6 2,5	150 500	530 840	До 300	Для выработок с углами наклона от -10 до +10°, непосредственно примыкающих к лавам	1978	То же



Продолжение табл. 3.1,а

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1ЛВ100	11,2	-	1000	1,6	200	530	200	Для уклонов с углами наклона от 6 до 18°	Серийный	Краснолучский машзавод
1ЛБ100	11,2	10,1	1000	1,6	150	530	100	Для бремсбергов с углами наклона от -3 до -16°	То же	То же
1Л100К	11,2	10,1	1000	1,6	150	530	100	Для участковых выработок с углами наклона от -3 до +18°	"-	"-
2ЛВ100	13,3	-	1000	2,0	250	680	500	Для капитальных уклонов с углами наклона от 6 до 18°	"-	"-
2ЛТ100	-	15,7	1000	2,5	500	840	600	Для выработок с углами наклона от -12° до +10°, непосредственно примыкающих к лавам	1977	"-
2ЛД100	11,2	-	1000	1,6	200	550	500	Для капитальных уклонов с углами наклона от 5 до 18°	Серийный	"-
1ЛВ120	25	-	1200	2,5	450	1200	500	Для капитальных выработок с углами наклона от 0 до +18°	"-	Александровский машзавод им. К.Е.Ворошилова
2ЛБ120	31,6	-	1200	3,15	300	1400	500	Для капитальных бремсбергов с углами наклона от -3 до -16°	1977	То же
2ЛВ120	31,6	-	1200	3,15	700	1400	1000	Для капитальных выработок с углами наклона от 0 до 18° и наклонных стволов с углами наклона до 18°	Серийный	"
Б	31,6	-	1200	3,15	700	1400	1500			
В	31,6	-	1200	3,15	700	1400	1000			
2ЛВ160	53	-	1600	3,15	1000	3000	1000	То же	1978	Сызранский завод тяжелого машиностроения
Б	53	-	1600	3,15	1000	3000	1500			
В	53	-	1600	3,15	1000	3000	2000			

Примечание. Для конвейеров, устанавливаемых в выработках с углами наклона от -12 до +10°, от -3 до +18°, от -3 до -16°. В таблице дана приемная способность при установке в выработках с углами наклона от 0 до 16°. При установке в выработках с большим углом наклона приемная способность конвейеров должна быть уменьшена на 5%.

Таблица 3.1,б

Техническая характеристика подземных ленточных конвейеров, заменяемых конвейерами унифицированного ряда

Тип конвейера	Приемная способность, м <sup>3</sup> /мин		Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/с	Пределы рационального использования по производительности, т/ч		Суммарная мощность привода, кВт	Основное назначение	Завод-изготовитель	Год снятия с промышленного производства	Тип заменяющего конвейера
	стационарная установка	полустационарная установка			минимум	максимум					
КЛ150А2	6,7	6,0	800	1,6	100	300	40	Участковые выработки с углами наклона от -3 до +6°	Александровский машинозавод им. К.Е.Ворошилова	1978	ЛЛ80 ЛЛТ80
	8,3	7,5		2,0	300	380					
КЛ150У2	6,3	5,7	800	1,6	100	290	40	Участковые выработки с углами наклона от +6 до +10° и от -3 до -10°	То же	1978	ЛЛ100К
	7,9	7,1		2,0	290	360					
КМА-250	8,7	7,9	900	1,8	100	380	75	Участковые выработки с углами наклона от 0 до +18°	Краснолучский машинозавод	1978	То же
КЛ-1	8,2	7,4	900	1,5	100	360	90	То же	То же	1974	—
КРУ-260	8,2	7,4	900	1,5	100	360	180	—	—	1974	ЛЛУ100
КРУ-350	12,5	-	1200	1,5	250	600	270	Стационарные выработки с углами наклона от -3 до +18°	Александровский машинозавод им. К.Е.Ворошилова	1976	ЛЛУ120
	25,0	-		3,0	600	1200					

Узел сопряжения лавы с конвейерной выработкой

3.4. Транспортное оборудование, размещаемое под лавой, должно обеспечивать быстрое и нетру- доемкое укорачивание конвейерной линии вслед за подвиганием очистного забоя. Эти требования в большей степени удовлетворяются при оборудовании узлов сопряжения лавы с конвейерной вы- работкой:

- а) телескопическими конвейерами, состоящими из приставного перегружателя и ленточного кон- вейера с телескопическим устройством;
- б) надвижными перегружателями, осуществляющими погрузку угля с помощью стрелы непосредствен- но на ленточный конвейер.

Т а б л и ц а 3.2

Техническая характеристика пластинчатых конвейеров

Показатели	ПУ-50	П-65	П-65М	П-80
Приемная способность, т/м	До 8,3	4,5; 6,8	4,83; 7,5	8,3; 12,5
Пределы рационального ис- пользования по производи- тельности, т/ч	До 500	250; 350	250-450	450; 750
Максимальная длина, м	500	До 1200	До 1600 (с проме- жуточным приводом)	До 5000 (с проме- жуточным приводом)
Скорость движения несуще- го полотна, м/с	0,3-1,46	0,72; 1,06	0,77-1,17	0,8; 1,2
Несущее полотно, мм:				
ширина пластин	500	650	650	800
высота пластин	175	185	185	180
расстояние между хо- довыми роликами	1280	1280	1280	1376
Установленная мощность дви- гателей, кВт	40	88	120	192
Приведенная масса конвейера кг/м	194	237	216	324
Минимальный радиус изгиба става, м	20	20	20	20
Суммарный угол изгиба на всей длине става, град	120	190	360	360
Способ установки	Полустационар- ный		С т а ц и о н а р н ы й	
Область применения	Криволинейные в плане гори- зонтальные	в плане гори- зонтальные	Криволинейные в плане магистральные горизонтальные выработки	
Стадия освоения	Серийное про- изводство с 1980 г.	С е р и я	Серийное производ- ство с 1978 г.	С е р и я
Завод-изготовитель		А н ж е р с к и й		

3.5. Применение двухцепных скребковых конвейеров для перегрузки угля из лавы на транспортную конвейерную линию допускается в следующих случаях:

- а) при наличии целиков, оставляемых между лавой и транспортной выработкой;
- б) на участках с непрямолинейными конвейерными выработками, оборудованными изгибающимися пластинчатыми конвейерами;
- в) на участках с тяжелыми горнотехническими условиями, где эксплуатация телескопических кон- вейеров или надвижных перегружателей представляет большую сложность;
- г) при сохранении выработки и ее перекреплении вслед за подвиганием лавы.

3.6. Для предотвращения заштыбовки нижней ветви забойного конвейера необходимо, чтобы максим- альная минутная производительность перегружателей или скребковых конвейеров, устанавливаемых под лавой, не менее чем на 20% превышала максимальный минутный грузопоток, поступающий из лавы.

3.7. При установлении потребного сечения участковой конвейерной выработки, к которой при- мывает лава, необходимо учитывать возможность размещения и нормальной эксплуатации по всей ее длине транспортного оборудования, принятого для узла сопряжения лавы с конвейерной выработкой.

Промежуточные емкости в конвейерных линиях

3.8. В качестве промежуточных емкостей в конвейерных линиях следует применять:  
 самотечные (горные) бункера в виде специализированных наклонных или вертикальных горных выработок, снабженные питателями или регулируемым затвором;  
 механизированные бункера в виде специальных механизмов или устройств, устанавливаемых в горизонтальных или наклонных выработках.

Т а б л и ц а 3.3

Техническая характеристика надвижных и приставных перегружателей

Тип перегружателя	Производительность, т/ч	Скорость цепи, м/с	Мощность, кВт	Шаг укорочения основного конвейера, м	Общая длина перегружателя, м	Завод-изготовитель	Стадия освоения
КСПЗ	400	1,12	90	45	65	Скопинский машзавод	Серия
КСПЗ	450	1,14	160	50	100	То же	Изготовление в 1979 г.
ПТК	360; 420	0,98; 1,17	55	45	55	—	Серия
ПП, изгибающийся	200	1,32	10	30-60	40-70	Экспериментальный завод Гипроугледормаша	Опытно-промышленные образцы

3.9. Выбор рационального типа бункера (самотечного или механизированного) в каждом конкретном случае должен производиться в зависимости от горнотехнических условий и обосновываться технико-экономическим сравнением вариантов. При этом в расчет необходимо принимать стоимость создания (приобретения) и эксплуатации непосредственно бункера, а также стоимость проведения и поддержания дополнительных горных выработок, связанных с созданием бункера. В расчетах следует также учитывать фактические сроки службы и затраты на повторное создание горных бункеров и перемонтаж механизированных бункеров в процессе эксплуатации шахты.

Т а б л и ц а 3.4

Техническая характеристика скребковых конвейеров

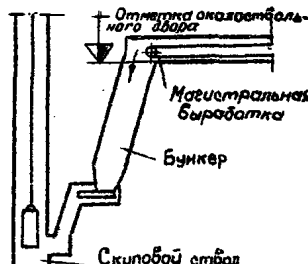
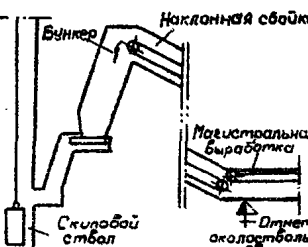
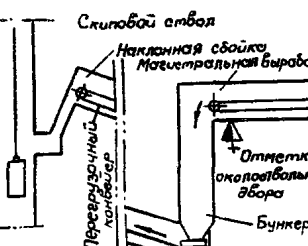
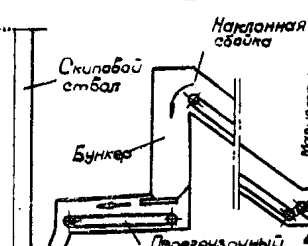
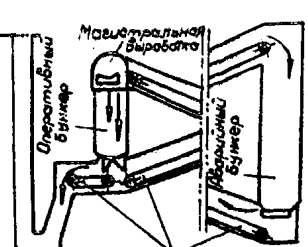
Тип конвейера	Производительность, т/ч	Максимальная длина в по- ставке, м	Мощность привода, кВт	Скорость цепи, м/с	Завод-изготовитель	Стадия освоения
СК-38Р, разборный	100	100; 150	22; 44	0,62	Харьковский машзавод "Свет шахтера"	Серия
С-53А	155; 225	120	32	0,73; 1,06	Анжерский машзавод	То же
СР-52	140	100; 150	44; 60	0,80	Скопинский машзавод	—
СР-70А	260	70; 100; 150; 220	32; 64; 96; 128	0,94	Анжерский машзавод	—
СР-70М	360; 450	70; 150; 200; 250	45; 90; 135; 180	1,024; 1,37	То же	—
СР-73, разборный тормозной	240	150	22	0,93	"Свет шахтера"	—
2СК-66, угловой	260; 480	90	74; 90	0,98; 1,8	Анжерский машзавод	1977 г.

Для шахт, разрабатывающих антрациты и энергетические угли, теряющие сортность из-за измельчения в бункерах, необходимо избегать применения усредняющих бункеров, через которые проходит весь поток угля. Аккумулирующие бункера могут применяться в случае, когда уголь в них поступает только при остановке подбункерной части конвейерной линии.

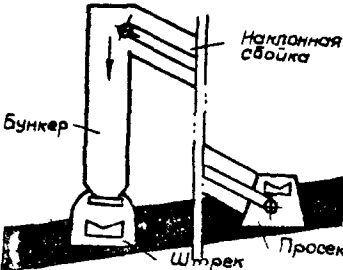
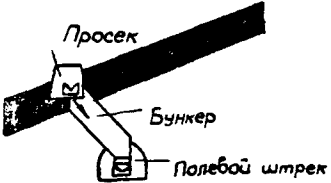
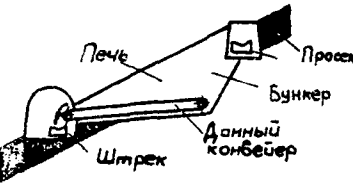
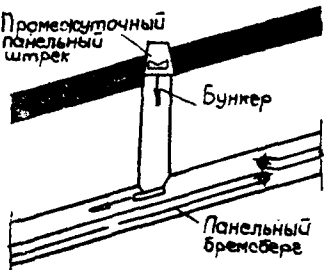
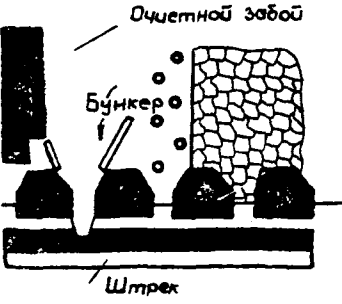
3.10. Самотечные (горные) бункера следует оборудовать в околоствольных дворах и на сопряжении горизонтальных и наклонных магистральных и участковых выработок. Рекомендуемые схемы устройства самотечных бункеров для различных мест их расположения приведены в табл. 3.5.

а) Бункера в околоствольном дворе и у наклонных выработок рекомендуется создавать в виде вертикальных или наклонных выработок с креплением монолитным или сборным железобетоном и футе-

Характерные схемы устройства подземных самотечных бункеров

Но- мер схе- мы	Отличительные особенности	Схемы устройства бункера	Область применения
I	2	3	4
Бункера в околоствольных дворах			
I	С углубкой ствола		При создании бункера непосредственно у скипового ствола ниже основной отметки околоствольного двора
II	Без углубки ствола, но с проведением дополнительной наклонной выработки для передачи груза с отметки околоствольного двора в бункер		При создании бункера непосредственно у скипового ствола выше основной отметки околоствольного двора, рекомендуется в тех случаях, когда трудно выполнить углубку скипового ствола
III	Без углубки ствола, но с проведением дополнительной наклонной выработки для передачи груза из бункера в дозатор скипового подъемника		При создании бункера, отнесенного от скипового ствола и расположенного ниже основной отметки околоствольного двора
IV	Без углубки ствола, но с проведением дополнительной наклонной выработки для передачи груза с отметки околоствольного двора в бункер		При создании бункера, отнесенного от скипового ствола и расположенного выше основной отметки околоствольного двора
V	С проведением двух наклонных выработок для передачи груза между бункерами		При создании бункера, состоящего из двух камер - оперативной, компенсирующей кратковременные простои подъема, и аварийной, используемой при длительных простоях подъема

I	2	3	4
<b>Бункера у сопряжения магистральных и горизонтальных выработок</b>			
<p>У I</p> <p>С проведением дополнительной наклонной выработки для передачи груза с полевого (пластового) штрека</p>		<p>Рекомендуется при полевой и пластовой подготовке в местах сопряжения этажных штреков с капитальными уклонами (бремсбергами)</p>	
<p>У II</p> <p>С проведением горизонтальной обходной выработки для передачи груза с полевого (пластового) штрека в бункер</p>		<p>Рекомендуется при полевой и пластовой подготовке в местах сопряжения этажных штреков с капитальными уклонами (бремсбергами)</p>	
<p>У III</p> <p>С проведением уклона (бремсберга) по нижележащему пласту</p>		<p>Рекомендуется при разработке двух или более смежных угольных пластов</p>	
<b>Бункера в пределах выемочного участка</b>			
<p>IX</p> <p>С проведением дополнительной сбойки между участковым бремсбергом и бункером</p>		<p>При выемке столбами по падению, а также в местах сопряжения панельного бремсберга с этажным штреком</p>	
<p>X</p> <p>С проведением полевого этажного штрека в породах почвы пласта</p>		<p>При выемке столбами по падению, а также в местах сопряжения панельного бремсберга с этажным штреком</p>	

I	2	3	4
XI	<p>С проведением дополнительной сбойки между просеком и бункером</p>		<p>При выемке столбами по падению и простиранию и пластовой подготовке</p>
XII	<p>С проведением штрека в породах почвы пласта</p>		<p>При выемке столбами по падению и простиранию и полевой подготовке</p>
XIII	<p>С расширением печи под накопитель с донным конвейером</p>		<p>При выемке столбами по падению и простиранию</p>
XIV	<p>С проведением группового бремсберга по нижнему пласту</p>		<p>При панельной подготовке и этажной с подэтажами подготовке свиты сближенных пластов</p>
XV	<p>С магазинирующим уступом</p>		<p>При разработке крутых пластов</p>

ровкой днища (в вертикальных бункерах) и подшам (в наклонных) стальными рельсами и листами или длабазовыми плитками. Угол наклона самотечных бункеров должен быть не менее 55° для угольных бункеров и 60° - для породных.

Рекомендуется соорудить бункера круглого или овального сечения, но допускается и прямоугольная форма сечения. Площадь поперечного сечения самотечных бункеров должна быть не менее 4 м<sup>2</sup>. Самотечные бункера должны иметь отделения для прохода людей, оборудованные лестницами с перекладинами. При высоте бункера менее 8 м допускается устройство отнесенной выработки для прохода людей;

б) бункера должны оснащаться питателями с плавным или ступенчатым регулированием производительности выгрузки. Техническая характеристика подбункерных питателей приведена в табл. 5.7;

в) самотечные бункера должны оснащаться средствами торможения угля, из которых рекомендуется применять:

в вертикальных бункерах - спиральные спуски с внешним или внутренним желобом, регулируемые полки;

в наклонных бункерах - тормозные заслонки в виде подвешенных к крыше рельсов или цепей, создание перегибов бункера в плане и профиле;

г) бункера должны быть оборудованы устройствами (например, вибраторами), предотвращающими зависание угля и породы.

3. II. Механизированные бункера рекомендуется применять при отсутствии необходимого перепада высот между предполагаемыми точками загрузки и выгрузки материала, а также в том случае, когда обеспечение требуемого перепада высот для сооружения самотечного бункера за счет проведения дополнительных выработок экономически нецелесообразно.

При выборе конкретного места установки механизированного бункера в шахте необходимо учитывать взаимное расположение и размеры горных выработок, схему размещения в них оборудования, величину и характер грузопотока, условия проветривания, маршруты движения людей и вспомогательных грузов.

Рекомендуемые схемы установки механизированных бункеров в системе участкового и магистрального транспорта приведены в табл. 3.6, где:

тип А - механизированные бункера с донным конвейером (конвейерные);

тип Б - раздвижные механизированные бункера (бункера с подвижными бортами и с выдвижным разгрузочным конвейером);

тип В - механизированные бункера с локми в днище.

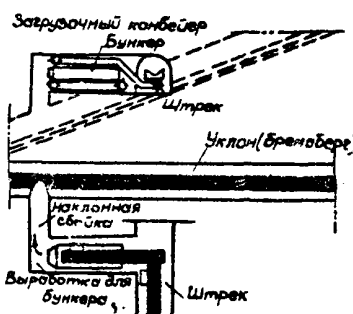
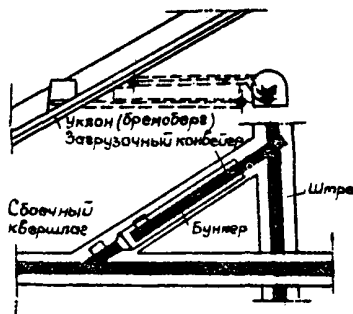
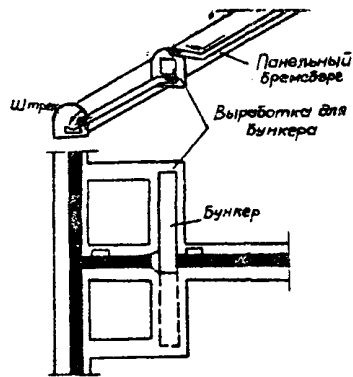
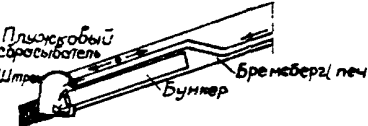
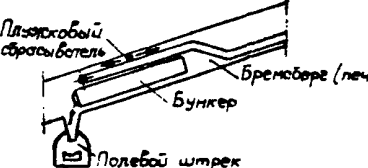
Т а б л и ц а 3.6


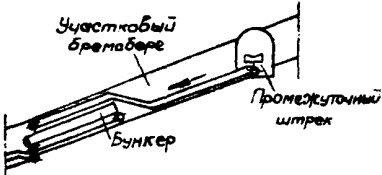
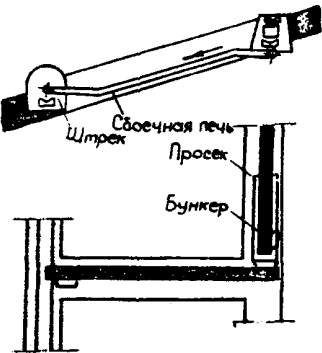
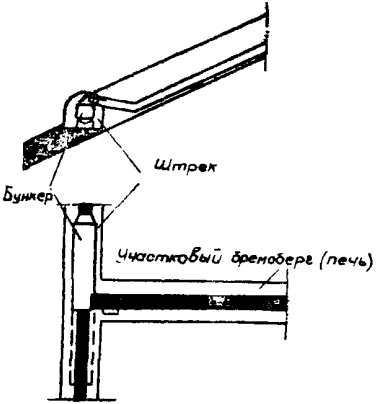
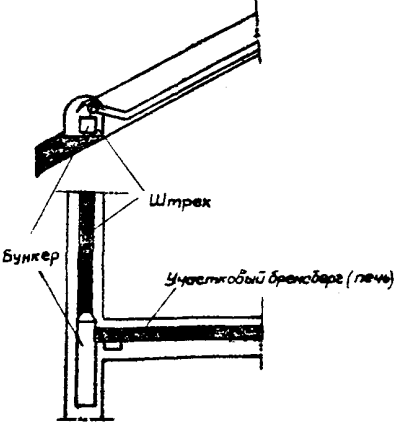
Характерные схемы установки механизированных бункеров


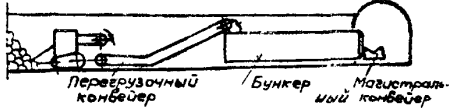
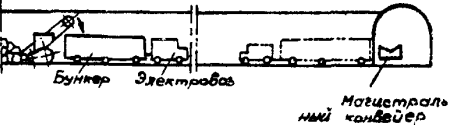
Но- мер схе- мы	Место установки бункера	Реко- менду- емый тип бунке- ра	Область применения
1	2	3	4
Бункера в околоствольных дворах			
I	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкост основной транспортной выработки. Загрузка бункера осуществляется передвижным распределительным конвейером	А, В	
II	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, являющейся продолжением основной транспортной выработки. Загрузка бункера осуществляется передвижным плужковым сбрасывателем	А, В	



I	2	3	4
III	<p>В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест магистральной выработки. Загрузка бункера осуществляется путем протягивания емкости под неподвижной стрелой загрузочного конвейера либо реверсированием донного конвейера</p>	А, Б	
IV	<p>В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест основной выработки. Загрузка бункера осуществляется протягиванием емкости, разгрузочным барабаном магистрального конвейера либо реверсированием донного конвейера</p>	Б	
V	<p>В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест основной выработки. Загрузка двух емкостей осуществляется одним реверсивным распределительным конвейером или реверсированием донного конвейера</p>	А, Б	
<p>Бункера у сопряжения магистральных горизонтальных и наклонных выработок</p>			
VI	<p>В штреке, расположенном над уклоном (бремсбергом). Загрузка осуществляется перегрузочным конвейером для бункеров типа А с реверсивным донным конвейером, Б и В, а также плужковым сбрасывателем для бункера типа А с нереверсивным донным конвейером</p>	А, Б, В	
VII	<p>В пластовом штреке перед сопряжением с уклоном (бремсбергом). Загрузка осуществляется реверсированием донного конвейера для бункеров типа А или плужковым сбрасывателем для бункеров типа В</p>	А, В	

I	2	3	4
УШ	<p>В специальной выработке, проведенной вкрест штреку. Загрузка осуществляется реверсированием донного конвейера для бункеров типа А или плужковым сбрасывателем для бункеров типа А и В</p>	А, В	
IX	<p>В диагональном квершлаге между уклоном и штреком. Загрузка осуществляется реверсированием донного конвейера для бункеров типа А или плужковым сбрасывателем для бункеров типа А и В</p>	А, В	
X	<p>В специальной выработке, проведенной параллельно сборному штреку. Загрузка осуществляется реверсированием донного конвейера или изменением направления перемещения емкости относительно пункта загрузки</p>	А, Б	
<p>Бункера в пределах выемочного участка</p>			
XI	<p>В участковом бремсберге или печи. Загрузка емкости осуществляется плужковым сбрасывателем</p>	А	
XII	<p>То же при полевой подготовке</p>	А	

1	2	3	4
XIII	<p>В участковом квершлаге при полевой подготовке. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера или передвижным плужковым сбрасывателем</p>	А	 <p>Просек Полевой штрек Участковый квершлаг Бункер</p>
XIV	<p>В участковом бремсберге. Загрузка емкости осуществляется передвижным плужковым сбрасывателем</p>	А	 <p>Участковый бремсберг Бункер Промежуточный штрек</p>
XV	<p>В промежуточном штреке или просеке на сопряжении со сбоечной печью. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера или передвижным плужковым сбрасывателем</p>	А	 <p>Штрек Сбоечная печь Просек Бункер</p>
XVI	<p>В штреке погрузочного пункта. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера для типа бункеров А, В или изменением направления перемещения емкости относительно пункта погрузки</p>	А, Б, В	 <p>Штрек Бункер Участковый бремсберг (печь)</p>
XVII	<p>В штреке погрузочного пункта очистного забоя, наиболее удаленного от ствола. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера или распределительным конвейером</p>	А, Б, В	 <p>Штрек Бункер Участковый бремсберг (печь)</p>

I	2	3	4
Бункера в подготовительных забоях			
XVIII	<p>На сопряжении существующей и проводимой выработок. Загрузка емкости породой или горной массой осуществляется реверсированием донного конвейера</p>	A	
XIX	<p>На сопряжении существующей и проводимой выработок. Загрузка емкости породой или горной массой осуществляется донным конвейером</p>	A	
XX	<p>Бункер перемещается в проводимой выработке с помощью локомотивной канатной тяги</p>	A	

Техническая характеристика механизированных бункеров с донными конвейерами приведена в табл. 3.7.

Общие положения по выбору оборудования конвейерных линий

3.12. Для выбора средств конвейерного транспорта необходимо иметь схему конвейеризируемых горных выработок шахты (или участка) с указанием длины и углов наклона выработок, точек поступления угля с характеристиками грузопотока в каждой зоне, а также места расположения аккумулярующих бункеров.

3.13. Для удобства выполнения расчетов, связанных с выбором конвейеров, схему конвейеризируемых горных выработок целесообразно разбить на отдельные расчетные участки. В качестве расчетного участка следует, как правило, принимать одну конвейеризируемую выработку.

Расчетные участки могут быть однопоточные и сборные.

Однопоточными расчетными участками следует считать такие выработки, на которые грузопоток поступает только из одного очистного или подготовительного забоя и транспортируется по всей длине расчетного участка.

Аккумулярующий бункер, расположенный в месте поступления грузопотока на конвейеризируемую выработку, следует включать в состав следующего за бункером однопоточного расчетного участка, так как характер и величина грузопотока на этом участке конвейерной линии зависит от производительности разгрузки бункера.

Если для обеспечения транспортирования угля по выработке, представляющей собой однопоточный расчетный участок, требуется последовательная установка нескольких конвейеров, то целесообразно (но не обязательно) принимать их однотипными.

Сборными расчетными участками следует считать такие выработки, на которые грузопоток поступает из двух и более очистных забоев в одной или нескольких расположенных по длине выработки точках. Величина и характер грузопотока на сборном расчетном участке на различных отрезках выработок могут быть не одинаковы.

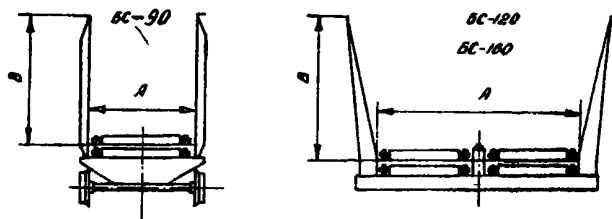
Если грузопотоки в начальном или промежуточных пунктах выработки поступают из аккумуляющих бункеров, то эти бункера следует включать в состав сборного расчетного участка.

Выработки, представляющие собой сборный расчетный участок, могут оборудоваться как однопоточными конвейерами, так и конвейерами разных типов.

Выбор конвейеров для неразветвленной конвейерной линии следует начинать с расчетного участка, на который поступает наиболее удаленный от разгрузочного конца линии грузопоток. Выбор конвейеров для разветвленной конвейерной линии следует начинать с однопоточных расчетных участков, примыкающих к сборным расчетным участкам.

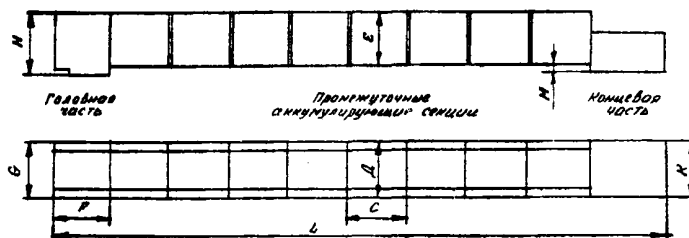
Таблица 3.7

Техническая характеристика механизированных бункеров с донным конвейером



Основные технические данные

Тип бункера	Погонная емкость, м <sup>3</sup> /м	Наибольшая емкость бункера, т	Наибольшая производительность выгрузки, м <sup>3</sup> /мин	Наибольшая скорость скребкового рабочего органа, м/с	Количество донных конвейеров, шт.	Наименьшее требуемое сечение горной выработки, м <sup>2</sup>
БС-90	0,85	50	6,0	0,120	1	6,0
БС-120	1,4	100	8,0	0,095	2	7,4
БС-160	2,3	200	10,5	0,075	2	10,0



Основные размеры, мм

Тип бункера	Желоб		Секции							Наибольшая длина бункера L	
	A	B	C	D	E	F	G	H	K		M
БС-90	900	1060	1600	1100	1600	1600	1400	1600	1400	-	65000
БС-120	1200	1100	1800	1700	1400	1800	1700	1820	2100	500	75000
БС-160	1600	1320	1800	2250	1650	1800	2250	2050	2500	600	90000

Примечание. Расчет параметров бункеров произведен для груза с насыпной прочностью  $\rho = 1 \text{ т/м}^3$  при коэффициенте заполнения желоба 0,9.

3.14. Каждый конвейер или участок конвейерной линии принимает и передает определенный грузопоток, который может быть постоянным или переменным.

Если аккумулярующий бункер принимает груз только при остановке подбункерного конвейера, а в нормальном режиме грузопоток проходит мимо бункера ("обходной" бункер), характеристики грузо-

потока большую часть времени не будут изменяться в бункере (т.е. грузопоток будет переменным или постоянным в зависимости от того, каким он был в предыдущей части линии). При загрузке подбункерных конвейеров из "обходных" аккумулярующих бункеров грузопоток будет постоянным и по величине равным производительности разгрузки бункера. Участки конвейерных линий, на которых может поступать груз из "обходных" аккумулярующих бункеров, необходимо рассчитывать как для режима работы с поступлением груза в "обход" бункера, так и для режима разгрузки бункера.

3.15. Для каждого расчетного участка необходимо:

выбрать конвейер;

определить производительность разгрузки аккумулярующего бункера, если с него начинается расчетный участок;

определить производительность разгрузки усредняющего бункера, если оказалось, что он необходим;

определить емкость аккумуляющих и усредняющих бункеров.

3.16. Основными технологическими требованиями, предъявляемыми к конвейерам при их выборе, являются: возможность приема на несущий орган конвейера поступающих максимальных минутных грузопотоков без просыпания угля на почву и обеспечение нормального режима работы привода и ленты (или другого тягового органа) конвейера в периоды максимального поступления угля на конвейер.

В соответствии с этими технологическими требованиями основными техническими показателями, по которым должны выбираться конвейеры для конкретных горнотехнических условий, являются:

минутная приемная способность конвейера  $Q_{кпр}$ , м<sup>3</sup>/м;

техническая производительность конвейера  $Q_k$ , т/ч.

Под приемной способностью конвейера понимается количество угля, которое может принять в единицу времени (минуту) движущаяся лента или пластинчатое полотно при наибольшем допустимом заполнении ее грузом. Величина приемной способности устанавливается по ОСТ 24-076.01.

Приемная способность для каждого типоразмера конвейера является постоянным показателем и определяется скоростью движения несущего полотна и его геометрическими размерами: для ленточных конвейеров - шириной ленты, углом наклона боковых роликов; для пластинчатых - шириной пластин, высотой бортов. При полустационарной установке ленточных конвейеров, когда трудно обеспечить центровку ленты, рекомендуется принимать приемную способность конвейера на 10% меньше паспортной.

Техническая производительность конвейера устанавливается в соответствии с такими конструктивными показателями, как мощность и тяговая способность привода и прочность ленты. Для каждого типа конвейера она является переменной величиной, зависящей от длины и угла наклона конвейера.

Выбор конвейеров по технической производительности заключается в установлении допустимой (по мощности привода, прочности ленты и другим конструктивным показателям) длины конвейера для конкретных горнотехнических условий работы при наибольшей нагрузке несущего полотна углем, поступающим из очистных и подготовительных забоев в наиболее производительные периоды их работы.

В связи с тем, что в заводских характеристиках конвейеров приводится допустимая их длина в зависимости от угла установки и величины равномерного часового грузопотока, а фактический грузопоток неравномерен, необходимо сначала установить расчетным путем величину условного равномерного грузопотока (эксплуатационную производительность), эквивалентную (по нагрузке на конвейер) фактическому максимальному грузопотоку. После этого по заводской характеристике можно определять допустимую длину конвейера ( $L_{к доп}$ ) для данных условий.

3.17. Для выбора типа конвейера для конкретной горной выработки необходимо иметь следующие горнотехнические данные:

а) длину ( $L_f$ ) и средний угол наклона ( $\beta$ ) выработки, предназначенной для конвейеризации. Для выработки, на которую поступают несколько грузопотоков, следует знать расстояния от мест поступления промежуточных грузопотоков до разгрузочного конца выработки ( $L_n$ ). Эти величины устанавливаются по схеме транспорта (средний угол наклона определяется как  $\text{arctg} \frac{H}{L_f}$ , где  $H$  - перепад высоты между точками загрузки и разгрузки конвейера);

б) насыпную плотность транспортируемого груза  $\gamma$ , т/м<sup>3</sup>.

#### Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков с неравномерным грузопотоком и установление необходимости применения усредняющего бункера

3.18. Неравномерный грузопоток имеет место на расчетных участках неразветвленных конвейерных линий, располагаемых между очистными забоями и первым (по направлению движения) не "обходным" аккумуляющим бункером.

Для каждого однопоточного расчетного участка конвейерной линии с неравномерным грузопотоком определяются значения максимальных минутных грузопотоков из одного очистного забоя -  $a_{1(max)}$  в соответствии с методическими указаниями, изложенными в п. 2.33.

Выбор конвейеров необходимо производить для каждого расчетного участка, начиная с участка, принимающего грузопоток из очистного забоя. Методика выбора типа конвейера для каждой выработки с неравномерным грузопотоком приводится ниже в п.п. 3.19-3.22.

3.19. В табл. 3.8 отыскивается строка, соответствующая условиям работы конвейера в данной выработке и ее углу наклона. Двигаясь по клеткам этой строки слева направо, находим значение  $Q_{к.пр}$ , близкое значениям  $a_{1(max)}$ .

Таблица 3.8

Приемная способность ленты конвейера  $Q_{к.пр}$ , м<sup>3</sup>/мин

Тип конвейера, угол наклона выработки	Ширина ленты конвейера $B$ , мм						
	800		1000		1200		
	Скорость ленты конвейера $v_k$ , м/с						
	1,6	2,0	1,6	2,0	2,5	2,5	3,15
Стационарный, до 6°	7,2	9,3	11,2	14,0	17,5	25,0	31,6
Стационарный, от 6 до 18°	6,8	8,8	10,6	13,3	16,6	23,7	30,0
Полустационарный, до 6°	6,5	8,4	10,1	12,6	15,7	-	-
Полустационарный, от 6 до 18°	6,2	8,0	9,6	12,0	14,9	-	-

Если принять конвейер, для которого  $a_{1(max)} \leq \gamma Q_{к.пр}$ , то установка усредняющего бункера перед этим конвейером не требуется. Если  $a_{1(max)} > \gamma Q_{к.пр}$ , то необходим усредняющий бункер (методика определения его емкости приведена в п.п. 3.34-3.38). Применение конвейеров с усредняющими бункерами следует считать целесообразным, когда  $a_{1(max)} > \gamma Q_{к.пр} > 0,5a_{1(max)}$ . Когда  $\gamma Q_{к.пр} < 0,5a_{1(max)}$  рекомендуется принимать конвейер с большей приемной способностью. Если в этом случае требуется конвейер с большей шириной ленты, чем при варианте с усредняющим бункером, целесообразно принять для дальнейшего расчета оба варианта.

Окончательный выбор варианта следует производить после выбора бункера по результатам технико-экономического сравнения. По значению  $Q_{к.пр}$  из табл. 3.8 определяют технические параметры  $B$  и  $v_k$  как для конвейера, способного работать без усредняющего бункера, так и для конвейера, требующего частичного усреднения грузопотока.

Отбор пригодных по приемной способности типов конвейеров производится по табл. 3.1 в соответствии с установленными параметрами  $B$  и  $v_k$  и технологическим назначением конвейера.

3.20. Определение эксплуатационной производительности и проверку по допустимой длине конвейера, перед которым предусматривается установка (сооружение) усредняющего или обходного аккумулялирующего бункера, следует производить так же, как для конвейеров без усредняющего или обходного аккумулялирующего бункера.

3.21. Эксплуатационная производительность для каждой из выработок определяется из условия установки одного става конвейера на всю длину выработки ( $L_k$ ). Определение производится для всех найденных значений  $v_k$ .

Эксплуатационная производительность конвейера  $Q_3$  (т/ч) длиной  $L_k = L_g$  для транспортирования угля, поступающего из одного забоя, рассчитывается по формуле

$$Q_3 = 60 a_{1(m)} K_z \quad (3.1)$$

где  $a_{1(m)}$  - средний минутный грузопоток за время поступления из одного очистного забоя, т/мин. Определяется в соответствии с методическими положениями, изложенными в п. 2.32;

$K_z$  - расчетный коэффициент загрузки; принимается по табл. 3.9 в зависимости от времени загрузки несущего полотна конвейера  $t_k$  и коэффициента неравномерности минутного грузопотока  $K_m$ . Продолжительность загрузки несущего полотна конвейера  $t_k$  (мин) устанавливается по формуле

$$t_k = \frac{L_k}{60 v_k} \quad (3.2)$$

где  $L_k$  - длина става конвейера, м;

Значение  $K'$  определяется по формуле

$$K' = \frac{a_{1(max)}}{a_{1(n)}}$$

3.22. Установление допустимой длины отобранных типов конвейеров производится по их заводским характеристикам, приведенным в приложении I (рис. I-37). Характеристики связывают три параметра конвейера: техническую производительность, длину и угол наклона става.

Т а б л и ц а 3.9  
Значение расчетного коэффициента нагрузки  $K'_z$

Минутный коэффициент неравномерности $K'_z$	Продолжительность загрузки несущего полотна $t_n$ , мин									
	2 и меньше	4	6	8	10	12	14	16	18	20 и больше
2,6 и больше	2,48	2,28	2,13	2,05	1,98	1,95	1,91	1,86	1,83	1,82
2,4	2,31	2,12	1,99	1,92	1,87	1,83	1,79	1,76	1,73	1,71
2,2	2,12	1,96	1,85	1,78	1,75	1,71	1,68	1,65	1,63	1,61
2,0	1,93	1,80	1,71	1,66	1,62	1,59	1,56	1,54	1,53	1,51
1,8	1,74	1,64	1,57	1,53	1,50	1,47	1,45	1,43	1,42	1,41
1,6	1,56	1,48	1,43	1,39	1,37	1,36	1,34	1,32	1,31	1,30
1,4	1,37	1,32	1,28	1,26	1,25	1,24	1,23	1,22	1,21	1,20
1,2 и меньше	1,18	1,16	1,14	1,13	1,13	1,12	1,12	1,11	1,11	1,10

На характеристике находится кривая с технической производительностью, равной эксплуатационной производительности  $Q_3$ . По этой кривой в соответствии с углом наклона выработки  $\beta$  устанавливается допустимая длина  $L_{доп}$ . Если заводские характеристики не имеют кривой для соответствующей производительности, допустимая длина находится интерполяцией по близким данным.

Установленные допустимые длины для каждого типа конвейера сравниваются с длиной конвейеризируемой выработки. Конвейеры, у которых соблюдается условие  $L_{доп} \geq L_g$ , могут быть приняты к установке.

Если все отобранные типы конвейеров имеют  $L_{доп} < L_g$ , необходимо предусмотреть установку в выработку последовательно нескольких конвейеров, или выбрать по табл. 3.1 другой, более мощный конвейер с требуемой (или большей) приемной способностью.

При установке в одной выработке нескольких конвейеров в соответствии с конкретными горно-техническими условиями необходимо разделить выработку на участки (не обязательно равные), для каждого из них установить по формуле (3.1) новую эксплуатационную производительность и вторично произвести проверку выбора типов конвейеров по изложенной методике.

Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков, начинающихся с аккумулялирующих (не "обходных") бункеров, в которые поступает неравномерный грузопоток

3.23. Выбор конвейеров в этом случае производится в соответствии с изложенной в п.п. 3.18-3.22 методикой с учетом усредняющего действия аккумулялирующего бункера. Поэтому при выполнении расчетов по указанной методике на этапе выбора конвейера по приемной способности (п.п. 3.18 и 3.19) в качестве максимального минутного грузопотока, поступающего на подбункерный расчетный участок, рекомендуется принимать значение, равное  $0,9 a_{1(max)}$ .

На этапе установления допустимой длины конвейера по величине эксплуатационной нагрузки методические указания, изложенные в п.п. 3.20-3.22, сохраняются без изменений. Следует иметь в виду, что после определения значения  $Q_g$  (по п. 3.44) можно скорректировать выбор конвейера, если  $Q_g$  значительно меньше, чем  $Q_{к.пр}$  принятого конвейера.



Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков  
с равномерным грузопотоком

3.24. Равномерный грузопоток может поступать на расчетный участок:

из магазина лавы на крутом пласте;

из аккумулялирующего бункера, в который поступает равномерный грузопоток с добункерного конвейера;

из приемной ямы (бункера, гезенка), в которую производится разгрузка вагонеток или секционных поездов;

из разгрузочной ямы (сункера) скипового подъема (наклонного или вертикального).

3.25. В общем случае при выборе конвейеров, транспортирующих равномерные грузопотоки, нужно сначала установить в соответствии с п. 3.26 эксплуатационную производительность и по табл. 3.1 выбрать тип конвейера, руководствуясь столбцом, в котором указаны пределы рационального использования конвейеров по производительности. Далее по графикам приложения I определить значения  $L_{к.гор}$  при заданном угле наклона выработки. Если  $L_{к.гор}$  мало, следует выбрать более мощный конвейер. Может оказаться, что для уменьшения количества конвейеров в выработке необходимо применить конвейер, у которого максимальная техническая производительность (см. табл. 3.1) больше требуемой  $Q_3$ . Тогда необходимо оценить, что выгоднее: делать камеры под приводы и устанавливать последовательно несколько менее мощных конвейеров или применить один мощный конвейер.

3.26. Эксплуатационные производительности (т/ч) определяются по следующим методикам:

а) при поступлении угля из магазина лавы на крутом пласте принимаем

$$Q_3 = 60 a_{1(m)},$$

где  $a_{1(m)}$  - средняя минутная производительность забоя за время поступления груза, т/мин;

б) в аккумулялирующий бункер поступает равномерный грузопоток с добункерного конвейера. Эксплуатационную производительность рассчитываемого подбункерного конвейера следует принимать равной эксплуатационной производительности добункерного конвейера;

в) при поступлении груза из приемной ямы (бункера), в которую производится разгрузка вагонеток или секционных поездов, потребная эксплуатационная производительность подбункерного конвейера определяется по формуле

$$Q_3 \geq K Q_{разг},$$

где  $K$  - коэффициент, равный 0,5, если емкость ямы (бункера) больше половины состава; 0,8 - при емкости ямы от 0,5 до 0,2 состава и 1,0 - при емкости ямы (бункера) менее 0,2 состава;

$Q_{разг}$  - максимальная производительность разгрузки состава вагонеток или секционных поездов, т/ч;

г) при поступлении груза из разгрузочной ямы скипового подъема эксплуатационную производительность следует принимать равной часовой производительности скипового подъема ( $Q_{ск.под}$ , т/ч):

$$Q_3 = Q_{ск.под}.$$

Выбор конвейеров для транспортирования горной массы  
из одного подготовительного забоя

3.27. При установлении допустимой длины конвейера в качестве эксплуатационной производительности (т/ч) следует принимать величину

$$Q_3 = 60 q_{1(m)},$$

где  $q_{1(m)}$  - средний минутный грузопоток за время поступления горной массы из подготовительного забоя, т/мин. Определяется по п.п. 2.36 и 2.37.

В ряде случаев с целью сокращения затрат на переоборудование транспорта после окончания проходческих работ целесообразно в проходимых конвейерных выработках для транспортирования горной массы из подготовительных забоев устанавливать конвейеры, предусмотренные к применению в данной выработке при ведении очистных работ. В остальных выработках при их проходке могут применяться конвейеры с шириной ленты 800 мм.

Выбор конвейеров для сборных расчетных участков

3.28. Выбор конвейеров для сборных расчетных участков производится в той же методической последовательности, как и для однопоточных расчетных участков (см. п.п. 3.18-3,27). Отличие состоит в методике установления значений потребной приемной способности ( $Q_{к.пр.з}$ ) и приведенной эксплуатационной производительности ( $Q_{з(прив)}$ ) конвейеров для сборных расчетных участков.

3.29. Приемная способность сборного конвейера  $Q_{к.пр.з}$  (т/мин) должна определяться для наиболее загруженного отрезка сборного конвейера и устанавливаться по формуле

$$Q_{к.пр.з} \geq a_{i(max)z} + z \sum q_{i(n)} + \sum Q_{з} + \sum Q_{з.у} \quad (3.3)$$

где  $a_{i(max)z}$  - максимальный суммарный минутный грузопоток, поступающий из очистных забоев на сборный конвейер, в пунктах погрузки не оборудованных бункерами, т/мин. Определяется в соответствии с п. 2.35;

$\sum q_{i(n)}$  - сумма минутных грузопотоков, поступающих из подготовительных забоев на сборный конвейер, т/мин. Определяется по п. 2.36;

$\sum Q_{з}$  - сумма минутных производительностей разгрузки аккумулирующих бункеров, из которых груз подается на сборный конвейер, т/мин. Определяется по п. 3.31,б;

$\sum Q_{з.у}$  - сумма минутных производительностей усредняющих бункеров, из которых груз поступает на сборный конвейер, т/мин. Определяется по п. 3.35.

3.30. Для установления допустимой длины сборного конвейера следует принимать приведенную к полной длине конвейера эксплуатационную производительность, определяемую по формуле

$$Q_{з(прив)} = \frac{Q_{з1} l_1 + \dots + Q_{зи} l_i + \dots + Q_{зн} l_n}{L_k} \quad (3.4)$$

где  $Q_{з1}, \dots, Q_{зи}, \dots, Q_{зн}$  - долевые значения эксплуатационной нагрузки на различных отрезках сборного конвейера, т/ч;

$l_1, \dots, l_i, \dots, l_n$  - длины отрезков сборного конвейера, на которых действуют соответствующие долевые значения эксплуатационной нагрузки, м;

$L_k$  - полная длина конвейера, м.

3.31. При определении долевых значений эксплуатационной нагрузки необходимо различать следующие случаи:

а) для отрезков конвейера, по которым проходят только неравномерные грузопотоки из двух и более очистных забоев, эксплуатационная нагрузка  $Q_{зи}$  (т/ч) определяется как суммарная величина по формуле

$$Q_{зи} = 60 \sum a_{i(n)} K_{ti} \quad (3.5)$$

где  $\sum a_{i(n)}$  - средний суммарный минутный грузопоток, проходящий по отрезку конвейера  $l_i$ , т/мин. Определяется по п. 2.34;

$K_{ti}$  - расчетный коэффициент нагрузки для отрезка конвейера  $l_i$ . Определяется по табл. 3.9 при значениях:

$$K_{ti} = \frac{a_{i(max)z}}{\sum a_{i(n)}} \quad (3.6)$$

$$t_{ki} = \frac{l_i}{60 v_k}$$

Здесь  $K_{ti}$  - коэффициент неравномерности суммарного минутного грузопотока, проходящего по  $l_i$  отрезку сборного конвейера;

$a_{i(max)z}$  - максимальный суммарный минутный грузопоток на отрезке конвейера  $l_i$ , т/мин. Определяется по п. 2.35;

$l_i$  - длина  $i$ -го отрезка сборного конвейера, м;

$v_k$  - скорость ленты сборного конвейера, выбранного по приемной способности, м/с.

Если в начале сборного конвейера имеется неравномерный грузопоток из одного очистного забоя, то необходимо пользоваться изложенной выше методикой, но принимать в формулах (3.5) и (3.6) значения  $a_{i(n)}$  и  $a_{i(max)}$  для поступающего на этот отрезок единичного грузопотока;

б) для отрезков конвейера, по которым проходят только грузопотоки из двух или более аккумулялирующих бункеров, загружаемых неравномерными грузопотоками, долевые эксплуатационные нагрузки на сборный конвейер устанавливаются в четыре этапа.

На первом этапе устанавливается ориентировочное значение скорости сборного конвейера. Для этого определяем приближенную величину максимального суммарного минутного грузопотока  $Q_{1(max) \Sigma}$  (т/мин) на наиболее загруженном участке сборного конвейера по формуле

$$Q_{1(max) \Sigma} = 0,7 \sum Q_{1(max)}$$

где  $\sum Q_{1(max)}$  - сумма максимальных минутных неравномерных грузопотоков, поступающих в аккумулялирующие бункера, т/мин. Слагаемые величины  $Q_{1(max)}$  определяются по п. 2.33.

В соответствии со значением  $Q_{1(max) \Sigma}$  по табл. 3.8 и методическим указанием п. 3.19 устанавливаем ориентировочное значение скорости и ширины ленты сборного конвейера.

На втором этапе определяются индивидуальные эксплуатационные нагрузки, создаваемые каждым грузопотоком, поступающим из аккумулялирующих бункеров на весь сборный конвейер. Индивидуальные эксплуатационные нагрузки ( $Q_2', Q_2'', \dots, Q_2^n$ ) определяются в соответствии с методическими указаниями, изложенными в п. 3.23. При этом в качестве длины конвейера для каждого грузопотока следует принимать соответствующие расстояния от точек поступления каждого грузопотока из бункера на сборный конвейер до точки разгрузки конвейера ( $l_1', l_1'', \dots, l_1^n$ ).

На третьем этапе устанавливается производительность разгрузки каждого аккумулялирующего бункера (т/ч), которые должны быть соответственно равны

$$Q_3' = Q_1', \quad Q_3'' = Q_1''; \dots, \quad Q_3^n = Q_1^n.$$

На четвертом этапе определяется долевое значение эксплуатационной нагрузки ( $Q_{2i}$ , т/ч) на  $l_1'$  отрезке сборного конвейера по формуле

$$Q_{2i} = Q_3' + Q_3'' + \dots + Q_3^n.$$

В дальнейшем может оказаться, что принятая для расчета значений  $Q_2', Q_2'', \dots, Q_2^n$  ориентировочная скорость ленты отличается от скорости ленты выбранного по  $Q_{2(прив)}$  сборного конвейера. Тогда необходимо вновь вернуться к определению  $Q_{2(прив)}$  при новой скорости ленты;

в) для отрезков конвейера, по которым проходят два и более грузопотоков из магазинов лав на крутых пластах из аккумулялирующих бункеров, принимающих равномерный грузопоток или груз при разгрузке средств рельсового транспорта, а также при поступлении грузопотоков из подготовительных забоев, выбор скорости конвейера по приемной способности не требуется и долевая эксплуатационная нагрузка определяется в два этапа.

На первом этапе определяют индивидуальные эксплуатационные нагрузки, создаваемые каждым грузопотоком на весь сборный конвейер.

Индивидуальные эксплуатационные нагрузки ( $Q_2', Q_2'', \dots, Q_2^n$ ) определяют по соответствующим методикам для однопоточных расчетных участков конвейерной линии: при поступлении груза из магазинов лав на крутых пластах - по п. 3.26,а; из аккумулялирующих бункеров, принимающих равномерные грузопотоки, - по п. 3.26,б; из аккумулялирующих бункеров, принимающих груз из средств рельсового транспорта, - по п. 3.26,в; из разгрузочных ям скипового подъема - по п. 3.36,г; из подготовительных забоев - по п. 3.27.

На втором этапе устанавливается долевое значение эксплуатационной нагрузки ( $Q_{2i}$ ) на  $l_1'$  отрезке сборного конвейера (т/ч) по формуле

$$Q_{2i} = Q_2' + Q_2'' + \dots + Q_2^n.$$

3.32. Выбор конвейеров, на которые одновременно поступает неравномерные и равномерные грузопотоки, грузопотоки из аккумулялирующих бункеров и из подготовительных забоев, производится в соответствии с общими методическими указаниями, изложенными в п.п. 3.28-3.30.

Скорость ленты сборного конвейера устанавливается путем предварительного выбора конвейера по приемной способности (т/мин) в соответствии с формулой

$$Q_{2(прив)} \geq Q_{1(max) \Sigma} + \sum Q_{1(m)} + 0,7 \sum Q_{1(max)} + \sum Q_{2y}, \quad (3.7)$$

где  $\sum Q_{1(max)}$  - сумма максимальных минутных неравномерных грузопотоков, поступающих в аккумулялирующие бункера, т/мин. Слагаемые величины  $Q_{1(max)}$  определяются по п. 2.33.

Остальные значения, входящие в формулу (3.7), приведены в п. 3.29.

Значение  $Q_{2(прив)}$  определяется по формуле (3.4).

Долевые значения эксплуатационных нагрузок ( $Q_3$ ) на каждом отрезке сборного конвейера  $l_i$  определяются как арифметическая сумма, слагаемая из эксплуатационных нагрузок на этом отрезке, создаваемых независимо друг от друга грузопотоками с разными характеристиками. Слагаемые долевого значения  $Q_3$  определяются в зависимости от характеристики грузопотоков по соответствующим методикам, изложенным в п. 3.31.

В дальнейшем может оказаться, что принятая для расчета эксплуатационных нагрузок скорость ленты будет отличаться от скорости ленты выбранного по значению  $Q_3$  сборного конвейера. Тогда необходимо вновь вернуться к определению величины  $Q_3$  при новой скорости ленты и установить новую допустимую длину конвейера.

3.33. После выбора сборного конвейера по величине  $Q_3$  необходимо по формуле (3.3) провести его проверку по приемной способности. Если после проверки окажется, что выбранный по  $Q_3$  тип конвейера не обеспечивает прием суммарного максимального минутного грузопотока, то необходимо принимать другой конвейер с большей шириной ленты или большей скоростью. В последнем случае требуется проведение проверки конвейера с повышенной скоростью по величине приведенной эксплуатационной нагрузки.

### Выбор емкости усредняющих бункеров

3.34. Усредняющие бункера следует предусматривать лишь тогда, когда приемная способность ( $Q_{к.пр}$ ) выбранного для установки конвейера меньше максимального минутного грузопотока  $A_{1(max)}$  или  $A_{1(max)}$ , поступающего на этот конвейер.

3.35. Для определения потребной емкости усредняющего бункера необходимо установить производительность разгрузки бункера  $Q_{б.у}$ .

Величина  $Q_{б.у}$  (т/мин) может изменяться в следующих пределах:

$$\gamma Q_{к.пр} \geq Q_{б.у} \geq Q_3,$$

где  $Q_{к.пр}$ ,  $Q_3$  - приемная способность и эксплуатационная производительность подбункерного конвейера.

При  $Q_{б.у} = Q_3$  происходит почти полное усреднение грузопотока угля, но требующаяся для этого емкость бункера велика.

При  $Q_{б.у} = \gamma Q_{к.пр}$  происходит лишь частичное усреднение грузопотока, так как бункер не пропускает на конвейер пики грузопотока, равные разности  $A_{1(max)} - \gamma Q_{к.пр}$  и поэтому требуется небольшая емкость усредняющего бункера, которую рекомендуется принимать в расчете  $Q_{б.у}$ , равную приемной способности конвейера.

При поступлении усредняемых грузопотоков на сборный конвейер для выбора  $Q_{б.у}$  следует руководствоваться данными табл. 3.10.

3.36. Величина емкости усредняющего бункера  $E_{ус}$  (т) определяется по формуле

$$E_{ус} = Q_3 K_{б.у},$$

где  $Q_3$  - эксплуатационная производительность подбункерного конвейера. Определяется в соответствии с п. 3.21.

$K_{б.у}$  - расчетный коэффициент, принимаемый по табл. 3.11 в зависимости от величины отношения

$$\frac{Q_{б.у}}{A_{1(max)}},$$

и значения  $t_k$  для подбункерного конвейера.

Значение  $A_{1(max)}$  принимается при поступлении в бункер грузопотока из одного очистного забоя и определяется по методике, изложенной в п. 2.33.

Если в бункер поступает грузопоток из двух (или более) очистных забоев, значение  $A_{1(max)}$  рассчитывается по формуле (2.3) в соответствии с характеристиками этих грузопотоков.

Значение времени  $t_k$  для подбункерного конвейера определяется по формуле (3.2).

3.37. Когда выбор конвейеров произведен для двух вариантов - с усредняющим бункером и без бункера, необходимо провести технико-экономическое сравнение этих вариантов и принять наиболее экономичный способ конвейеризации выработки.


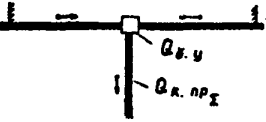
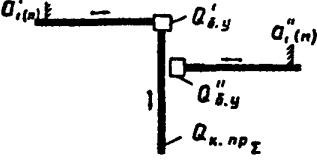
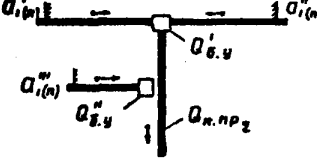
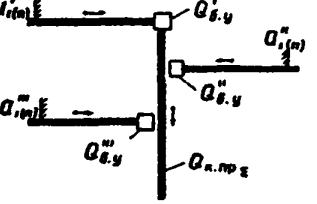
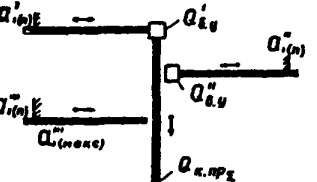
3.38. Если емкость усредняющего бункера  $E_{ус}$  уже задана (например, выбор конвейеров ведется для условий действующей шахты и емкость бункера не может быть изменена) возможны следующие варианты:

а) фактическая емкость бункера отличается от расчетной не более чем на  $\pm 30\%$ . Тогда могут быть приняты расчетные показатели  $Q_{б.у}$ ,  $Q_{к.пр}$  и  $Q_3$  подбункерного конвейера;

б) фактическая емкость бункера значительно меньше расчетной. В этом случае необходимо выбрать конвейер с большей приемной способностью и произвести расчет заново;

Т а б л и ц а 3.10

Схемы применения усредняющих бункеров

Схемы применения усредняющих бункеров в конвейерных линиях	Рекомендуемые значения производительности разгрузки усредняющих бункеров ( $Q_{\delta,y}$ )
	$Q_{\delta,y} = Q_{к,пр}$
	$Q_{\delta,y} = Q_{к,пр\Sigma}$
	$Q_{\delta,y}' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}'}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}''}$ $Q_{\delta,y}'' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}''}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}''}$
	$Q_{\delta,y}' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}''}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}'' + Q_{i(n)}'''}$ $Q_{\delta,y}'' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}''}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}'' + Q_{i(n)}'''}$
	$Q_{\delta,y}' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}'}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}'' + Q_{i(n)}'''}$ $Q_{\delta,y}'' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}''}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}'' + Q_{i(n)}'''}$ $Q_{\delta,y}''' = Q_{к,пр\Sigma} \cdot \frac{Q_{i(n)}'''}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}'' + Q_{i(n)}'''}$
	$Q_{\delta,y}' = (Q_{к,пр\Sigma} - Q_{i(n)}''') \cdot \frac{Q_{i(n)}'}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}''}$ $Q_{\delta,y}'' = (Q_{к,пр\Sigma} - Q_{i(n)}''') \cdot \frac{Q_{i(n)}''}{Q_{i(n)}' + Q_{i(n)}''}$

в) фактическая емкость бункера значительно больше расчетной. Тогда по заданной емкости бункера ( $E_{у.б}$ ) и установленной расчетной эксплуатационной производительности подбункерного конвейера ( $Q_{\delta,y}$ ) определяется расчетный коэффициент  $K_{\delta,y}$  по формуле

$$K_{\delta,y} = \frac{E_{у.б}}{Q_{\delta,y}}$$

Далее из табл. 3.11 по найденному значению  $K_{\delta,y}$  и величине  $t_x$  для подбункерного конвейера определяют величину отношения  $\frac{Q_{\delta,y}}{Q_{i(max)}}$  и затем по заданному значению  $Q_{i(max)}$  находят величину производительности разгрузки бункера  $Q_{\delta,y}'$ .

Необходимо учесть следующее:

1. Если  $Q_3 < Q'_{\delta y} \leq Q_{н.р.}$ , то фактическая емкость бункера близка к требуемой для усреднения неравномерного грузопотока и производительность разгрузки бункера следует принимать из приведенного выше расчета по значению  $Q_{\delta y} = Q'_{\delta y}$ .

Т а б л и ц а 3.11

Значения расчетного коэффициента  $K_{\delta y}$

$\frac{Q_{\delta y}}{a_{1(max)}}$	Значения расчетного коэффициента $K_{\delta y}$ при $t_{\delta y}$ , мин									
	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20
1,0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0,9	0,0034	0,0067	0,0100	0,0133	0,0166	0,0200	0,0233	0,0266	0,0300	0,0332
0,8	0,0067	0,0133	0,0200	0,0266	0,0333	0,0400	0,0466	0,0532	0,0600	0,0666
0,7	0,0100	0,0200	0,0300	0,0400	0,0500	0,0600	0,0700	0,0800	0,0900	0,1000
0,6	0,0132	0,0264	0,0400	0,0528	0,0665	0,0800	0,0930	0,1066	0,1200	0,1320
0,5	0,0164	0,0330	0,0500	0,0660	0,0830	0,1000	0,1170	0,1320	0,1500	0,1660

При этом необходимо также предусмотреть такое управление конвейерами, загрузающими бункер, которое позволит останавливать их немедленно при остановке подбункерного конвейера. Если этого не сделать, то бункер будет наполняться и из усредняющего превратится в аккумулирующий. При последующем пуске подбункерный конвейер может быть перегружен по мощности, так как на него в период разгрузки бункера будет поступать грузопоток  $Q_{\delta y}$  больше, чем  $Q_3$ .

2. Если  $Q'_{\delta y} < Q_3$ , то фактическая емкость бункера значительно больше требуемой для усреднения неравномерного грузопотока и производительность разгрузки бункера следует принимать равной эксплуатационной производительности конвейера, т.е.  $Q_{\delta y} = Q_3$ .

Предусматривать остановку подающих в бункер груб конвейеров при остановке подбункерного конвейера не следует. Такой бункер будет выполнять аккумулирующие функции.

3.39. Когда усредняющего бункера не требуется ( $Q_{н.р.} \geq a_{1(max)}$ ), но бункер уже оборудован, целесообразно рассмотреть вопрос о замене ранее выбранного для безбункерной работы конвейера, на конвейер с меньшей приемной способностью или об увеличении длины конвейера за счет снижения эксплуатационной производительности путем настройки величины производительности разгрузки бункера в диапазоне

$$a_{1(m)} \leq Q_{\delta y} < Q_3. \quad (3.8)$$

Проверку эксплуатационных показателей нового конвейера с меньшей приемной способностью и бункера (при условии работы с новым конвейером) следует производить в соответствии с п. 3.38.

Повышенную допустимую длину конвейера следует определять по заводским характеристикам конвейера в соответствии с его новой эксплуатационной производительностью  $Q'_3$ , равной принятой величине  $Q_{\delta y}$ . При этом необходимо произвести по п. 3.36 проверку достаточности заданной (фактической) емкости бункера при принятых значениях величин  $Q'_3$  и  $Q_{\delta y}$ . Если окажется, что заданная (фактическая) емкость бункера меньше расчетной, то необходимо увеличить значения  $Q_{\delta y}$ , не выходя за пределы условия (3.8).

#### Определение емкости и производительности разгрузки аккумулирующих бункеров в конвейерных линиях

3.40. Исходными данными для определения величины емкости аккумулирующего промежуточного бункера в конвейерных линиях шахты являются:

сменный грузопоток, проходящий через бункер,  $A_{см}$ , т/смену;

количество последовательно расположенных конвейеров в подбункерной части конвейерной линии -  $n$ .

3.41. Величина емкости аккумулирующего промежуточного бункера ( $E_{ак}$ , т) определяется по формуле

$$E_{ак} \geq C A_{см}, \quad (3.9)$$

где  $C$  - расчетный коэффициент, учитывающий надежность работы подбункерной части конвейерной линии. Определяется по табл. 3.12.

3.42. Величину емкости аккумулирующего бункера у скипового ствола ( $E_{ск.ст}$ , т) на конвейеризированных шахтах рекомендуется принимать по условию

$$E_{ск.ст} \geq 0,15 A_{см}.$$

3.43. Емкость двух или более последовательно расположенных в конвейерной линии аккумулирующих промежуточных бункеров определяют по формуле (3.9) в зависимости от количества конвейеров, устанавливаемых между рассчитываемым бункером и бункером, следующим за ним по потоку угля или до пункта погрузки в средства рельсового транспорта.

Т а б л и ц а 3.12  
Значения расчетного коэффициента  $C$

Емкость для разгрузки конвейерной линии, принимающей уголь из рассчитываемого бункера	Количество конвейеров в подбункерной части конвейерной линии, шт.	Расчетный коэффициент $C$	
		Обходной бункер	Сквозной бункер
Аккумулирующий бункер, подземный или на поверхности (при конвейерном подъеме), пункт погрузки в средства рельсового транспорта	I-2	0,18	0,10
	3 и более	0,10	0,12
Бункер-дозатор скипового подъема (без аккумулирующего бункера)	I-2	0,20	0,25
	3 и более	0,22	0,27

3.44. Если подбункерный конвейер загружается только от аккумулирующего бункера, производительность разгрузки бункера ( $Q_{г}$ , т/ч) принимается равной эксплуатационной производительности подбункерного конвейера:

$$Q_{г} = Q_{к}.$$

3.45. Если сборный конвейер загружается несколькими грузопотоками из аккумулирующих бункеров, то производительность разгрузки каждого из них следует принимать равной соответствующему долевым значениям эксплуатационной производительности сборного конвейера:

$$Q'_{г} = Q'_k, \quad Q''_{г} = Q''_k, \quad \dots, \quad Q^n_{г} = Q^n_k.$$

Определение долевых значений  $Q'_k, Q''_k, \dots, Q^n_k$  при загрузке конвейера из аккумулирующих бункеров производится по п. 3.31, б, в.

#### Определение электроэнергии, потребляемой ленточными конвейерами

3.46. Для конвейеров, установленных в выработках с углами наклона от  $-3$  до  $+25^\circ$ , потребляемая мощность ( $N_{факт}$ , кВт) определяется из выражения

$$N_{факт} = N_{уст} \left( 0,9 \frac{L_{к.факт}}{L_{к.доп}} - 0,1 \right),$$

где  $N_{уст}$  - установленная мощность привода конвейера, кВт (определяется из табл. 3.1);  
 $L_{к.факт}$  - фактическая длина конвейера, м;  
 $L_{к.доп}$  - длина конвейера, допустимая при данном угле наклона и эксплуатационной производительности, м (определяется по приложению I).

Для конвейеров, установленных на бремсбергах:

$$N_{факт} = \frac{3 \gamma_k - \frac{Q_g \sin \beta}{4}}{102} L_{к.факт} ?$$

где  $\beta$  - угол наклона выработки.

Основные положения по обеспечению нормальной эксплуатации  
конвейерных установок и конвейерных линий

3.47. На подземном транспорте должны применяться конвейеры, удовлетворяющие действующим "Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах", изготовленные по технической документации, утвержденной в установленном порядке.

3.48. Тип и основные показатели установленного конвейера или конвейеров в линии должны соответствовать конкретным горнотехническим условиям применения. При этом следует руководствоваться указаниями по назначению конвейера, приведенными в заводской документации, а также изложенной выше методикой выбора конвейеров. Следует иметь в виду, что ленточные конвейеры, предназначенные только для горизонтальных выработок, применять на наклонных выработках запрещается. Применение уклонных конвейеров на горизонтальных и слабонаклонных выработках разрешается, но не рекомендуется.

3.49. Максимальные допустимые размеры кусков транспортируемой горной массы в зависимости от типа и ширины ленты не должны превышать величин, указанных в табл. 3.13.

Т а б л и ц а 3.13

Крупность кусков угля и породы, допускаемых  
к транспортированию ленточными конвейерами

Ширина ленты, мм	Наибольший размер куска, мм	
	Тип ленты	
	2Ш, 2, ПВХ	2РШ, 2Р, РТЛ
800-900	300/300 <sup>х)</sup>	300/300
1000	400/300	400/400
1200 и более	500/300	500/500

х) В числителе - крупность кусков угля, в знаменателе - крупность кусков породы.

Типы лент, применяемых на ленточных конвейерах, приведены в табл. 3.14.

Т а б л и ц а 3.14

Типы лент, применяемых на ленточных конвейерах

Тип конвейера	Тип ленты
1Л80, 1ЛТ80, 1ЛБ80, 2ЛТ80, 2ЛБ80, КЛ-150А, КЛ-150В, 1Л100К, 1ЛУ100М	2Ш, 2, ПВХ
3ЛН80, 1Л100, 1ЛБ100, 2ЛУ100, 1ЛТ100, КЛА-250, КЛ-15	2РШ, 2Р, РТЛ
2ЛТ100, 2ЛЛ100, 1ЛУ100, 1ЛУ120, 2ЛУ120, 2ЛБ120, 2ЛУ160, КРУ-350	РТЛ

3.50. Для транспортирования угля от лав, оснащенных струговыми установками, не рекомендуется применять конвейеры с шириной ленты 800 мм.

3.51. Выработки, предназначенные для установки ленточных конвейеров, должны быть прямолинейными на всей длине става конвейера. Пластинчатые конвейеры могут устанавливаться в искривленных выработках с минимальным радиусом поворота в плане 20 м. Суммарный угол изгиба трассы одного конвейера длиной до 1200 м может достигать до 360°. Следует иметь в виду, что поворотные секции става пластинчатого конвейера требуют специального крепления, которое осуществляется обычно с помощью растяжек.

3.52. Выработки, предназначенные для установки ленточных конвейеров, не должны иметь резких перегибов в сторону уменьшения или увеличения угла наклона.

Радиусы перегиба участков трассы для ленточных конвейеров в вертикальной плоскости не должны быть меньше значений, приведенных в табл. 3.15.



Допустимые значения радиуса перегиба на расстоянии  $X$  от конца конвейера с минимальным натяжением ленты  $R_x$  (м) определяются по формуле

$$R_x = \frac{(R_{max} - R_{min})X}{L_k} + R_{min},$$

где  $R_{max}, R_{min}$  - радиус перегиба на участке соответственно максимального и минимального натяжения ленты, м;  
 $L_k$  - длина конвейера, м.

Допустимый радиус перегиба трассы пластинчатого конвейера в вертикальной плоскости составляет 60 м.

Т а б л и ц а 3.15  
 Радиусы перегиба участков трассы для  
 ленточных конвейеров

Ширина ленты, мм	Радиус перегиба трассы, м			
	С вогнутым профилем	С выпуклым профилем		
		На участках минимального натяжения ленты	На участках максимального натяжения ленты при длине конвейера, м	
			менее 500	более 500
800	100	15	70	100
900	110	16	72	110
1000	115	17	75	115
1200	130	19	80	130
1600	170	22	90	170
2000	200	25	100	200

3.53. Сечение выработки должно обеспечивать необходимые по безопасности зазоры между частями конвейера и элементами крепи выработки, а также подвешенным составом. Величины зазоров надо принимать в соответствии с действующими "Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах".

Для выбора сечения транспортной выработки могут быть использованы основные размеры существующих конвейеров, указанные в приложении 2.

3.54. Для установки головных и хвостовых станций, а также ловительной ленты стационарных ленточных конвейеров должны предусматриваться бетонные основания. Хвостовые, а в некоторых случаях и головные станции полустационарных конвейеров могут устанавливаться и без бетонных фундаментов в соответствии с заводской инструкцией. Ставы конвейеров могут устанавливаться на почву или, что необходимо предусмотреть при заказе конвейеров, подвешиваться к кровле.

3.55. Следует иметь в виду, что для эффективной работы конвейеров имеет большое значение рациональное исполнение загрузочных и перегрузочных устройств. Загрузочное устройство должно обеспечивать равномерное поступление угля или горной массы на конвейер, не превышающее его приемной способности. Загрузочные и перегрузочные устройства должны обеспечивать подачу транспортируемого материала на конвейер без его просыпания и не вызывать при этом интенсивного износа конвейерной ленты или пластинчатого полотна.

Сформированный загрузочным устройством поток горной массы должен располагаться посередине грузонесущего полотна. Конструкция загрузочного устройства должна обеспечивать свободное прохождение горной массы, загружаемой предыдущим загрузочным или перегрузочным устройством.

При проектировании пунктов загрузки конвейера и перегрузки угля с конвейера на конвейер необходимо обеспечивать минимально возможную высоту свободного падения материала на ленту или пластинчатое полотно. При большой высоте падения необходимо предусматривать меры по уменьшению силы удара кусков материала о грузонесущее полотно (направляющие лотки, колосники и т.п.). Направление потока должно соответствовать направлению движения, а скорость быть близкой к скорости движения грузонесущего полотна. Угол наклона направляющего лотка рекомендуется принимать в пределах 45-65°. Погрузочный лоток должен быть установлен таким образом, чтобы загрузка угля происходила между двумя роликоспорами.

3.56. При проектировании перегрузочных устройств для формирования потока транспортируемого материала на ленте необходимо предусматривать направляющие борта. Расстояние между бортами не должно превышать  $2/3$  ширины ленты. Длину направляющих бортов рекомендуется принимать в зависимости от скорости движения ленты конвейера, а именно: при скорости 1,6 м/с - 3,0 м; 2,0 м/с - 4 м; 3,15 м/с - 6,0 м.

Нижняя кромка направляющих бортов должна быть снабжена отбортовкой. Она выполняется в виде полосы из огнестойкой резины (применять для отбортовки отрезки старой ленты не рекомендуется, так как между тканевыми прокладками набивается угольная мелочь, что приводит к интенсивному истиранию рабочей обкладки ленты). Конструкция направляющих бортов должна предусматривать возможность выдвижения отбортовки по мере ее износа. Плоскость резиновой отбортовки должна быть перпендикулярна поверхности краев ленты конвейера.

3.57. При необходимости перегрузочные пункты должны быть оснащены пылеподавляющими устройствами (устройствами орошения).

#### 4. ЛОКОМОТИВНЫЙ ТРАНСПОРТ

##### Конструктивные типы локомотивов и вагонеток

4.1. На угольных шахтах для транспортирования угля, породы и вспомогательных грузов, а также для перевозки людей следует применять следующие виды подвижного состава:

электровозы - рудничные контактные, аккумуляторные исполнения Р1, аккумуляторные исполнения РВ, высокочастотные;

дизельвозы;

секционные поезда с откидными днищами;

вагонетки шахтные грузовые с откидными днищами, вагонетки для перевозки людей, специальные вагонетки (или платформы). Вагонетки с глухим кузовом для транспортирования угля можно применять только в исключительных случаях.

В зависимости от сцепного веса рудничные локомотивы подразделяются на три группы: легкие - до 7 тс включительно, средние - 8-10 тс и тяжелые - свыше 10 тс.

4.2. Рудничные вагонетки разделяются на грузовые, людские и специального назначения.

Грузовые вагонетки различают в зависимости от назначения: для перевозки насыпных грузов и для перевозки вспомогательных грузов (платформы). Основным средством доставки вспомогательных материалов и оборудования должны являться платформы.

К вагонеткам специального назначения относятся противопожарные, ремонтные, путеизмерительные и другие.

##### Технические характеристики подвижного состава

4.3. Технические характеристики серийно изготавливаемых аккумуляторных электровозов приведены в табл. 4.1; контактных электровозов - в табл. 4.2, дизельвозов - в табл. 4.3, высокочастотных электровозов - в табл. 4.4, вновь создаваемых аккумуляторных электровозов - в табл. 4.5.

##### Рекомендации по применению секционных поездов, вагонеток и локомотивов

4.4. Тип и емкость вагонеток для перевозки насыпных грузов необходимо принимать с учетом: размеров грузопотока угля и протяженности откатки по горизонтальным и наклонным участковым и магистральным выработкам;

вида транспорта угля по стволам, участковым горизонтальным и капитальным наклонным выработкам;

принятого сечения горных выработок;

типа сопрягаемого горношахтного оборудования (клеть, опрокидыватели, стопоры, толкатели и др.).

Таблица 4.1

## Техническая характеристика рудничных аккумуляторных электровозов

Тип электровоза	Сцепной вес, тс	Ширина колеи, мм	Часовой режим при постоянном напряжении			Аккумуляторная батарея			Основные размеры, мм			Жесткая база, мм	Диаметр колеса, мм	Передаточное отношение редуктора	Тяговый двигатель			Скорость при питании от батареи с учетом внутреннего сопротивления аккумулятора и провода, км/ч		Конструктивная скорость, км/ч
			мощность тяговых двигателей, кВт	скорость электровоза, км/ч	сила тяги, кгс, (даН) xxx	тип	энергоемкость батареи, кВт.ч	напряжение, Вх)	длина	ширина	высота				ток, А		часовая	длительный режим		
															тип	часовая			длительная	
4,5АР12	4,5 <sup>xx</sup> )	600 900	2x6,0	4,75	750	66ТЭН-300	24,75	82,5	3300	1000 1300	1300	900	540	29,75	ЭДР-6	93	40	2,9	7,0	9,5
4,5АР12М	4,5 <sup>xx</sup> )	600 900	2x7,0	6,66	700	660МН-300	24,75	82,5	3800	1000 1300	1310	900	540	22,87	ЭДР-7П	105	45	3,7	8,3	13,3
5АРВ1	5,0 <sup>xx</sup> )	600 900	2x6,0	4,75	750	66ТЭН-250П	20,6	82,5	3360	1000 1300	1350	900	540	29,75	ЭДР-6	93	40	2,9	7,0	9,5
5АРВ2	5,0	600 900	2x7,0	6,66	700	66ТЭН-250П	20,6	82,5	3480	1000 1300	1450	950	540	22,87	ЭДР-7П	105	45	3,7	8,3	13,3
8АРП1	8,4 <sup>xx</sup> ) 8,9 <sup>xx</sup> )	600 900	2x9,1 2x11,2	5,5 6,8	1150	80ТЭН-350 96ТЭН-350	35,0 42,0	100 120	4730	1050 1350	1410	1200	630	10,97	ЭДР-10Б	115	50	3,6 4,5	7,5 9,0	13,6
8АРП3	7,9 <sup>xx</sup> ) 8,8 <sup>xx</sup> )	600 900	2x9,1 2x12,7	5,5 7,7	1150	80ТЭН-350 108ТЭН-350	35,0 47,5	100 135	4500	1050 1350	1428	1200	680	10,97	ЭДР-10Б	115	50	3,6 5,1	7,5 10,0	13,6
АМ81 АМ82	8,5 <sup>xx</sup> ) 9,1 <sup>xx</sup> )	600 900	2x11,2 2x13,8	6,8 8,1	1150	96ТЭН-350 112ТЭН-350	42,0 49,0	120 140	4500	1045 1345	1415	1200	680	10,97	ЭДР-10П	115	50	4,5 5,4	9,0 10,5	13,6
13АРП1	12,8 <sup>xx</sup> )	900	2x15,0	6,0	1700	126ТЭН-550	86,0	160	5500	1376	1500	1500	680	10,97	ЭДР-15	117	55	4,8	7,9	12,0
АМ8Д	8,0	600	2x12,0	6,0	1200	96ТЭН-500	60,0	120	4550	1045	1415	1200	680	10,97	ДПТР-12	125	50	4,5	9,0	12,0
АМ8Д	8,0	900	2x14,2	7,2	1200	112ТЭН-500	70,0	140	4550	1345	1415	1200	680	10,97	ДПТР-12	125	50	5,4	10,5	13,6
2АМ8Д	16,0	600	4x12,0	6,0	2400	2x96ТЭН-500	120	120	9470	1045	1415	1200	680	10,97	ДПТР-12	125	50	4,5	9,0	13,6
2АМ8Д	16,0	900	4x14,2	7,2	2400	2x112ТЭН-500	140	140	9470	1345	1415	1200	680	10,97	ДПТР-12	125	50	5,4	10,5	13,6

х) Напряжение и энергоемкость батарей приведены из расчета 1,25 В на один аккумулятор.

xx) В проектах новых шахт не применять.

xxx) даН - деканьтон; 1 даН = 10Н ≈ 1 кгс.

Таблица 4.2

## Техническая характеристика рудничных контактных электровозов

Тип электровоза	Сцепной вес, тс	Колея, мм	Часовой режим			Длительный режим		Тяговые двигатели				Передаточное отношение редуктора	Основные размеры, мм			Жесткая база, мм	Диаметр колеса, мм	Конструктивная скорость, км/ч
			сила тяги, кгс (дан)	мощность тяговых двигателей, кВт	скорость, км/ч	сила тяги, кгс (дан)	скорость, км/ч	Тип	Ток, А		Напряжение, В		длина по буферам	ширина	высота по кабине			
									часовой режим	длительный режим								
7КР1У <sup>х)</sup>	7	600 900	1650	2x25	10,5	440	16,2	ЭДР-25Б	115	50	250	10,97	4500	1032 1332	1500	1200	680	21,0
10КР1 <sup>х)</sup> 10КР2	10	600 900	1650	2x25	10,5	440	16,2	ЭДР-25Б	115	50	250	10,97	4500	1048 1348	1500	1200	680	21,0
14КР1 <sup>х)</sup> 14КР2	14	900	2400	2x44	12,8	650	18,4	ДК-809А	200	80	250	14,75	4900	1050 1350	1650	1700	760	25,2
К10	10	600 900	1800	2x31	12,2	480	18,0	ЭТ-31	142	62	250	10,97	4920	1050 1350	1650	1200	680	24,4
К14	14	900	2400	2x45	12,8	650	18,4	ЭТ-46	204	85	250	14,75	5600	1350	1650	1800	760	25,6
КТ28 <sup>хх)</sup>	28	900	4800	4x45	12,8	1300	23,0	ЭТ-46	204	85	250	14,75	11500	1350	1650	1800	760	42,7

х) В проектах новых шахт не применять.

хх) Вновь создаваемый рудничный электровоз.

Таблица 4.3

## Техническая характеристика дизелевозов ДВ

Показатели	ДВ-900		ДВ-600	
Сцепной вес, тс	8,0		8,0	
Ширина колеи, мм	900		600	
Скорость, км/ч:				
первая передача	4,6		4,9	
вторая передача	8,5		8,4	
третья передача	14,2		14,1	
Сила тяги, соответствующая скоростям по передачам, кгс (даН):				
на первой передаче	1650		1850	
на второй передаче	910		1070	
на третьей передаче	540		635	
Основные размеры, мм:				
длина по буферам	4600		4600	
ширина	1350		1050	
высота	1500		1500	
Жесткая база, мм	1250		1250	
Минимальный радиус вписывания, м	10		10	
Клиренс, мм	100		100	
Дизельный двигатель:				
тип			Однорядный четырехтактный РБ4	
мощность, л.с. (кВт)	35(25,6)		35(25,6)	
исполнение дизелевоза	РВ		РВ	

Таблица 4.4

## Техническая характеристика высокочастотных рудничных электровозов В10 и В14

Показатели	Тип локомотива	
	В10	В14
Сцепной вес, тс	10	14
Тяговое усилие в часовом режиме, кгс (даН)	1560	1780
Скорость в часовом режиме, км/ч	10,5	9,0
Часовая мощность, кВт	25	47
Номинальное напряжение, В	185	185
Частота тока на выходе, Гц	5000	5000
Основные размеры, мм:		
ширина	1050	1350
длина	5080	5850
высота	1670	1650
Жесткая база, мм	1300	1300
Ширина колеи, мм	600	900
Клиренс, мм	100	100

Таблица 4.5

Техническая характеристика вновь создаваемых рудничных аккумуляторных электровозов

Тип электровоза	Сцепной вес, тс	Часовая мощность, кВт	Часовая скорость, км/ч	Напряжение, В	Ширина колеи, мм	Основные размеры, мм			Жесткая база, мм	Завод-изготовитель
						ширина	высота	длина		
АРП7	7,0	20,0	7,5	105 118	600 900	1050 1350	1430	4200	1200	Ясногорский машзавод
АРВ7	7,0	20,0	7,5	105 118	600 900	1050 1350	1430	4200	1200	То же
АРП10	10,0	25,0	7,0	130	600	1050	1500	5080	1300	Дружковский машзавод
АРП4	14,0	47,0	9,0	185	900	1350	1650	5850	1650	То же
АРП28	28,0	105,0	10,0	210	900	1350	1650	11700	1650	—

Для вновь проектируемых и реконструируемых шахт в основном следует принимать для транспортирования по магистральным выработкам секционные поезда с лонной разгрузкой. При этом транспортирование угля и породы из подготовительных забоев следует производить вагонетками типа ВДК. При малых нагрузках на погрузочные пункты допускается применение вагонеток типа ВДК для откатки основного грузопотока по магистральным выработкам. Технические характеристики секционных поездов и вагонеток типа ВДК приведены в табл. 4.6 и 4.7.

Таблица 4.6

Техническая характеристика секционных поездов

Показатели	Тип поезда	
	ПС-1,5	ПС-3,8
Емкость, м <sup>3</sup>	1,5	3,8
Количество секций в составе	Принимается по тяговым параметрам локомотива	
Колея, мм	600	900
Диаметр колеса, мм	300	350
Основные размеры, мм:		
длина	1800	2650
ширина	950	1600
высота от уровня головки рельса	1450	1600
Ширина разгрузочного отверстия, мм	500	700
Коэффициент тары	0,45	0,40

При соответствующих обоснованиях (реконструкция шахты, подготовка нового горизонта) допускается применение вагонеток, техническая характеристика которых приведена в табл. 4.8.

Предпочтительно применять секционные поезда, большегрузные вагонетки, вагонетки с лонной разгрузкой.

4.5. Для конкретных условий шахты оптимальный тип вагонетки определяют технико-экономическим расчетом. Критерий оптимальности — минимум приведенных затрат на локомотивную откатку, включающих расходы на вагонетки и локомотивы, проведение очистки и поддержание горных выработок (в тех случаях, когда сечение выработок определяется по условиям транспорта), затраты на оборудование погрузочных и обменных пунктов, перегрузочных комплексов в околоствольном дворе и других факторов и зависимостей.

4.6. Рудничные электровозы следует применять в соответствии с требованиями действующих "Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах".

Таблица 4.7

## Техническая характеристика вагонеток типа ВДК

Показатели	ВДК-1,5	ВДК-2,6
Емкость кузова, м <sup>3</sup>	1,5	2,6
Колея, мм	600	900
Диаметр колеса по кругу катания, мм	350	350
Жесткая база, мм	1200	1650
Высота оси сцепки от уровня головки рельса, мм	320	365
Тип сцепки	Звеньевая	Автоматическая невращающаяся двустороннего действия
Тяговое рабочее усилие сцепки, тс	6,0	7,0
Основные размеры, мм:		
длина	2400	2900
ширина	850	1240
высота от уровня головки рельса	1400	1400
Масса, кг	1400	1360

4.7. В зависимости от условий откатки локомотивы применяют в соответствии с рекомендациями, приведенными в табл. 4.9.

Таблица 4.8

## Типы и техническая характеристика вагонеток, предназначенных для шахт угольной промышленности (ГОСТ 15174-70)

Тип вагонетки	Емкость кузова, м <sup>3</sup>	Грузоподъемность, т	Колея, мм	Длина по буферам, мм	Ширина кузова, мм	Высота от головки рельса, мм	Жесткая база, мм	Диаметр колес по кругу катания, мм	Высота сцепки до головки рельса, мм	Масса порожней вагонетки, кг
<b>С глухим кузовом<sup>х)</sup></b>										
ВГ-1,3 <sup>хх)</sup>	1,3	2,3	600	2000	850	1300	550	300	320	610
ВГ-1,4 <sup>хх)</sup>	1,4	2,5	600	2400	850	1230	650	300	320	675
ВГ-1,6 <sup>хх)</sup>	1,6	3,0	600	2700	850	1200	800	300	320	710
ВГ-2,5	2,5	4,5	900	2800 (3150) <sup>ххх)</sup>	1240	1300	800	350	365 (320) <sup>ххх)</sup>	1150 (1153) <sup>ххх)</sup>
ВГ-3,3	3,3	6,0	900	3450 (3850) <sup>ххх)</sup>	1240	1300	1100	350	365 (320) <sup>ххх)</sup>	1280 (1290) <sup>ххх)</sup>
<b>С откидными днищами</b>										
ВД-3,3	3,3	6,0	900	3575	1350	1400	1100	350	365	1600
ВД-5,6	5,6	10,0	900	4900	1350	1550	1500	400	365	2580

х) Для транспортирования основного грузопотока угля и горной массы на новых шахтах не применять.

хх) Вагонетки емкостью кузова 1,3; 1,4; 1,6 м<sup>3</sup> на колею 550 и 575 мм выпускаются под индексом УНГ.

ххх) Размеры в скобках относятся к вагонеткам с автоматической сцепкой.

Расчет электровозной откатки в выработках с уклоном рельсового пути 0,003-0,005

4.8. При установлении расчетной схемы локомотивного транспорта шахты (горизонта) применяют следующие исходные данные: категориальность шахты по газу и пыли, проектную мощность шахты (горизонта), план и профиль пути всех откаточных выработок, количество и производительность погрузоч-

ных пунктов, сменный грузопоток породы от добычных и подготовительных участков, тип локомотивов и вагонеток, состояние рельсового пути, способ организации откатки (однозвенная, двухзвенная, с закреплением или без закрепления локомотивов за составами). Если откатка двухзвенная, то расчеты следует вести отдельно для магистральной откатки и сборочной в пределах каждого пункта группирования грузопотока.

Т а б л и ц а 4.9

Область применения перспективного ряда шахтных локомотивов

Категория шахты по газообильности (по метану)	Пологое и наклонное залегание пластов				Крутое залегание пластов			
	Выработки со свежей струей воздуха		Выработки с исходящей струей воздуха	Тупиковые выработки	Выработки со свежей струей воздуха		Выработки с исходящей струей воздуха	Тупиковые выработки
	магистральные	промежуточные (участковые)			магистральные	промежуточные (участковые)		
Негазовые и неопасные по пыли	K10 K14-900 KP28-900	K10	K10	K10	K10	K10	K10	K10
Опасные по пыли или I и II категории	AP110-600 (B10-600) AP114-900 (B14-900) AP128-900	AP17	AP17	AP17	AP110-600	AP17	AP17	AP17
(С разрешения главного инженера производственного объединения допускается применение локомотивов)	K10 K14-900 KP28-900	K10	-	-	K10 K14-900 KP28-900	K10	-	-
III категории или сверхкатегорные	AP110-600 (B10-600) AP114-900 (B14-900) AP128-900	AP17	ДВ AP17	AP17	AP110-600 (B10-600) AP114-900 (B14-900) AP128-900	ДВ	ДВ	ДВ
Взрывоопасные или с сульфидными выделениями газа	ДВ-900 ДВ-600 APB14-900	APB7	ДВ APB7	APB7	ДВ-900 ДВ-600 APB14-900	ДВ	ДВ	ДВ

#### 4.9. Выбор расчетных значений профиля и плана пути.

При расчетах электровозной откатки для вновь проектируемых шахт и горизонтов уклон профиля пути необходимо принимать равным 0,003-0,005.

При расчетах электровозной откатки для действующих горизонтов должен приниматься фактический профиль пути по данным маркшейдерской съемки. При выполнении расчетов для условий действующих горизонтов расчетная величина уклона пути определяется в результате спрямления фактических значений.

Спрямять разрешается только близкие по крутизне элементы профиля одного знака. Элементы профиля противоположных знаков, а также уклоны и кривые на остановочных пунктах, на которых производится трогание состава с места, спрямять не разрешается. Наибольший уклон, протяженностью не менее длины состава плюс длина тормозного пути, установленная ПБ, считается преобладающим и спрямлению не подлежит. При наличии нескольких преобладающих уклонов на маршруте движения все они учитываются в расчетах и не спрямяются. На этих уклонах в условиях действующей шахты производится проверка правильности тормозных расчетов опытным путем. Если на маршруте отсутствует преобладающий уклон, то в расчетах надо пользоваться спрямленным уклоном  $i_c$ .

Величина спрямленного в профиле уклона определяется по формуле

$$i_c = \frac{H_n - H_k}{L} = \frac{\sum_{i=1}^n i_n l_n}{\sum_{i=1}^n l_n}, \quad (4.1)$$

где  $H_n, H_k$  - соответственно отметка уровня начала и конца спрямленного участка, м;

$L$  - длина откатки, м;

$i_n$  - уклон  $n$ -го спрямленного элемента;

$l_n$  - длина  $n$ -го спрямленного элемента, м.



При наличии криволинейных участков величина спрямленного в профиле и плане уклона определяется из выражения

$$i'_c = i_{кр} + i_c.$$

В расчетах массы поезда по условиям сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью на преобладающем подъеме (уклоне)  $i_p$ , имеем длину  $l_p$ , при наличии на нем кривых, влияние последних следует учитывать с помощью фиктивного подъема  $i'_{кр}$ , который в расчетах всегда имеет тот же знак, что и основное удельное сопротивление движению вагонеток. Величина фиктивного подъема ( $i'_{кр}$ , даН/т) вычисляется по формуле

$$i'_{кр} = \frac{\sum w_{кр} l_{кр}}{l_p}, \quad (4.2)$$

где  $w_{кр}$  - дополнительное удельное сопротивление движению, даН/т;  
 $l_{кр}$  - длина кривой, м.

При расчете массы поезда по условиям нагревания тяговых двигателей электровоза в случае наличия на маршруте большого количества кривых их влияние на нагревание тяговых двигателей учитывается также с помощью фиктивного подъема

$$i_{кр} = \frac{\sum w_{кр} l_{кр}}{L}, \quad (4.3)$$

где  $L$  - длина откатки на маршруте, м.

Дополнительное удельное сопротивление движению от кривой ( $w_{кр}$ , даН/т), длина которой больше длины состава, вычисляется по формуле

$$w_{кр} = \frac{120(S_\delta + K)}{r} \delta \beta, \quad (4.4)$$

где  $S_\delta$  - жесткая база вагонетки (секции), м;

$K$  - колея, м;

$r$  - радиус кривой, м;

$\delta$  - коэффициент, учитывающий влияние загрузки вагонетки (для порожних вагонеток  $\delta = 1$ , для груженых  $\delta = 0,85$ );

$\beta$  - коэффициент, учитывающий влияние состояния поверхности (для сухих рельсов  $\beta = 1$ , для мокрых  $\beta = 0,45$ ).

Если длина кривой меньше, чем длина состава, то значение  $w_{кр}$  вычисляется по формуле

$$w_{кр} = \frac{120(S_\delta + K)}{r} \delta \beta \frac{l_{кр}}{l_c}, \quad (4.5)$$

где  $l_c$  - длина состава, м.

В расчетах массы поезда по условиям трогания с места и торможения дополнительное удельное сопротивление движению вагонеток на кривых  $w_{кр}$  складывается с основным удельным сопротивлением движению вагонеток, если трогание или торможение осуществляется на кривой, т.е.

$$w^* = w_o^* + w_{кр}^*, \quad (4.6)$$

где  $w_o^*$ ,  $w_{кр}^*$  - соответственно полное и основное удельное сопротивление движению вагонеток, даН/т.

4.10. Расчет массы состава производят в зависимости от закрепления электровозов:

когда электровозы закреплены за маршрутами и составами, - для каждого маршрута отдельно;

когда электровозы не закреплены за маршрутами и составами и на всех маршрутах отсутствуют преобладающие уклоны, в расчетах массы состава можно пользоваться средневзвешенными значениями уклона и длины откатки. Средневзвешенное значение уклона ( $i_{св}$ , ‰) определяется по формуле

$$i_{св} = \frac{i_{c1} L_1 + i_{c2} L_2 + \dots + i_{cn} L_n}{L_1 + L_2 + L_3 + \dots + L_n}, \quad (4.7)$$

где  $i_{c1}, \dots, i_{cn}$  - спрямленный уклон каждого из маршрутов;

$L_1, L_2, L_n$  - длина откатки каждого из маршрутов, м.

Средневзвешенную длину откатки  $L_{cb}$  (м) рассчитывают по выражению

$$L_{cb} = \frac{L_1 A_1 + L_2 A_2 + \dots + L_n A_n}{A_1 + A_2 + A_3 + \dots + A_n},$$

где  $A_1, \dots, A_n$  - грузопоток на каждом из маршрутов, т/смену.

Сменную производительность откатки  $A$  (т/смену) принимают равной сумме всех грузопотоков:

$$A = A_1 + A_2 + \dots + A_n.$$

Если электровозы не закреплены за маршрутами и составами и на части маршрутов имеются преобладающие уклоны, а на остальных они отсутствуют, то расчет для каждого маршрута с преобладающим уклоном выполняется отдельно, а маршруты, на которых отсутствуют преобладающие уклоны, объединяются в расчетные схемы со средневзвешенной длиной и уклоном и суммарным грузопотоком.

#### 4.II. Определение допустимой массы состава.

Допустимую массу поезда определяют из условий:

травления состава с места;

обеспечения сцепления при установившемся движении с равномерной скоростью;

проверки по нагреву тяговых двигателей;

проверки допустимой массы поезда с учетом обеспечения тормозного пути.

Окончательно допустимую массу поезда следует принимать по наименьшему из полученных значений.

#### I. Определение массы поезда по условиям трогания состава с места.

При выполнении расчетов для каждого маршрута отдельно массу поезда по условиям трогания с места порожнего состава  $Q_n$  (т) на прямолинейном участке определяют по формуле

$$Q_n = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_n \pm i_c + 110 a_{min}} - 1 \right), \quad (4.8)$$

где  $Q_3$  - сцепной вес электровоза (численно равен его массе), тс;

$\psi$  - расчетный коэффициент сцепления колес при трогании рудничного электровоза. Принимается по табл. 4.IO;

$w_n$  - основное удельное сопротивление движению порожних вагонеток (секций), даН/т. Принимается в соответствии с табл. 4.II;

$i_c$  - спрямленный откаточный уклон. Вычисляется по формуле (4.I), для новых горизонтов следует принимать равным 0,003-0,005;

$a_{min}$  - минимальное ускорение поезда при трогании с места, принимаемое равным 0,03 м/с<sup>2</sup>.

Т а б л и ц а 4.IO

Значения расчетного коэффициента сцепления рудничных электровозов

Состояние рельсов	Коэффициент $\psi$
Покрты жидкой угольной и породной грязью	0,07-0,08
Влажные, практически чистые	0,09
Мокрые, чистые	0,12-0,13
Сухие, практически чистые	0,17
Посыпаны песком	0,18-0,24
Покрты песком, раздавленным в результате предшествующей поездки	0,14-0,18

Массу состава  $Q_r$  (т) по условиям трогания груженого состава на прямолинейном участке определяют по формуле

$$Q_r = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_r \pm i_c + 110 a_{min}} - 1 \right), \quad (4.9)$$

где  $w_r$  - основное удельное сопротивление движению груженых вагонеток (секций), даН/т. Принимается в соответствии с табл. 4.II.

Для трогание порожнего состава осуществляется на кривой, допустимую массу порожнего состава  $Q_n$  (т) следует вычислять по формуле

$$Q_n = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_n^* + w_{np}^* \pm i_c + 110a_{min}} - 1 \right), \quad (4.10)$$

где  $w_{np}^*$  - дополнительное удельное сопротивление вагонетки, вычисляемое по формулам (4.2)-(4.6).

Т а б л и ц а 4.11

Значения основного удельного сопротивления движению шахтных вагонеток (секций)

Емкость вагонетки (секции), м <sup>3</sup>	Основное удельное сопротивление движению вагонеток, даН/т	
	груженные	порожние
До 1,6 включительно	10	12
2,5	9	11
3,3	7	9
5,6	6	7

Допустимую массу состава по условиям трогания с места на криволинейном участке груженого состава определяют из выражения

$$Q_r = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_r^* + w_{np}^* \pm i_c + 110a_{min}} - 1 \right). \quad (4.11)$$

При использовании одной расчетной схемы, объединяющей несколько маршрутов, рассчитывая массу состава по условиям трогания с места, в формулах (4.8)-(4.11) вместо  $i_c$  необходимо подставлять  $i_{cb}$ . Значения  $i_{cb}$  вычисляют по формуле (4.7).

2. Определение допустимой массы поезда по условиям сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью на преобладающем уклоне.

При выполнении расчетов для каждого из маршрутов отдельно массу порожнего состава  $Q_n$  (т), по условиям сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью на преобладающем прямолинейном подъеме (спуске), определяют по формуле

$$Q_n = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_n^* \pm i_p} - 1 \right). \quad (4.12)$$

Массу груженого состава  $Q_r$  (т) по условиям сцепления колес электровоза с рельсами, при движении с установившейся скоростью на преобладающем прямолинейном спуске (подъеме), определяют из выражения

$$Q_r = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_r^* \pm i_p} - 1 \right). \quad (4.13)$$

Если преобладающий уклон  $i_p$  имеет большое количество криволинейных участков пути, массу состава определяют по формулам:

$$Q_n = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_n^* + i_p + i_{кр,р}} - 1 \right); \quad (4.14)$$

$$Q_r = Q_3 \left( \frac{1000 \psi}{w_r^* + i_{кр,р} - i_p} - 1 \right). \quad (4.15)$$

В случае использования одной расчетной схемы, объединяющей несколько маршрутов, расчет массы состава по условиям сцепления колес электровоза с рельсами следует производить только тогда, когда уклон приемно-отправительных площадок или других участков пути, на которых производится

трогание, меньше, чем средневзвешенный уклон  $i_{ср}$ . При этом в формулах (4.12)–(4.15) вместо  $i_{ср}$  подставляют  $i_{ср}$ , которое определяется по формуле (4.7).

4.12. Допустимую массу поезда необходимо принимать по минимальным значениям, полученным по формулам (4.8)–(4.15).

Количество вагонеток (секций) в порожнем составе (штук):

$$z_n = \frac{Q_{nmin}}{g_0},$$

где  $Q_{nmin}$  – минимальное значение массы порожнего состава, т.

Количество вагонеток (секций) в грузном составе

$$z_r = \frac{Q_{rmin}}{\rho_3 \mu \gamma + g_0}, \quad (4.16)$$

где  $Q_{rmin}$  – минимальное значение массы грузного состава, т;

$\rho_3$  – коэффициент заполнения вагонетки (секции). Для вновь проектируемых шахт следует принимать равным  $\rho_3 = 1$ ; для действующих шахт значение  $\rho_3$  принимается по результатам замеров;

$\mu$  – емкость вагонетки (секции), м<sup>3</sup>;

$g_0$  – масса вагонетки (секции), т;

$z_n, z_r$  – округляются до ближайшего меньшего целого числа и выбирается меньшее из них –  $z_{min}$ , так как число вагонеток (секций) в грузном и порожнем составах принимается одинаковым.

4.13. Масса грузного состава по принятому числу вагонеток (секций)

$$Q_r = z_{min} (\rho_3 \mu \gamma + g_0). \quad (4.17)$$

Масса порожнего состава по принятому числу вагонеток (секций):

$$Q_n = z_{min} g_0. \quad (4.18)$$

С целью ускорения расчетов количества вагонеток (секций) в составе по условиям трогания и сцепления можно пользоваться номограммой № I, приведенной в приложении 3.

4.14. Проверка весовой нормы поезда по нагреву тяговых двигателей производится методом эквивалентного тока. Условие, обеспечивающее нормальную (в тепловом режиме) работу тяговых двигателей:

$$I_{эф} \leq I_{дел}, \quad (4.19)$$

где  $I_{эф}$  – эффективный ток двигателя за рейс, А;

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n I_i^2 t_i}{T_p}}. \quad (4.20)$$

Здесь  $\alpha$  – коэффициент, учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневров: для контактных электровозов  $\alpha = 1,15-1,3$ ; для аккумуляторных электровозов  $\alpha = 1,05-1,15$ ;

$I_i$  – ток двигателя при движении электровоза в режиме тяги (и электрического торможения, если оно применяется) на  $i$ -м участке пути, А;

$t_i$  – время движения электровоза под током на  $i$ -м участке пути, мин;

$T_p$  – время цикла (рейса), мин;

$I_{дел}$  – длительный ток двигателя, А. Определяется по табл. 4.1 и 4.2 и электромеханическим характеристикам.

В случае отсутствия на маршрутах преобладающих уклонов формула (4.20) имеет вид

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{I_r^2 t_r + I_n^2 t_n}{T_p}},$$

где  $I_r, I_n$  – ток двигателя соответственно при движении с грузным и порожним составом, А.

Значения  $I_r$  и  $I_n$  как  $I = f(V)$  определяются по электромеханическим характеристикам тяговых двигателей, приведенных к ободу колеса (приложение 4, рис. 1-18), или по формулам (4.23)–(4.24).

Время рейса  $T_p$  (мин) определяется по формуле

$$T_p = t_r + t_n + \theta_1 + \theta_2 + \theta_3,$$

где  $t_r, t_n$  - соответственно время движения грузового и порожнего составов, мин;

$\theta_1$  - продолжительность нахождения электровоза (время маневров) в околоствольном дворе за цикл, мин. Для составов из вагонеток с глухим кузовом  $\theta_1 = 15$  мин, с донной разгрузкой  $\theta_1 = 10$  мин;

$\theta_2$  - продолжительность нахождения электровоза в пункте погрузки, мин;  $\theta_2 = 10$  мин;

$\theta_3$  - продолжительность дополнительных операций (остановок) в местах пересечения транспортных магистралей, мин;  $\theta_3 = 5-10$  мин.

Значения  $t_r$  и  $t_n$  определяются по формулам:

$$t_r = \frac{60L}{V_r}; \quad (4.21)$$

$$t_n = \frac{60L}{V_n}, \quad (4.22)$$

где  $V_r, V_n$  - соответственно скорости движения в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч, которые определяются по формулам (4.23) и (4.24) или по тяговым характеристикам рудничных электровозов, приведенным в приложении 5 (рис. 1-18).

В формулах (4.21) и (4.22):

$$V_r = a - bF_r + cF_r^2 - dF_r^3; \quad (4.23)$$

$$V_n = a - bF_n + cF_n^2 - dF_n^3, \quad (4.24)$$

где  $a, b, c, d$  - расчетные коэффициенты (табл. 4.12);

$F_r, F_n$  - сила тяги при движении грузового и порожнего составов, даН.

$$F_r = (Q_g + Q_r)(w_r - i_i);$$

$$F_n = (Q_g + Q_n)(w_n + i_i).$$

Здесь  $i_i$  - уклон  $i$ -го маршрута.

Величина  $\mathcal{J}(A)$  определяется по формуле

$$\mathcal{J} = a - bV + cV^2 - dV^3,$$

где  $a, b, c, d$  - расчетные коэффициенты (табл. 4.13).

Если в результате расчетов оказалось, что  $\mathcal{J}_{3\phi} > \mathcal{J}_{gr}$ , необходимо уменьшить число вагонеток в составе и продолжать расчеты до тех пор, пока не окажется, что  $\mathcal{J}_{3\phi} \approx \mathcal{J}_{gr}$ . Наибольшее количество вагонеток в составе, при котором выполняется условие  $\mathcal{J}_{3\phi} \approx \mathcal{J}_{gr}$ , обозначим через  $\mathcal{L}_{min}$ .

При наличии преобладающих уклонов проверку тяговых двигателей электровозов на нагревание проводят с учетом движения на преобладающих спусках и подъемах по формуле (4.20). В подкоренное выражение формулы (4.20) следует включить сумму

$$\sum \mathcal{J}_{ip}^2 t_{ip},$$

где  $\mathcal{J}_{ip}$  - ток на  $i$ -м преобладающем подъеме (спуске), А;

$t_{ip}$  - время движения на  $i$ -м преобладающем подъеме (спуске), мин.

С учетом движения электровоза с составом на преобладающем уклоне формула (4.20) примет вид

$$\mathcal{J}_{3\phi} = d \sqrt{\frac{\mathcal{J}_r^2 t_r + \mathcal{J}_n^2 t_n + \mathcal{J}_{ip}^2 t_{ip} + \mathcal{J}_{ip}^2 t_{ip}}{T_p}},$$

где  $\mathcal{J}_r, \mathcal{J}_n$  - ток тягового двигателя при движении соответственно грузового и порожнего составов на преобладающем уклоне, А;

$t_{ip}, t_{ip}$  - время движения соответственно грузового и порожнего составов на преобладающем уклоне с током двигателя  $\mathcal{J}_r$  и  $\mathcal{J}_n$ , мин.

С целью сокращения времени расчетов массы поезда по условиям нагрева тяговых двигателей электровоза можно пользоваться номограммой № 2 (приложение 3), которая позволяет быстро определить исходные величины для расчетов.

Таблица расчетных коэффициентов

Тип электровоза	Тип тяговой батареи и двигателя	Параллельное соединение двигателей				Последовательное соединение двигателей			
		<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	<i>d</i>	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	<i>d</i>
<u>Аккумуляторные электровозы</u>									
4,5АР12	66ТЕН-300 ЭДР-6	8,25	$1,4 \cdot 10^{-2}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-9}$	4,8	$1,0 \cdot 10^{-2}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$5,0 \cdot 10^{-9}$
4,5АР12М	66ТЕН-300 ЭДР-7П	16,70	$4,9 \cdot 10^{-2}$	$6,5 \cdot 10^{-5}$	$3,0 \cdot 10^{-8}$	9,3	$2,8 \cdot 10^{-2}$	$3,9 \cdot 10^{-5}$	$1,9 \cdot 10^{-8}$
5АРВ1	66ТЕН-300 ЭДР-6	8,25	$1,4 \cdot 10^{-2}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-9}$	4,8	$1,0 \cdot 10^{-2}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$5,0 \cdot 10^{-9}$
5АРВ2	66ТЕН-250 ЭДР-7П	16,70	$4,9 \cdot 10^{-2}$	$6,5 \cdot 10^{-2}$	$3,0 \cdot 10^{-8}$	9,3	$2,8 \cdot 10^{-2}$	$3,9 \cdot 10^{-5}$	$1,9 \cdot 10^{-8}$
8АРП1	80ТЕН-350 ЭДР-10Б	14,30	$2,3 \cdot 10^{-2}$	$1,6 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-9}$	6,6	$9,8 \cdot 10^{-3}$	$6,6 \cdot 10^{-6}$	-
8АРП2	96ТЕН-350 ЭДР-10Б	15,80	$2,3 \cdot 10^{-2}$	$1,6 \cdot 10^{-5}$	$3,0 \cdot 10^{-9}$	8,15	$1,2 \cdot 10^{-2}$	$8,8 \cdot 10^{-7}$	$2,0 \cdot 10^{-9}$
8АРП3	108ТЕН-350 ЭДР-10Б	15,90	$2,1 \cdot 10^{-2}$	$1,4 \cdot 10^{-5}$	$3,0 \cdot 10^{-9}$	8,64	$1,3 \cdot 10^{-2}$	$1,0 \cdot 10^{-5}$	$2,0 \cdot 10^{-9}$
АМ8-1	96ТЕН-350 ЭДР-10П	15,80	$2,3 \cdot 10^{-2}$	$1,6 \cdot 10^{-5}$	$3,0 \cdot 10^{-9}$	8,15	$1,2 \cdot 10^{-2}$	$8,8 \cdot 10^{-6}$	$2,0 \cdot 10^{-9}$
АМ8-2	112ТЕН-350 ЭДР-10П	16,50	$2,0 \cdot 10^{-2}$	$1,2 \cdot 10^{-5}$	$2,0 \cdot 10^{-9}$	8,10	$9,6 \cdot 10^{-3}$	$5,9 \cdot 10^{-6}$	-
13АРП1	126ТЕН-550 ЭДР-15	12,30	$8,7 \cdot 10^{-3}$	$3,2 \cdot 10^{-6}$	-	6,36	$4,2 \cdot 10^{-3}$	$1,4 \cdot 10^{-6}$	-
АРП7-600 (АРВ7-600)	90ТЕНШ-550 ДРТ-10	24,67	$30,57 \cdot 10^{-3}$	$16,6 \cdot 10^{-6}$	$3,0 \cdot 10^{-9}$	-	-	-	-
АРП7-900 (АРВ7-900)	102ТЕНШ-550 ДРТ-10	22,46	$17,6 \cdot 10^{-3}$	$4,0 \cdot 10^{-6}$	-	-	-	-	-
АМ8Д-600	96ТЕН-350 ДТР-12	12,06	$7,0 \cdot 10^{-3}$	$1,0 \cdot 10^{-6}$	-	-	-	-	-
АМ8Д-900	112ТЕН-350 ДТР-12	13,87	$11,37 \cdot 10^{-3}$	$4,5 \cdot 10^{-6}$	$1,0 \cdot 10^{-9}$	-	-	-	-
АРП10	112ТЕНШ-550 ДТР-12	13,87	$11,37 \cdot 10^{-3}$	$4,5 \cdot 10^{-6}$	$1,0 \cdot 10^{-9}$	-	-	-	-
АРП14	161ТЕНК-650 ЭТ-23,5	16,71	$11,73 \cdot 10^{-3}$	$5,35 \cdot 10^{-6}$	$1,0 \cdot 10^{-9}$	-	-	-	-
АРП28	182ТЕНК-650 ЭТ-26	19,76	$6,64 \cdot 10^{-3}$	$1,2 \cdot 10^{-6}$	-	-	-	-	-
<u>Контактные электровозы</u>									
7КР1У	ЭДР-25Б	26,6	$3,1 \cdot 10^{-2}$	$1,9 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-9}$	12,2	$1,3 \cdot 10^{-2}$	$7,4 \cdot 10^{-6}$	-
10КР1 10КР2	ЭДР-25Б	26,6	$3,1 \cdot 10^{-2}$	$1,9 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-9}$	12,2	$1,3 \cdot 10^{-2}$	$7,4 \cdot 10^{-6}$	-
14КР1	ДК-809А	27,8	$1,7 \cdot 10^{-2}$	$7,0 \cdot 10^{-6}$	-	14,3	$1,1 \cdot 10^{-2}$	$4,9 \cdot 10^{-6}$	-
К10	ЭТ-31	21,8	$1,0 \cdot 10^{-2}$	$3,2 \cdot 10^{-6}$	-	11,4	$6,0 \cdot 10^{-3}$	$1,9 \cdot 10^{-6}$	-
К14	ЭТ-46	33,3	$1,8 \cdot 10^{-2}$	$5,1 \cdot 10^{-6}$	-	17,4	$9,8 \cdot 10^{-3}$	$2,8 \cdot 10^{-6}$	-

Для сугубо ориентировочных расчетов при одностороннем движении электровоза под током (например, при уклоне большем, чем допустимые уклоны) можно пользоваться упрощенной номограммой № 3 для определения массы поезда по условиям нагревания двигателей, приведенной в приложении 3.

4.15. Проверка допустимой массы поезда по условию обеспечения тормозного пути.

Допустимую скорость движения грузового состава ( $v_{гон}$ , км/ч) на прямолинейном участке наибольшего преобладающего уклона определит по формуле

$$v_{гон} = \sqrt{0,24 \rho_r (b_r + w_r - i_p)}, \quad (4.25)$$

Таблица расчетных коэффициентов

Тип электровоза	Тип тяговой батареи и двигателя	Параллельное соединение двигателей				Последовательное соединение двигателей			
		$a$	$b$	$c$	$d$	$a$	$b$	$c$	$d$
<b>АККУМУЛЯТОРНЫЕ ЭЛЕКТРОВОЗЫ</b>									
4,5АР12	66ТН-300 ЭДР-6	220,1	64,2	7,9	0,34	278,1	178,5	45,9	4,07
4,5АР12М	66ТН-300 ЭДР-7П	211,4	37,5	2,5	0,06	278,6	115,8	18,8	1,02
5АР81	66ТН-250 ЭДР-6	220,1	64,2	7,9	0,34	278,1	178,5	45,9	4,07
5АР82	66ТН-250 ЭДР-7П	211,4	37,5	2,5	0,06	278,6	115,8	18,8	1,02
8АР11	80ТН-350 ЭДР-10Б	267,3	58,3	4,9	0,14	276,0	124,9	22,2	1,36
8АР11	96ТН-350 ЭДР-10Б	295,6	56,5	4,1	0,10	312,2	132,9	22,3	1,29
8АР13	108ТН-350 ЭДР-10Б	308,2	54,6	3,7	0,09	360,9	139,0	20,5	1,04
АМ8-1	96ТН-350 ЭДР-10П	295,6	56,5	4,1	0,10	312,2	132,9	22,3	1,29
2АМ8Д АМ8-2	112ТН-350 ЭДР-10П	301,3	46,9	2,6	0,04	378,0	141,2	20,8	1,09
13АР11	126ТН-550 ЭДР-15	478,6	126,2	12,5	0,42	447,5	230,9	44,8	2,96
АР17-600 (АРВ7-600)	90ТН-550 ДРТ-10	446,65	71,1	5,44	0,134	-	-	-	-
АР17-900 (АРВ7-900)	102ТН-550 ДРТ-10	487,2	71,76	4,45	0,1	-	-	-	-
АМ8Д-600	96ТН-350 ДТР-12	338,9	67,1	5,3	0,145	-	-	-	-
АМ8Д-900	112ТН-350 ДТР-12	342,4	59,86	4,16	0,099	-	-	-	-
АР110	112ТН-550 ДТР-12	342,4	59,86	4,16	0,099	-	-	-	-
АР114	161ТН-650 ЭТ-23,5	601	100,1	5,9	0,11	-	-	-	-
АР128	182ТН-650 ЭТ-26	763,3	125,05	4,4	0,146	-	-	-	-
<b>Контактные электровозы</b>									
7КР1У	ЭДР-25Б	171,7	333,8	22,9	0,53	841,5	301,1	38,4	1,65
10КР1 10КР2	ЭДР-25Б	171,1	333,8	22,9	0,53	841,5	301,1	38,4	1,65
14КР1 14КР2	ДК-809А	1335,2	160,6	6,9	0,10	1257,2	290,1	23,6	0,65
К10	ЭТ-31	2400,8	404,4	23,8	0,47	1354,6	449,0	54,0	2,2
К14	ЭТ-46	1560,6	177,0	6,9	0,09	-	-	-	-

где  $l$  - тормозной путь; принимают в соответствии с действующими Правилами безопасности;  
 $b_r$  - удельная тормозная сила (даН/т), рассчитываемая по формуле

$$b_r = \frac{1000Q_z \psi + B_{207}}{Q_z + Q_r} \quad (4.26)$$

Здесь  $\psi$  - коэффициент сцепления при торможении. Принимается: при электрическом торможении по табл. 4.10; при колодочном торможении в целях повышения безопасности его значение допускается снижать на 20%;

$B_{гон}$  - дополнительная тормозная сила, дН. Принимается по характеристике системы дополнительного (рельсового) торможения.

При торможении на криволинейном участке преобладающего уклона

$$V_{гон} = \sqrt{0,24 \ell_T (\theta_T + w_T + w_{кр} - i_p)}. \quad (4.27)$$

Если скорость начала торможения  $V$ , рассчитываемая по формулам (4.23) и (4.24), больше  $V_{гон}$ , допустимую массу грузового состава ( $Q_r$ , т) по условиям обеспечения требуемого тормозного пути вычисляют по формуле

$$Q_r = \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{\frac{4,17 V_H^2}{\ell_T} - w_T + i_p}. \quad (4.28)$$

При торможении на криволинейном участке расчетного преобладающего уклона допустимую массу грузового состава определяют из выражения

$$Q_r = \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{\frac{4,17 V_H^2}{\ell_T} - w_T - w_{кр} + i_p}. \quad (4.29)$$

Допустимую скорость движения ( $V_{гон,r}$  и  $V_{гон,n}$ , км/ч) по условиям торможения в случае откатки, имеющей подъем в направлении основного грузопотока, определяют как для грузового, так и порожнего составов:

$$V_{гон,r} = \sqrt{0,24 \ell_T \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{Q_3 + Q_r} + w_T + i_p}; \quad (4.30)$$

$$V_{гон,n} = \sqrt{0,24 \ell_T \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{Q_3 + Q_n} + w_n - i_p}. \quad (4.31)$$

При торможении на криволинейном участке преобладающего уклона:

$$V_{гон,r} = \sqrt{0,24 \ell_T \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{Q_3 + Q_r} + w_T + i_p + w_{кр}}; \quad (4.32)$$

$$V_{гон,n} = \sqrt{0,24 \ell_T \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{Q_3 + Q_n} + w_n - i_p + w_{кр}}. \quad (4.33)$$

Если скорость начала торможения  $V_H$ , определяемая по формулам 4.23 и 4.24, больше  $V_{гон}$ , допустимую массу грузового состава ( $Q_r$ , т) по условиям обеспечения требуемого тормозного пути вычисляют по формуле

$$Q_r = \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{\frac{4,17 V_H^2}{\ell_T} - w_T - i_p}. \quad (4.34)$$

Допустимая масса порожнего состава ( $Q_n$ , т) равна

$$Q_n = \frac{1000 Q_3 \psi + B_{гон}}{\frac{4,17 V_H^2}{\ell_T} - w_n + i_p}. \quad (4.35)$$



При торможении на криволинейном участке преобладающего уклона допустимую массу грузного состава определяют из выражения

$$Q_r = \frac{1000 Q_2 \psi + B_{200} \gamma}{\frac{4,17 V_H^2}{L_T} - w_r - w_{kp} - i_p} \quad (4.36)$$

Допустимая масса (в тоннах) порожнего состава составляет

$$Q_n = \frac{1000 Q_2 \psi + B_{200} \gamma}{\frac{4,17 V_H^2}{L_T} - w_n - w_{kp} + i_p} \quad (4.37)$$

При отсутствии на маршруте преобладающего уклона в формулах (4.25)–(4.37) вместо  $i_p$  следует подставлять  $i_c$ . В случае использования одной расчетной схемы, объединяющей несколько маршрутов, в расчетах допустимой скорости движения и допустимой массы состава по условиям обеспечения требуемого тормозного пути в этих формулах вместо  $i_p$  подставляют значения средневзвешенного уклона  $i_{св}$ .

Количество вагонеток (секций) в составе по условиям обеспечения требуемого тормозного пути определяют по результатам расчетов из формул (4.15) и (4.16).

Обозначим число вагонеток в составе из условия торможения через  $Z_{2min}$ . Число вагонеток в составе  $Z$  выбирается наименьшим из  $Z_{1min}$ ,  $Z_{2min}$ ,  $Z_{3min}$ .

4.16. Проверка допустимого числа вагонеток (секций) в составе из условия размещения длины состава на минимальной длине разминовки горной выработки существующих шахт.

Формула, по которой рассчитывают число вагонеток в разминовке (шт.), имеет вид

$$Z_{p,3} = \frac{l_{p,3} - l_3}{l_6 + l_{с4}}$$

где  $l_{p,3}$  – минимальная длина разминовки, м;  
 $l_3$  – длина локомотива, м;  
 $l_6$  – длина вагонетки, м;  
 $l_{с4}$  – расстояние между вагонетками при натяжении сцепок, м.

Если  $Z > Z_{p,3}$ , необходимо увеличить длину разминовки до  $l_{p,3} = Z(l_6 + l_{с4}) + l_3$ . При невозможности или нецелесообразности увеличения длины разминовки количество вагонеток в составе принимают равным  $Z_{p,3}$ .

4.17. Установление окончательного числа вагонеток (секций) и массы поезда.

Окончательное количество вагонеток в составе обозначим через  $Z^*$ . Окончательную массу грузного  $Q_r$  и порожнего  $Q_n$  составов вычисляют по формулам (4.17) и (4.18).

4.18. Определение инвентарного количества электровозов.

Инварное количество электровозов (шт.) рассчитывают по формуле

$$N_{\mu} = N_p + N_{рез}$$

где  $N_p$  – количество рабочих электровозов;  
 $N_{рез}$  – количество резервных электровозов.

Расчет количества рабочих электровозов в целом по шахте (основному откаточному горизонту) сводится к определению числа электровозов в зависимости от производительности погрузочного пункта  $A_{пн}$  и длины откатки  $L$  по соответствующему звену и суммированию полученных результатов:

$$N_p = \frac{\tau_p}{\tau}$$

где  $\tau_p$  – необходимое число рейсов в смену, рассчитываемое по формуле

$$\tau_p = \tau_{p,r} + \tau_n$$

Здесь  $\tau_{p,r}$  – необходимое число рейсов в смену для вывоза груза, равное

$$\tau_{p,r} = \frac{1000 K A_{пн}}{[Z] \rho_3 M \gamma}$$

где  $K_H$  - коэффициент неравномерности вдачи груза. При отсутствии аккумуляторных емкостей  $K_H = 1,5$ . При наличии емкости определяется расчетом, но принимается равным не менее 1,25;  
 $A_{\Sigma}$  - сменный суммарный грузопоток участка (уголь, порода, материалы и оборудование);  
 $N_{\Sigma}$  - необходимое число рейсов для перевозки людей;  
 $E$  - число возможных рейсов одного электровоза в течение смены, равное

$$E = \frac{60 T_a}{T_p}$$

Здесь  $T_0$  - чистое время работы электровозной откатки в смену, ч. Принимается по нормам технологического проектирования на 30 мин меньше продолжительности смены.

Если электровозы закреплены за погрузочными пунктами, то расчетное количество электровозов (для отдельных погрузочных пунктов) первоначально округляют до ближайшего большего целого числа и полученные результаты суммируют.

Если электровозы не закреплены за погрузочными пунктами (обезличенное движение), то суммируют дробные величины, которые затем округляют до целого числа.

Резервное количество электровозов  $N_{рез}$  принимают из условий:

$$\begin{aligned} \text{при } N_p < 3 \quad N_{рез} &= 0, \quad \text{при } N_p = 4-6 \quad N_{рез} = 1, \\ \text{при } N_p = 7-12 \quad N_{рез} &= 2, \quad \text{при } N_p = 13 \quad N_{рез} = 4. \end{aligned}$$

4.19. Сменная производительность одного рабочего локомотива ( $\lambda$ , т/км) устанавливается по формуле

$$\lambda = \frac{L A_{п.п.}}{N_p}$$

Сменная производительность одного инвентарного локомотива ( $\lambda_c$ , т/км) рассчитывается по уравнению

$$\lambda_c = \frac{L A_{п.п.}}{N_H}$$

4.20. Расчет необходимого количества секций (вагонеток).

Расчет необходимого количества секций поезда и вагонеточного парка производится путем их расстановки по рабочим местам, исходя из условий: на каждый рабочий электровоз принимается по одному составу, на каждый погрузочный пункт - по одному обменному (находящемуся под погрузкой) составу плюс количество составов, предусмотренных в качестве аккумуляторной емкости.

Определение вагонеточного парка ( $Z_p$ , шт.) рекомендуется определять расчетом по формуле, которая учитывает принцип расстановки составов:

$$Z_p = K_{рем} \left\{ \sum_i^D Z_i (K_H + N_{р.и. i}) + K_0 Z_1 + \sum_j^E Z_j (K_{У j} + N_{р.У j} + K_0 K_{оп}) + Z_3 f_1 + Z_4 f_2 \right\} (1 + K_{пер}) + N_p,$$

где  $K_{рем}$  - коэффициент, учитывающий вагонетки, находящиеся в ремонте ( $K_{рем} = 1,1$ );

$D$  - количество погрузочных пунктов на магистральных выработках, шт.;

$Z_i$  - количество вагонеток в составе поезда магистрального транспорта  $i$ -го маршрута, шт.;

$K_H$  - коэффициент, учитывающий количество составов на погрузочном пункте магистрального транспорта (см. табл. 5.4);

$N_{р.и. i}$  - количество составов, находящихся в движении по  $i$ -му маршруту магистральной откатки, шт.;

$K_0$  - коэффициент, учитывающий количество составов, находящихся в околостольном дворе. При числе электровозов, работающих на горизонте околостольного двора, до 5  $K_0 = 2-4$ , при 6 и более  $K_0 = 3-5$ ;

$E$  - количество участковых откаточных выработок, находящихся в эксплуатации, шт.;

$Z_j$  - количество вагонеток в составе поезда участкового транспорта по  $j$ -му участку, шт.;

$K_{У j}$  - количество составов на погрузочном пункте  $j$ -й участковой транспортной выработки ( $K_{У j} = 2$ );

$N_{р.У j}$  - количество составов, находящихся в движении по  $j$ -й участковой выработке, шт.;

$K_{оп}$  - количество составов, находящихся у опрокидывателя на участковой выработке ( $K_{оп} = 0,5$ );

$Z_3$  - количество вагонеток, перемещавшихся по сборным участковым выработкам, шт.;

$f_1$  - количество сборных участковых выработок (в том числе наклонных), находящихся в эксплуатации, шт.;

- $Z$  - количество вагонеток, перемещающихся по вентиляционным участковым выработкам, шт.;  
 $Z_{в}$  - количество вентиляционных участковых выработок, находящихся в эксплуатации, шт.;  
 $K_{пр}$  - коэффициент, учитывающий вагонетки, используемые для выдачи породы при перекреплении откаточных выработок ( $K_{пр} = 0,02-0,05$ );  
 $N$  - количество платформ (вагонеток), используемых для вспомогательных транспортных операций в шахте и на поверхности. Определяется проектом по расстановке на рабочих местах.

#### 4.21. Расчет параметров электроснабжения электровозной откатки.

Проектирование электроснабжения электровозной откатки осуществляется по III категории бесперебойности снабжения электроэнергией в соответствии с классификацией электрических установок, т.е. резервное питание не предусматривается.

Мощность тяговой преобразовательной подстанции ( $D$ , кВт) определяется с помощью диаграмм токовой нагрузки контактной сети в течение наиболее нагруженной смены. При отсутствии таких диаграмм мощность тяговой подстанции определяют по формуле

$$D = (K_0 I_{cp} N_1 + K_0 I_{cp} N_2 + \dots + K_0 I_{cp} N_n) U_{cp}$$

где  $K_0$  - коэффициент одновременности работы электровозов: при  $N = 1-2$   $K_0 = 1$ ; при  $N > 2$  определяется по формуле

$$K_0 = 0,55 + \frac{1}{N};$$

$I_{cp}, N_1, \dots, I_{cp}, N_n$  - средний ток (А) и количество одновитных контактных электровозов, перевозящих одинаковый груз и одновременно питающихся от одной подстанции;

$U_{cp}$  - среднее напряжение на шинах тяговой подстанции, В.

Средний ток электровоза можно вычислить, используя значения тока двигателя  $I_r, I_n$  и времени  $t_r, t_n$ , определенного в п. 4.14 по формуле

$$I_{cp} = \frac{2 \sum I t}{\sum t_r} = \frac{2(I_r t_r + I_n t_n)}{t_r + t_n} \quad (4.38)$$

Если на маршруте имеется преобладающий уклон  $i_p$ , то значение  $I_{cp}$  определяется с использованием результатов, полученных в п. 4.14, по формуле

$$I_{cp} = \frac{2(I_r t_r + I_{cp} t_{r,p} + I_n t_n + I_{np} t_{n,p})}{t_r + t_n + t_{r,p} + t_{n,p}} = \frac{2 \sum I_i t_i}{\sum t_i} \quad (4.39)$$

где  $\sum t_i$  - время движения электровоза под током, мин.

Установив общую рабочую мощность подстанции, необходимо выбрать тип и количество рабочих и резервных преобразовательных агрегатов, а также защитную и коммутационную аппаратуру. Выпрямительные агрегаты следует выбирать по табл. 4.14.

Таблица 4.14

Агрегаты	Мощность, кВт	Номинальное выпрямленное напряжение, В	Номинальный выпрямленный ток, А	КПД	Масса, кг	Основные размеры, мм
<u>Серийные</u>						
АТН-500/275	137,5	275	500	0,92	2200	2000x1060x600, 1405x670x1170, 467x476x265, 865x370x880
АТН-500/275М	137,5	275	500	0,94	626	1100x740x1950, 750x730x1415, 380x165x540
ВУР-400/1000	275	275	1000	0,97	300	920x720x1910
<u>Опытные</u>						
АТНШ-500/275	137,5	310 (270-310)	500	0,97	-	-
АТНШ-1000/275	275	310 (270-310)	1000	0,97	-	-

Пользуясь табл. 4.14, можно определить количество параллельно соединенных агрегатов на тяговой подстанции

$$n_a = \frac{P}{P_a},$$

где  $P_a$  - мощность преобразовательного агрегата.

Значение  $n_a$  округляется до ближайшего большего целого числа.

Далее по существующим методикам следует проверить перегрузочную способность преобразовательной подстанции. Максимальная нагрузка тяговой подстанции  $I_{max}$  возникает при одновременном пуске нескольких электровозов, при движении на преобладающем уклоне, движении в кривых и т.д.

Ток в контактной сети при пуске электровоза с тиристорным управлением ( $I_{спт}$ , А) значительно меньше, чем при пуске электровозов с реостатным управлением. Значение  $I_{спт}$  можно вычислить по формуле

$$I_{спт} = \frac{\sum U_{дв} I_{дв}}{U_c \eta_{пр}},$$

где  $U_{дв}$  - напряжение на двигателе, В;

$I_{дв}$  - пусковой ток двигателя, А;

$U_c$  - напряжение на токоприемнике электровоза, В;

$\eta_{пр}$  - КПД тиристорного преобразователя электровоза.

Для нормальной работы подстанции должно соблюдаться условие

$$I_{max} < I_{amax},$$

где  $I_{amax}$  - максимально допустимая нагрузка агрегата в течение определенного времени.

Тяговый агрегат АП-500/275М производства Запорожского завода "Электроаппарат" допускает перегрузки: 1,5  $I_n$  (750 А) в течение 2 мин и 2  $I_n$  (1000 А) в течение 10 с.

Допустимые перегрузки тяговых агрегатов регламентируются ГОСТ 2329-62 (табл. 4.15).

Т а б л и ц а 4.15

Допустимые перегрузки тяговых агрегатов

Величина допустимой перегрузки	Длительность действия перегрузки	Частота повторения перегрузки
1,25	15 мин	Один раз в 2 часа
1,50	2 мин	Один раз в 1 час
2,00	10 с	Один раз в 2 минуты

Контактная сеть постоянного тока в подземных выработках шахт должна удовлетворять требованиям действующих Правил безопасности.

Длительно допустимый ток нагрузки не должен превышать для контактного провода сечением 65 мм<sup>2</sup> - 460 А, 85 мм<sup>2</sup> - 600 А и 100 мм<sup>2</sup> - 700 А. Сопротивление контактных проводов следует принимать по табл. 4.16, рельсового пути - по табл. 4.17.

Т а б л и ц а 4.16

Сопротивление контактных проводов

П у т ь	Погонное сопротивление, Ом/км		
	Сечение контактного провода, мм <sup>2</sup>		
	65	85	100
Одноколейный	0,32	0,24	0,21
Двухколейный	0,16	0,12	0,105
Трехколейный	0,11	0,08	0,07

Допускаемые нормы потерь (падения) напряжения задаются экономическими условиями. При большой грузопотоке невыгодно допускать средние эксплуатационные потери напряжения в тяговой сети выше 10-12% (30-36 В), при малом грузопотоке потери напряжения можно допускать до 20% (50-60 В).

Среднее эксплуатационное падение (потеря) напряжения ( $\Delta U_{cp}$ , В) рассчитывается по упрощенной формуле

$$\Delta U_{cp} = 0,5 I_{y, cp} N_y (R_{cp} L_y + R_{no}),$$

где  $I_{y, cp}$  - средний ток электровоза, работающего по одну сторону от тяговой подстанции, А (определяется по формулам (4.38) и (4.39));

$N_y$  - количество электровозов, одновременно работающих на участке по одну сторону от тяговой подстанции, шт.;

$R_{cp}$  - сопротивление I км тяговой сети, Ом;

$$R_{cp} = R_{к.с} + R_p,$$

здесь  $R_{к.с}, R_p$  - сопротивление I км соответственно контактной сети и рельсового пути;

$L_y$  - длина участка по одну сторону от тяговой подстанции, км;

$R_{no}$  - сопротивление питающего и отсасывающего фидеров, Ом.

Таблица 4.17

Сопротивление рельсовых путей

Тип рельса	Погонное сопротивление рельсовых путей, Ом/км		
	Одноколейный путь	Двухколейный путь	Трехколейный путь
P-18	0,055	0,027	0,012
P-24	0,043	0,022	0,014
P-33	0,032	0,016	0,011
P-38	0,028	0,014	0,090
P-43	0,026	0,013	0,080

Максимально допустимая длина участка по одну сторону от тяговой подстанции ( $L_{y, доп}$ , км) по условиям падения напряжения определяется из выражения

$$L_{y, доп} = \frac{\Delta U_{cp, доп} - R_{no} I_{y, cp} N_y 0,5}{0,5 I_{y, cp} R_{cp} N_y}, \quad (4.40)$$

где  $\Delta U_{cp, доп}$  - допустимая величина среднего падения напряжения, В.

В расчетах можно принять падение напряжения на питающем и отсасывающем фидерах равным 10% от общего падения напряжения в тяговой сети. Тогда формула (4.40) упростится и примет вид

$$L_{y, доп} = \frac{0,9 \Delta U_{cp, доп}}{0,5 I_{y, cp} R_{cp} N_y} = \frac{1,8 \Delta U_{cp, доп}}{I_{y, cp} L_y R_{cp} N_y}.$$

Количество тяговых подстанций

$$n = \frac{L_y}{L_{y, доп}} \quad (4.41)$$

следует округлить до ближайшего целого большего числа.

С помощью формул (4.40) и (4.41) производится упрощенный выбор количества и места расположения тяговых преобразовательных подстанций при отсутствии дополнительных усиливающих фидеров. Для точных расчетов рекомендуется применять соответствующие уточненные методики.

При наличии усиливающего фидера среднее эксплуатационное падение напряжения  $\Delta U_{cp}$  (В) вычисляются по упрощенной формуле

$$\Delta U_{cp} = 0,5 N_y I_{y, cp} \left\{ \left[ \left( \frac{L_y - x}{L_y} \right) R_{cp} + \frac{1000}{57 q_k} x \right] + R_{no} \right\},$$

где  $x$  - расстояние от тяговой подстанции до места присоединения усиливающего кабеля, км;

$q_k$  - суммарное сечение усиливающего кабеля и контактного провода, мм<sup>2</sup>.

В случае падения напряжения на участке больше допустимого ( $\Delta U_{cp} > 10\%$ ) необходимо прокладывать усиливающий фидер от тяговой подстанции на расстоянии  $2/3$  длины откаточного участка. При соединении усиливающего фидера к контактной сети следует осуществлять через каждые 200–300 м.

Для более точных расчетов сечения, длины и точек присоединения усиливающих фидеров рекомендуется использовать соответствующие уточненные методики.

#### 4.22. Определение расхода электроэнергии.

При контактной откатке расход электроэнергии на шинах переменного тока тяговой подстанции за один рейс ( $W_{p.k}$ , кВт.ч) рассчитывается по формуле

$$W_{p.k} = \frac{\alpha_3 U_{cp} T_p}{6 \cdot 10^4 \eta_c \eta_n},$$

где  $\alpha_3$  – коэффициент, учитывающий расход энергии во время маневров. При реостатных системах управления контактными электровозами  $\alpha_3 = 1,15-1,40$ ; при тиристорных  $\alpha_3 = 0,7-0,9$ ;

$\eta_c$  – КПД тяговой сети, равный 0,9–0,95;

$\eta_n$  – КПД тяговой подстанции (с ртутными преобразовательными агрегатами равен 0,8–0,85; с полупроводниковыми – 0,9–0,95; с электромашинными – 0,75–0,80).

Расход электроэнергии тяговой подстанции за смену

$$W_{c.k} = W_{p.k} \tau.$$

Расход электроэнергии на шинах ЦПП

$$W'_{c.k} = \frac{W_{c.k}}{\eta_{c.n}},$$

где  $\eta_{c.n}$  – КПД сети от тяговой подстанции до ЦПП, равный 0,95.

Удельный расход электроэнергии ( $\delta$ , кВт.ч/ткм)

$$\delta = \frac{W'_{c.k}}{A_{пп} L}.$$

Расход электроэнергии на шинах переменного тока зарядного устройства за один рейс при откатке аккумуляторными электровозами

$$W_0 = \frac{\alpha_3 U_{cp} T_p}{6 \cdot 10^4 \eta_8 \eta_{3.4}},$$

где  $\eta_{3.4}$  – КПД зарядного устройства (принимается по инструкции завода-изготовителя);

$\eta_8$  – общий энергетический КПД аккумуляторной батареи ( $\eta_8 = 0,3$ ).

Расход электроэнергии на аккумуляторную откатку на шинах ЦПП: за смену (кВт.ч)

$$W_{c.a} = W_a \tau;$$

удельный расход электроэнергии (кВт.ч/ткм)

$$\delta = \frac{W_{c.a}}{A_{пп} \eta_8 \eta_c}.$$

#### 4.23. Возможное число рейсов электровоза до полного разряда аккумуляторной батареи

$$\tau_{раз} = \frac{A'}{\alpha_3 U_{cp} T_p},$$

где  $A'$  – энергоемкость тяговой батареи аккумуляторного электровоза, кВт.ч.

4.24. Количество зарядных устройств принимается в зависимости от числа одновременно заряжаемых батарей и способа их заряда в соответствии с табл. 4.18. При индивидуальном способе заряда количество зарядных устройств принимается равным числу зарядных столов. Количество зарядных столов в зарядных камерах принимают равным количеству инвентарных электровозов плюс два стола (один для обмена батарей и один для ремонта) при инвентарном числе электровозов до 10 и четыре стола при большем числе электровозов.

Техническая характеристика зарядных устройств для рудничных аккумуляторных электровозов

Тип зарядного устройства	Тип зарядимой батареи	Тип электровоза, на котором установлена батарея	Номинальный зарядный ток, А	Номинальная мощность на выходе, кВт	КПД устройства	Коэффициент мощности	Напряжение питающей сети, В	Номинальное выпрямленное напряжение, В	Масса, кг	Основные размеры, мм
ЗУК-75/120	36ТКН-300	АК-2у	75	9,0	0,86	0,75-0,82	380	120	235	1130x620x650.
	66ТКН-300	4,5АРП-2И 4,5АРП-2								
	66ТКН-250П	5АРБ2 5АРВ1								
ЗУК-155/230М	80ТКН-350	8АНП-1	155	35,6	0,9-0,92	0,82-0,88	380/660	230	430	1722x750x730
	96ТКН-350	8АРП-1								
	102ТКН-350	8АРП-3								
	108ТКН-350	АМВ-1								
	112ТКН-350	АМВ-2								
	126ТКН-350	13АРП-1								
	96ТКН-500	АМВД-600								
	2(96ТКН-500)	2АМВД-600								
	112ТКН-500	АМД-900								
	2(112ТКН-500)	2АМД-900								

4.25. Потребное количество аккумуляторных батарей и зарядных столов.

Энергоемкость аккумуляторной батареи ( $A_g$ , кВт.ч), потребная для работы электровоза в течение смены:

$$A_g = \frac{L n U_p (I_r t + I_n t)}{60 \cdot 1000} \tau,$$

где  $L$  - коэффициент, учитывающий расход электроэнергии во время маневров и потери в реостатах;

$n$  - число двигателей электровоза;

$U_p$  - среднее разрядное напряжение батареи, В;

$I_r, I_n$  - установившийся ток двигателя во время движения электровоза соответственно с грузом и порожняком, А.

Потребное число рабочих батарей на один электровоз (шт.)

$$m_{p, \delta} = \frac{A_g}{A'}.$$

Общее количество батарей на один электровоз

$$m_0 = m_{p, \delta} + m'_{зар},$$

где  $m'_{зар}$  - число батарей под зарядкой для одного электровоза, шт.

Общее количество батарей

$$m = m_0 N + m_p,$$

где  $m_p$  - число резервных батарей, находящихся одновременно под зарядкой, шт.

4.26. Расход электроэнергии на контактную и аккумуляторную электровозную откатку, а также возможное число рейсов до полной разрядки аккумуляторной батареи можно определить с помощью номограммы № 5 (приложение 3).

#### Организация работы и обеспечение безопасности локомотивного транспорта

4.27. В целях обеспечения рациональной организации работы локомотивного транспорта необходимо предусматривать:

увязку функционирования локомотивной откатки с работой очистных и подготовительных забоев, а также с работой смежных звеньев транспорта;

сокращение количества погрузочных пунктов и концентрации нагрузки на них;  
технологии поточной откатки угля;  
наличие на погрузочных и обменных пунктах неснижаемого запаса порожних вагонеток и ликвидацию простоев локомотивов в ожидании загрузки составов;  
интервал между прибытием очередного состава из порожних вагонеток меньше продолжительности загрузки состава на погрузочном пункте;  
взаимную увязку движения поездов по однопутевым участкам при минимальных простоях локомотивов, связанных с ожиданием освобождения однопутевых перегонов;  
равномерное поступление поездов в околоствольный двор с целью обеспечения ритмичной работы перегрузочных комплексов и подъемов.

4.28. Организацию движения локомотивных составов следует осуществлять по однозвенному или двухзвенному способу откатки. При поточной откатке осуществляется циклическое движение поездов между конечными пунктами с постоянно сцепленным локомотивом и поездом. Двухзвенная организация работы локомотивной откатки допускается при наличии группы сближенных погрузочных или обменных пунктов, расположенных на большом расстоянии от околоствольного двора. От погрузочных пунктов до сборочной разминки применяют сборочную откатку небольшими составами, от сборочной разминки до околоствольного двора — большегрузными составами магистральной откатки.

Двухзвенная организация движения должна обеспечивать:

концентрацию порожних вагонеток на сборочных разминках и оперативное распределение порожняка между очистными и подготовительными забоями;

применение на сборочной откатке локомотивов среднего сцепного веса, на магистральной откатке — среднего и тяжелого сцепного веса;

освобождение магистральных локомотивов от маневровых операций, что позволит сократить продолжительность рейса и повысить производительность откатки.

В магистральных выработках преимущественно следует осуществлять откатку по двухколейным рельсовым путям. В остальных случаях применяют откатку по одноколейным рельсовым путям.

При работе двух и более локомотивов на однопутевом откаточном участке в выработке предусматривают оборудование путевых разминок.

4.29. Для оперативного руководства работой локомотивной откатки на шахтах следует предусматривать диспетчерское управление движением с применением средств СЦБ и радиосвязи.

4.30. При проектировании и эксплуатации подземного транспорта должны выполняться все требования действующих Правил безопасности и "Типовых решений по безопасной перевозке людей и грузов в выработках с уклонами более 0,005".

## 5. ПРИЕМНО-ОТПРАВИТЕЛЬНЫЕ СТАНЦИИ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ ПРИЕМНО-ОТПРАВИТЕЛЬНЫЕ ПЛОЩАДКИ И ИНДИВИДУАЛЬНЫЕ ПОГРУЗОЧНЫЕ ПУНКТЫ

### Выбор технологических схем приемно-отправительных станций

5.1. Приемно-отправительные станции, как правило, включают два технологических транспортных узла — погрузочный пункт конвейеризированной наклонной выработки и приемно-отправительную площадку вспомогательной наклонной выработки, которые объединены общей системой сопрягающихся горных выработок. Близкое расположение этих технологических транспортных узлов, а также наличие общей системы рельсовых путей требует комплексного подхода к выбору рациональной схемы приемно-отправительной станции.

5.2. Схема рельсовых путей приемно-отправительной станции должна обеспечивать:

поточное движение поездов на погрузочном пункте;

независимую работу на погрузочном пункте и приемно-отправительной площадке;

транзитное движение поездов через приемно-отправительную станцию без нарушения нормального режима работы погрузочного пункта и приемно-отправительной площадки;

минимальную продолжительность и удобное выполнение всех технологических операций на погрузочном пункте и приемно-отправительной площадке;

размещение потребного количества груженых и порожних вагонеток или секционных составов на погрузочном пункте и приемно-отправительной площадке.

5.3. Основными исходными данными при выборе схем и параметров приемно-отправительных станций являются:



правильная технологическая схема откатки;  
взаимное расположение и угол наклона бремсбергов или уклонов в местах сопряжения с горизонтальной откаточной выработкой;  
устойчивость боковых пород;  
тип подвижного состава, весовая норма поезда, длина угольного и породного составов;  
основной и вспомогательный грузопоток, поступающий на станцию, а также дополнительный объем грузов в случае наличия транзитных перевозок через приемно-отправительную станцию.

5.4. Технологические схемы приемно-отправительных станций следует выбирать в соответствии с исходными данными из числа приведенных в табл. 5.1 и на рис. 5.1.

#### Погрузочные пункты

5.5. Выбор технологических схем для погрузочных пунктов, входящих в состав приемно-отправительных станций и размещаемых обособленно, следует производить из числа вариантов, приведенных в табл. 5.2 и на рис. 5.2.

5.6. Для обеспечения бесперебойной работы очистных забоев в периоды отсутствия порожняка погрузочные пункты должны иметь аккумулирующие емкости, как правило, в виде горных или механизированных бункеров.

Механизированные бункера рекомендуется применять при разработке горизонтальных и слабонаклонных (с углом наклона до  $6^{\circ}$ ) пластов угля, а также пластов антрацита (независимо от угла наклона). В остальных случаях на погрузочных пунктах конвейеризированных наклонных выработок следует предусматривать оборудование горных бункеров.

5.7. Рекомендуемые минимальные значения емкости аккумулирующих бункеров для стационарных погрузочных пунктов приведены в табл. 5.3.

5.8. Рекомендуемые аккумулирующие запасы составов порожних вагонеток приведены в табл. 5.4.

5.9. Размеры порожняковой и грузовой ветвей погрузочного пункта, оборудованного горным или механизированным бункером, имеющим емкость равную и больше рекомендуемой, должны обеспечивать размещение не менее, чем по 1,2 порожнего и грузеного составов.

При бункере, имеющем емкость менее рекомендуемой, размеры каждой ветви погрузочного пункта должны быть увеличены с учетом размещения и перемещения дополнительного запаса порожних сосудов. Емкость дополнительного запаса порожних сосудов должна быть не менее, чем разность между требуемой емкостью бункера и фактической.

5.10. Размеры порожняковой ветви рельсовых путей безбункерного погрузочного пункта должны обеспечивать одновременное размещение аккумулирующего запаса откаточных сосудов и одного обменного состава, перевозимого локомотивом при каждом рейсе. Длина грузовой ветви должна быть не менее длины порожняковой ветви.

5.11. Для выполнения транспортных операций, связанных с загрузкой составов, следует применять автоматизированные комплексы механизмов, обеспечивающие перемещение состава в процессе, загрузку вагонеток, перекрытие межвагонеточного пространства и пылеподавление. При отсутствии автоматизированных комплексов необходимо предусматривать оборудование погрузочных пунктов отдельными механизмами, выполняющими указанные функции, объединяемые общей системой дистанционного управления. При этом пуск и остановка механизмов должны осуществляться по усмотрению оператора при соблюдении необходимых блокировочных связей.

5.12. Для перемещения составов во время погрузки следует применять толкатели, которые должны исключать возможность прокатывания состава по инерции. При наличии на толкателе реверсивного толкающего органа необходимо предусматривать устройства для контроля крайних положений кулаков.

5.13. Устройства для загрузки угля с конвейера или из бункера должны обеспечивать заполнение составов с равномерным распределением угля по всему поперечному сечению вагонетки без просыпания на пути.

5.14. Место погрузки угля в откаточные сосуды должно оборудоваться пылеподавляющими устройствами.

5.15. Маневровые работы по обмену составов на погрузочных пунктах, как правило, следует производить магистральными локомотивами. В отдельных случаях допускается применение маневровых локомотивов.

5.16. Технические характеристики оборудования для погрузочных пунктов приведены в табл. 5.5, 5.6, 5.7.

# ХАРАКТЕРНЫЕ СХЕМЫ ПРИЕМНО-ОТПРАВИТЕЛЬНЫХ ПЛОЩАДОК

№ №	Наименование приемно-отправительной площадки	Способ укладки шахтного пола	Угол залегания пласта, град	Вид транспорта основного грузопотока по выработкам				Вид вспомогательного транспорта по выработкам								№ стемы приемно-отправительной площадки	№ стемы погрузочного пункта					
				Локамотивный	Конвейерный	Бремсберг (уклон)	Ярусный штрек	Габная магистральная	Габная магистральная	Габная магистральная	Габная магистральная	Бремсберг (уклон)	Грузовой ходок	Лодской ходок	Грузомедовой ходок			Ярусный лодочный штрек	Вентиляционный штрек			
1	Площадки конвейерного и вентиляционного ходков	Длинными столами по боковым и (павдемо)	до 12°	Локамотивный	Конвейерный			Дорога монорельсовая канатная											1; 4	1		
2																			2; 5	1		
3																			3; 6	1		
4																			7; 8	1		
5																			9; 10	1		
6	Нижние приемные площадки бремсберга	П А Н Е Л Ы	от 6 до 25°	Локамотивный				Дорога монорельсовая канатная											11; 12; 13; 14	1; 3; 4		
7																			15	2		
8																			16; 17; 18; 19; 20	1; 3; 4; 2		
9																			21; 22	4; 1		
10																			23; 24	4; 1		
11																			25	—		
12																			26	—		
13																			27; 28; 29; 30	1; 3; 4		
14																			31	2		
15																			32; 33; 34; 35; 36	1; 3; 4; 2		
16																			37; 38	4; 2		
17																			39; 40	4; 2		
18	41																					
19	42																					
20	Верхние приемные площадки уклона	П А Н Е Л Ы	от 6 до 35°	Локамотивный				Дорога монорельсовая канатная														
21																					43	
22																					44	
23																					45	
24																					46	
25																					47	
26																					48	
27																					49	
28																					50	
29																					51	
30																					52	
31																					53	
32	54																					
33	55																					
	56																					

\* При применении монорельсовой пассажирской дороги угол залегания пласта должен колебаться в пределах 6 - 15°.



Т а б л и ц а 5.2

## Характерные схемы погрузочных пунктов

Тип погрузочного пункта	Область применения	Схема путевого развития на погрузочном пункте (поз. на рис. 5.2)	Схема размещения на приемно-отправительной площадке (поз. на рис. 5.1)
Челноковый, стационарный или полустационарный, на двухпутевой выработке у бремсберга или уклона с бункерной погрузкой	При разработке бремсберговых и уклонных полей на пологих пластах с углом падения от 6 до 25° в неустойчивых или средней устойчивости окружающих породах, а также при разработке пластов с углами падения до 12° лавами по восстанию (падению)	I	I, 7, 8, 13, 15, 17, 18
Челноковый, стационарный, на двухпутевой полевой выработке у бремсберга или уклона с бункерной погрузкой	При разработке бремсберговых и уклонных полей на пологих пластах с углом падения от 6 до 25° и наклонных пластов с углом падения от 25 до 35° в устойчивых и средней устойчивости породах	2	II, 19, 23, 25
Челноковый, стационарный на обособленной однопутевой выработке, примыкающей к двухпутевому откаточному штреку у бремсберга или уклона с бункерной погрузкой	При разработке бремсберговых и уклонных полей на пологих пластах с углом падения от 6 до 25° в устойчивых окружающих породах	3	9, 20
Полевой, стационарный на обособленной двухпутевой выработке, примыкающей к двухпутевому откаточному штреку у бремсберга или уклона с бункерной погрузкой	При разработке бремсберговых и уклонных полей на пологих пластах с углом падения от 6 до 25° в устойчивых и средней устойчивости окружающих породах	4	10, 12, 14, 21, 22, 24
Тупиковый, полустационарный, на двухпутевой участковой выработке с отнесенным погрузочным пунктом и безбункерной погрузкой	При отработке лавы обратным ходом на пологих пластах с углом падения от 6 до 25°	5	-
Тупиковый, полустационарный, на однопутевой участковой выработке с отстающей аккумуляющей и обменной разминновками с безбункерной погрузкой	При отработке лавы прямым ходом на пологих и наклонных пластах	6	-
Тупиковый, передвижной на двухпутевой участковой выработке с отстающей аккумуляющей и обменной разминновками с безбункерной погрузкой	То же	7	-
Тупиковый, полустационарный или передвижной на однопутевой выработке с отстающей разминновкой	При разработке лавы прямым или обратным ходом на крутых и наклонных пластах	8	-
Тупиковый, полустационарный или передвижной на однопутевой выработке с отстающим заездом для локомотива	При доработке наклонного или крутого пласта обратным ходом, когда протяженности выработки для разминновки недостаточно. Суточные нагрузки незначительны	9	-

Техническая характеристика маневровой лебедки МК-6 приведена на стр. 71.

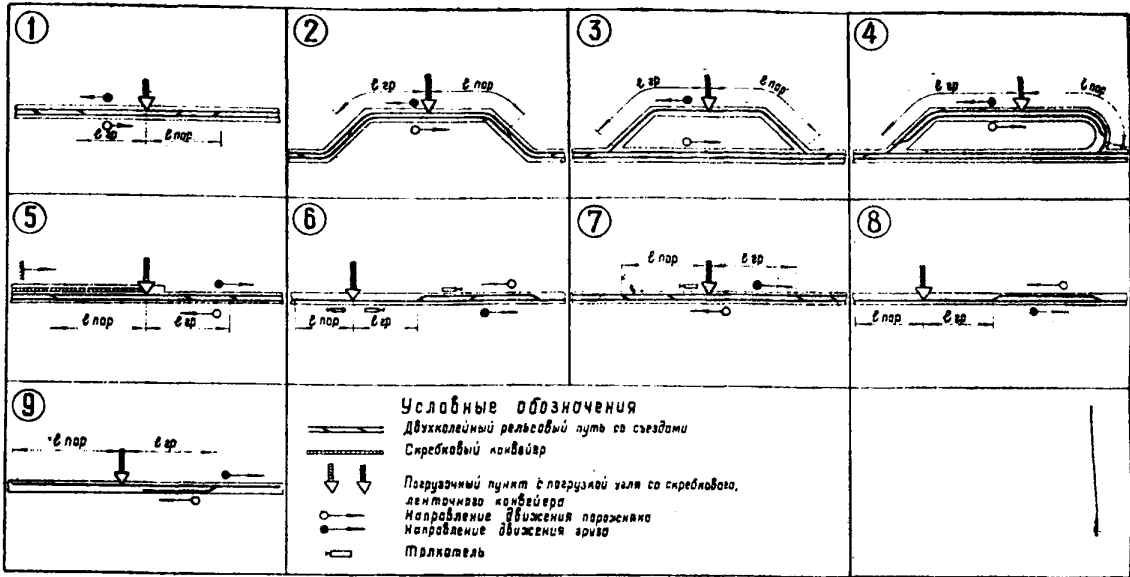


Рис. 5.2. Схемы погрузочных пунктов

Выбор оборудования следует производить в соответствии со способом загрузки вагонеток (из бункера или непосредственно с конвейера) и величиной грузопотока.

Таблица 5.3

Емкость аккумулирующих бункеров для погрузочных пунктов

Средние грузопотоки в смену, т	Минимальная емкость бункера (в тоннах) при грузоподъемности обрабатываемого состава, т				
	50	75	100	125-150	250
200	85	85	-	-	-
400	110	115	120	120	-
600	115	125	130	140	160
800	-	135	140	160	190
1000	-	140	150	170	210
1200	-	-	160	180	220
1500	-	-	175	200	240
2000	-	-	200	230	280

5.17. При погрузке угля из бункера производительность подбункерного питателя должна быть равна или больше величины среднего минутного грузопотока за время поступления груза ( $A_{1(n)}$  или  $A_{1(n)Σ}$ ), подаваемого в бункер с конвейера. Техническая производительность комплекса оборудования для погрузки вагонеток должна быть не ниже принятой производительности подбункерного питателя.

5.18. При погрузке угля в вагонетки непосредственно с конвейера пропускная способность погрузочного комплекса должна обеспечивать прием максимальных минутных грузопотоков, поступающих с загрузочного конвейера.

Приемно-отправительные площадки

5.19. Характерные схемы приемно-отправительных площадок приведены на рис. 5.1 и в табл. 5.1.

5.20. Развитие рельсовых путей на приемно-отправительных площадках у заезда на грузовой хо-

дож определяется из расчета размещения на нижних площадках бремсбергов и верхних площадках уклонов одного породного состава.

Таблица 5.4

Аккумуляционный запас составов порожних вагонеток на погрузочных пунктах

Средний грузооборот в смену, т	Аккумуляционный запас порожних вагонеток (в составах) при грузоподъемности обрабатываемого состава, т		
	50	70	90
200	2	1	1
400	2	2	2
600	2	2	2
800	-	2	2
1000	-	2	2
1200	-	-	2
1500	-	-	2
2000	-	-	2

- Примечания. 1. В таблице приведено количество составов без учета "обменного" состава порожних вагонеток (т.е. состава, находящегося под загрузкой).  
2. При применении секционных поездов или нерасцепляемых составов приведенные значения округляются до ближайшей целой величины.

5.21. Приемно-отправительные площадки наклонных выработок при откатке канатом могут быть с горизонтальными или наклонными заездами. На нижних приемно-отправительных площадках грузовые ветви заездов должны укладываться на горизонтальных участках. На промежуточных площадках самокатное движение вагонеток по наклонным заездам должно обеспечиваться при углах не более  $3^{\circ}$  для грузовых ветвей и  $5^{\circ}$  для порожняковых ветвей.

Таблица 5.5

Техническая характеристика автоматизированных погрузочных комплексов

Показателя	ГУАНЦ-64-1 ГУАНЦ-64-2 ГУАНЦ-64-3	ГУАНЦ-64-1 ГУАНЦ-64-2 ГУАНЦ-64-3	ШГ-1 ШГ-2М ШГ-3	ОП-3,3 ОП-5,6С	ГПК
	Из бункера	С конвейера	С конвейера	С конвейера	
Способ загрузки вагонеток	Из бункера	С конвейера	С конвейера	С конвейера	Из бункера
Тип вагонеток	ВГ-1,3 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВГ-1,3 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВГ-1,4 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВД-3,3 ВД-5,6	ВГ-3,3
Производительность, т/ч (т/мин)	220 (3,7)	300 (5,0)	250 (4,2) 350 (5,8) 600 (10,0)	600 (10,0) 800 (13,3)	350
Тип толкателя	ПТВ-1м; 2м; 3м	ПТВ-1м; 2м; 3м	ШГ-1; 2; 3	ОП-3,3; 5,6	ШГ-3
Тип перекрывателя	Поворотный лотковый с гидроприводом				
Тип выкателя	ЛКВ-2	-	-	-	ШГ-500
Скорость перемещения вагонеток, м/с	0-0,26	0-0,26	0-0,40	0-0,40	0-0,40
Усилие на рабочем органе, кгс	3000	3000	4000	6000	4000
Масса, кг (с учетом маслостанций)	4750	3520	5000	5900	3380

5.22. Маневровые работы при обмене партии грузных и порожних вагонеток на канатном подъеме, как правило, следует производить двумя толкателями. Толкатели необходимо устанавливать как на грузовой, так и на порожняковой ветвях рельсовых путей приемно-отправительной площадки.

Таблица 5.6

## Техническая характеристика толкателей вагонеток

Показатели	ПТВ-1м ПТВ-2м ПТВ-3м		ТКПГ	ПТГ-1 ПТГ-2м ПТГ-3		ОП-3,3 ОП-5,6		ТКП-2МД	ТКС-16 <sup>х)</sup>	ТКС-22 <sup>х)</sup>
	Рейка- кулак	Ползун- кулак		Цепь- кулак	Цепь- кулак	Ползун- кулак	Канат- каретка			
Привод	Электрогидравлический				Электромеханический					
Рабочий орган	Рейка- кулак	Ползун- кулак	Цепь- кулак	Цепь- кулак	Ползун- кулак	Канат- каретка	Канат- каретка			
Тип проталкиваемых ваго- неток	ВГ-1,3 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВГ	ВГ-1,4 ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВДК-2,6	ВД-3,3 ВД-5,6 ВДК-2,6	ВГ ВДК	ВГ ВД ВДК	ВГ ВД ВДК			
Контакт рабочего органа с вагонеткой	Ось	Ось	Упор	Упор	Ось	Упор	Упор			
Резерв толкателя	Нет	Нет	Есть	Есть	Нет	Есть	Есть			
Усилие перемещения, кгс	3000	3500	4200	6000	2000	1600	2200			
Скорость движения рабо- чего органа, м/с	0-0,26	0,21	0-0,40	0-0,40	0,21	0,50	0,50			
Мощность двигателя, кВт	11	13	22	30	8	11	15			
Основные размеры, мм:										
длина	4370 5250 6040	5290	5900 6400 7300	7900	4490	84500	154500			
ширина	430 540 540	275	560	560	680	452	452			
высота	300	300	210	300	1240	300	300			
Масса, кг	1500 1700 1900	1165	1230 1310 1450	1450 1590	1346	1325	2731			

х) Для обмена составов.

Таблица 5.7

## Техническая характеристика питателей для выпуска угля из бункера

Показатели	ЛКП-2	КЛ-8-0.1	КЛ-8-1.1	КЛ-10	КЛ-12	ПГ-500	
							Электрический
Тип привода							Электрогид- равлический
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	220	185	275	370	570	До 500	
Мощность двигателя, кВт	6,0	3,0	5,5	7,5	13,0	5,5	
Частота качаний, кач./мин	50	70	70	70	70	80	
Амплитуда качаний, мм	200	0-200	0+200	0+200	20+200	160	
Основные размеры, мм:							
длина	2000	2900	3370	3780	4160	2200	
ширина	1000	1050	1240	1290	1500	1000	
высота	1600	1065	1320	1420	1590	1025	
Масса, кг	1000	800	1123	1519	1991	534/237 <sup>х)</sup>	

х) В числителе - масса питателя, а в знаменателе - масса насосной установки.

### Техническая характеристика лебедки МК-6

Тяговое усилие, кгс . . . . .	1650
Скорость движения каната (средняя), м/с . . . . .	0,36
Канатоемкость барабана, м . . . . .	150
Количество барабанов, шт. . . . .	2
Диаметр каната, мм . . . . .	12,5
Двигатель, тип . . . . .	КОМ-32-4
Мощность, кВт . . . . .	7
Скорость вращения, об/мин . . . . .	1500
Основные размеры, мм:	
длина . . . . .	1330
ширина . . . . .	850
высота . . . . .	690
Масса (с электродвигателем), кг . . . . .	754
Завод-изготовитель . . . . .	Киселевский малзавод им.И.С.Черных

5.23. Маневренные работы, связанные с обменом грузовых и пассажирских составов на приемно-отправительных площадках, следует производить с помощью магистральных локомотивов. Участки рельсовых путей, связывающие приемно-отправительные площадки с откаточными выработками, должны обеспечивать нормальное движение этих локомотивов.

## 6. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

### Виды технологических схем транспорта околоствольных дворов

6.1. При проектировании следует применять типовые технологические схемы околоствольных дворов (рис. 6.1-6.4).

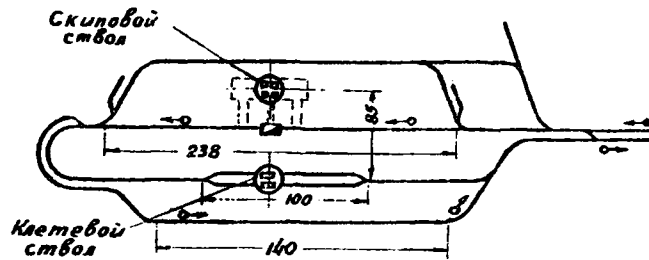


Рис. 6.1. Технологическая схема петлевого околоствольного двора при локомотивной откатке горной массы в вагонетках типа ВД

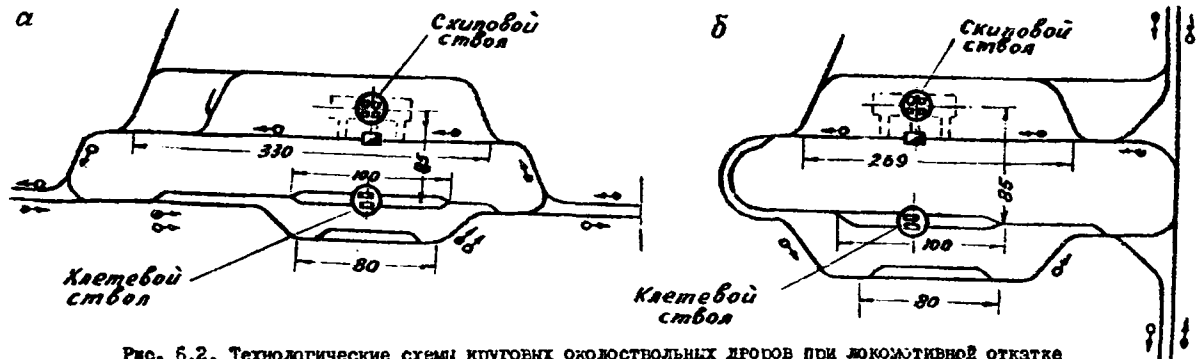


Рис. 6.2. Технологические схемы круговых околоствольных дворов при локомотивной откатке горной массы в вагонетках типа ВД

а - с продольным расположением ветвей; б - с поперечным расположением ветвей



6.2. Выбор технологической схемы околоствольного двора рекомендуется осуществлять с учетом следующих основных факторов:  
 вида транспорта горной массы на шахте;  
 схемы вскрытия шахтного поля, взаимного расположения стволов и генерального плана на поверхности.

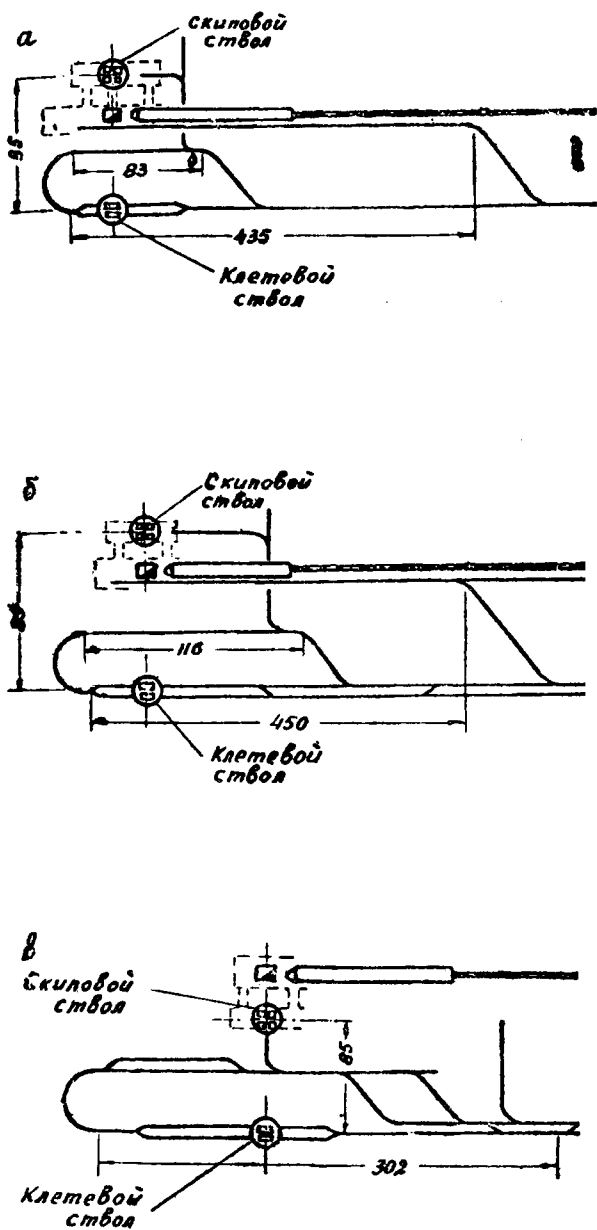


Рис. 6.3. Технологические схемы односторонних околоствольных дворов при конвейерном транспорте горной массы:

а - с рельсовым заездом в конвейерную выработку; б - с рельсовым путем в конвейерной выработке; в - без рельсового пути в конвейерной выработке

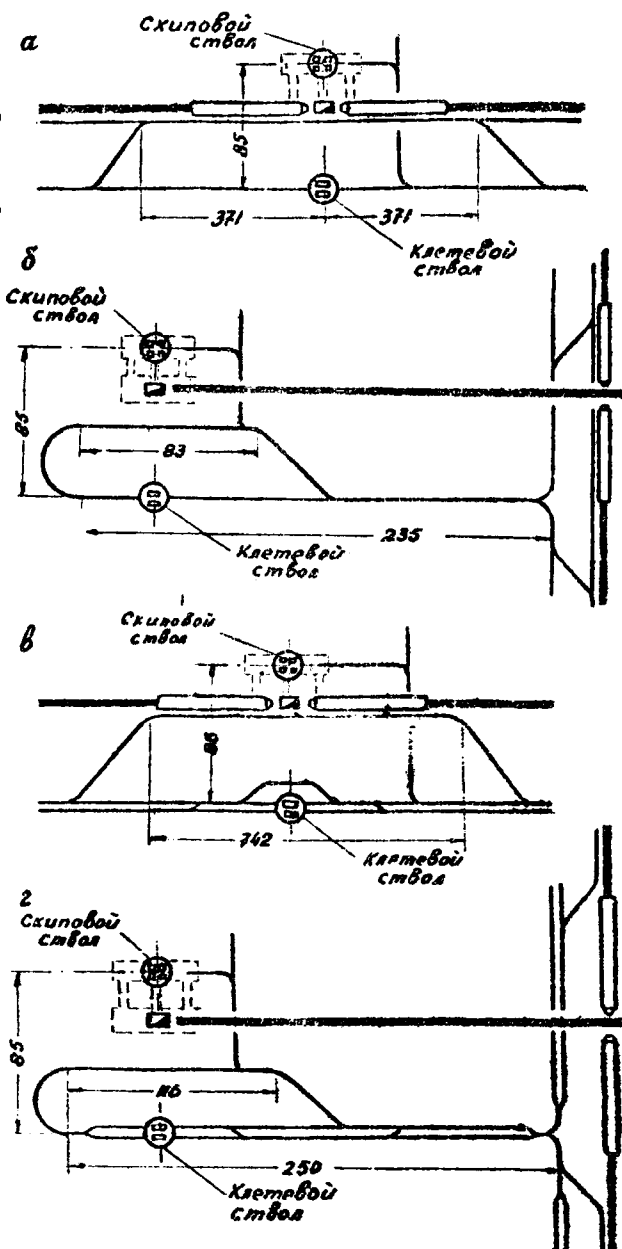


Рис. 6.4. Технологические схемы двухсторонних околоствольных дворов при конвейерном транспорте горной массы:

а - с продольным расположением ветвей и однокольевым рельсовым путем; б - с поперечным расположением ветвей и однокольевым рельсовым путем; в - с продольным расположением ветвей и двухколейным рельсовым путем; г - с поперечным расположением ветвей и двухколейным рельсовым путем

В зависимости от различных горно-геологических условий и схемы вскрытия околоствольные дворы могут иметь различную привязку к главной откаточной выработке (рис. 6.5).

6.3. При выборе и увязке околоствольного двора для конкретных условий необходимо ветви околоствольного двора располагать на магистральной выработке.

6.4. При скиповом подъеме длина путей до разгрузочных ям и за ними у скипового ствола при применении составов из вагонеток с разгрузкой через дно и секционных поездов определяется конструктивно.

Методика экономической оценки вариантов основных параметров околоствольного двора

6.5. Выбор основных оптимальных параметров околоствольного двора угольной шахты производят по варианту минимальных затрат на сооружение и эксплуатацию околоствольного двора.

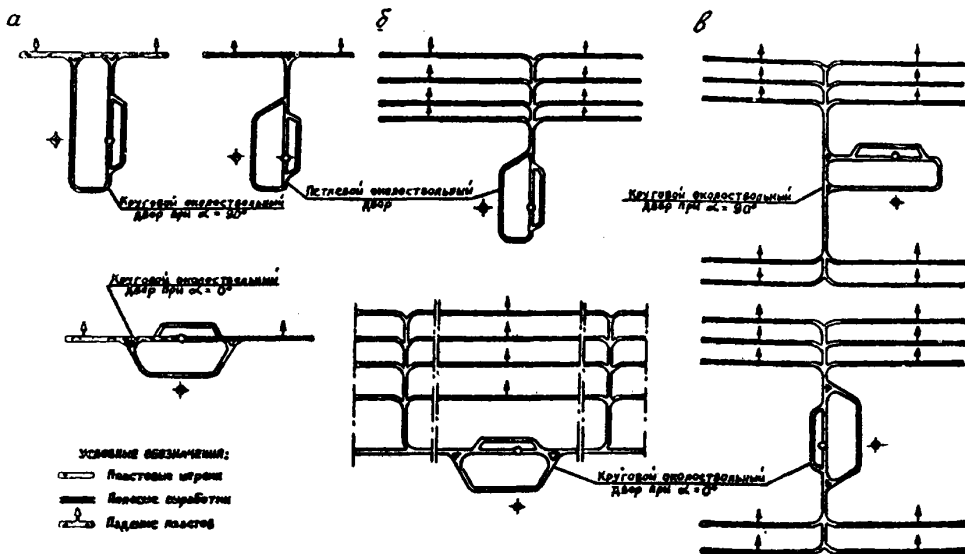


Рис. 6.5. Схемы привязки околоствольных дворов:

а - при вскрытии одиночного двора; б - при вскрытии группы дворов;  
 в - при вскрытии лотка группы дворов

6.6. Экономический критерий  $J_j$ , характеризующий каждый вариант инженерного решения по околоствольным дворам, принимают из расчета по формуле

$$J_j = \sum_{i=1}^n C_{ji}$$

где  $j$  - порядковый номер варианта, характеризующийся совокупностью значений  $Q_j, K_{pj}, L_j$  (здесь  $Q_j$  - емкость бункера по  $j$ -му варианту;  $K_{pj}$  - коэффициент резерва подземного транспорта по  $j$ -му варианту;  $L_j$  - длина грузовой ветви у клетового ствола по  $j$ -му варианту);

$C_{ji}$  - приведенные затраты по  $i$ -му технологическому звену в соответствии с  $j$ -м вариантом, определяемые по формуле

$$C_{ji} = \mathcal{E}_{ji} + Q_j K_{ji}$$

здесь  $\mathcal{E}_{ji}$  - эксплуатационные затраты по обслуживанию  $i$ -го звена по  $j$ -му варианту;

$K_{ji}$  - капитальные затраты при сооружении  $i$ -го звена по  $j$ -му варианту;

При этом учитываются приведенные затраты по следующим звеньям:

1. Подземный транспорт ( $i = 1$ );
2. Угольный и породный бункера ( $i = 2$ );
3. Транспортные ветви клетового ствола ( $i = 3$ );
4. Компенсация потерь добычи угля ( $i = 4$ ).

6.7. Приведенные затраты по звену "Подземный транспорт" ( $C_{j1}$ , тыс. руб.) принимаются в соответствии со следующим выражением:

$$C_{j1} = (K_1 N_{элj} + K_2 N_{оз} + K_3 P_n + 11 \cdot 10^{-3} Q_j L_j + K_4) + \frac{K_5 N_{элj} + K_6}{T_{св}}$$

- где  $N_{элj}$  - число электровозов на горизонте по  $j$ -му варианту;  
 $N_{оз}$  - число очистных забоев;  
 $P_n$  - число стационарных погрузочных пунктов;  
 $Q_j$  - производственная мощность горизонта, тыс. т в год;  
 $L_j$  - средневзвешенная длина откатки;  
 $T_{св}$  - срок службы горизонта, лет;  
 $K_{1-6}$  - стоимостные коэффициенты, принимаемые по табл. 6.1.

Таблица 6.1

Значения стоимостных коэффициентов

Глубина шахты, м	$K_1$	$K_2$	$K_3$	$K_4$	$K_5$	$K_6$
$H \leq 500$	96,422	26,73	7,32	59,081	10,96	36,36
$500 < H < 1000$	93,509	26,73	7,32	59,328	11,57	38,10
$H > 1000$	93,964	26,73	7,32	59,330	11,86	38,10

6.8. Приведенные затраты (тыс. руб.) по звену "Угольный и породный бункера" рассчитывают по следующим формулам:

собственно бункер

$$C_{j\delta} = Q_{j\delta} \left[ 1,02a + 0,2(0,00114H + 0,78) \right] \left( 0,1 + \frac{1}{T_{сн}} \right) + 0,0014,$$

где  $Q_{j\delta}$  - емкость бункера, м<sup>3</sup>;

$a$  - укрупненная единичная расценка на сооружение бункера, руб/м<sup>3</sup>;

$0,2$  - норматив общешахтных расходов при глубине шахты  $H = 200$  м, руб/м<sup>3</sup>;

приведенные затраты на углубку ствола (тыс. руб.) в связи с сооружением бункера:

$$C_{j\delta,ст} = \left[ 0,00904 \pi D_{ст}^2 Q_{\delta} a_{ст} + 0,0354 Q_{\delta} (\mathcal{L}_{ст} H + \beta_{ст} + \gamma_{ст}) \right] 0,001,$$

где  $a_{ст}$  - цена прохождения 1 м<sup>3</sup> ствола в свету, руб.;

$\mathcal{L}_{ст}, \beta_{ст}, \gamma_{ст}$  - коэффициенты, принимаемые по табл. 6.2.

Таблица 6.2

Значения расчетных коэффициентов

Диаметр ствола, м <sup>2</sup>	$\mathcal{L}_{ст}$	$\beta_{ст}$	$\gamma_{ст}$
7,0	0,264	270	2020
7,5	0,216	350	2220
8,0	0,264	340	2320

6.9. Приведенные затраты по звену "Транспортная ветвь клетового ствола" (тыс.руб.) рассчитываются по формуле

$$C_{j\delta} = \frac{1,425}{1000} K_{\delta} \mathcal{L}_{\delta} \left( 0,1 + \frac{1}{T_{сн}} \right),$$

где  $\mathcal{L}_{\delta}$  - размер ветви ствола, м;

$K_{\delta}$  - стоимостной коэффициент (табл. 6.3).

Таблица 6.3

Значения стоимостного коэффициента  $K_{\delta}$ 

Сечение выработки, м <sup>2</sup>	Коэффициент $K_{\delta}$		
	Глубина шахты, м		
	$H < 500$	$500 < H \leq 1000$	$H > 1000$
8,4	380,79	413,79	430,79
14,2	631,20	689,20	717,20

6.10. Приведенные затраты по звену "Компенсация потерь добычи".

Оценка потерь добычи угля в стоимостном выражении определяется в зависимости от суммарного времени простоев и от числа электровозов, работавших на горизонте. Если  $T_p$  - проектное время

работы транспорта, а  $t_{np}$  - суммарное время простоев его по "вине" комплекса околоствольного двора, то

$$\frac{T_T - t_{np}}{T_T} = \frac{n_p^\phi}{n_p^{np}},$$

где  $n_p^\phi$  - фактическое число рейсов электровозов за сутки;  
 $n_p^{np}$  - то же по проекту.

Обозначим  $\frac{T_T - t_{np}}{T_T} = K_M$ , тогда фактический объем добычи за сутки можно определить в виде

$$D_c^\phi = N_{эл}^\phi n_p^{np} K_M Q_C,$$

где  $N_{эл}^\phi$  - фактическое число электровозов, шт.;  
 $Q_C$  - емкость состава, т.

Таким образом:

$$\frac{D_c^\phi}{D_c^{np}} = \frac{N_{эл}^\phi K_M}{N_{эл}^{np}};$$

$$\Delta D_c = D_c^{np} + D_c^\phi = D_c^{np} \left( 1 - K_M \frac{N_{эл}^\phi}{N_{эл}^{np}} \right),$$

где  $\Delta D_c$  - потери добычи угля за сутки, т;  
 $D_c^{np}$  - добыча угля за сутки по проекту, т.

Годовые потери добычи рассчитываются по формуле

$$\Delta D_r = \Delta D_c T_{p,r},$$

где  $T_{p,r}$  - число рабочих дней в году.

Размер капитальных затрат для получения компенсирующей добычи определится по формуле

$$K_K = \Delta D_r d_K,$$

где  $d_K$  - удельные капитальные затраты для получения 1 т компенсирующей добычи, руб/т.

Тогда приведенные затраты

$$C_{j.p.g} = 0,1 \Delta D_r d_K + \Delta D_r S_K,$$

где  $S_K$  - себестоимость 1 т угля на компенсирующем участке.

Изменение себестоимости при уменьшении добычи с проектного уровня  $D_{np}$  до  $D_\phi$  составит

$$\Delta C = C_\phi - C_{np} = \left( \frac{D_{np}}{D_\phi} - 1 \right) 0,83.$$

Средний ущерб от уменьшения прибыли опред.ляется по формуле

$$\Delta \Pi = \Delta C D_\phi = 0,83 \left( \frac{D_{np}}{D_\phi} - 1 \right) D_\phi.$$

6.11. Для шахт с пологими пластами при панельной системе подготовки и рельсовом транспорте на основном горизонте ориентировочное значение аккумулярующих емкостей (бункеров) следует принимать в соответствии с табл. 6.4 (при конвейерном транспорте - см. раздел 3).

#### Определение пропускной способности околоствольного двора

6.12. Суточная пропускная способность околоствольного двора ( $P_{сут}$ , т) при колесном транспорте определяется по формуле

$$P_{сут} = \frac{60 T_{сут} n_y^{sp} q_y}{T_K},$$

где 60 - количество минут;

$T_{сут}$  - число часов работы откатки в сутки;

$n_{уг}$  - среднее число вагонеток с углем в условном смешанном составе, шт. (см. раздел 6), равное

$$n_{уг}^{cp} = \delta_1 n_1^{cp} + \delta_2 n_2^{cp} + \dots + \delta_n n_n^{cp},$$

здесь  $\delta_1, \delta_2, \dots, \delta_n$  - соответственно отношения грузопотоков I-го, 2-го, ..., n-го типов составов к общему грузопотоку составов;

$n_1^{cp}, n_2^{cp}, \dots, n_n^{cp}$  - соответственно количество вагонеток с углем в I-м, 2-м, ..., n-м типах составов;

$q_{уг}$  - грузоподъемность вагонетки по углю, т;

$\tau$  - средний возможный расчетный интервал между поступлениями составов в околоствольный двор или "такт двора", зависящий непосредственно от технологической схемы двора и характера грузопотоков, равный

$$\tau = t_{дл(x)}^I - t_{r(x)}^II,$$

здесь  $t_{дл(x)}^I$  - координата времени безопасной линии I-го состава в точке X (точка совмещения при стыковке графиков) по графику I-го состава;

$t_{r(x)}^II$  - координата времени головы 2-го состава в точке X (рис. 6.6 и 6.7).

Т а б л и ц а 6.4

Величины аккумулирующих емкостей в околоствольных дворах

Годовая производственная мощность шахты, тыс. т	Аккумулирующая емкость, т		Количество вагонеток, размещавшихся на грузовой ветви вспомогательного клетового ствола, шт.
	для угля	для породы	
1800	500	180	7
2400	650	260	14
2700	900	300	17
3000	900	320	20
3600	1000	360	28
4200	1050	400	33
4500	1200	440	37
6000	1500	550	40

При поступлении в околоствольный двор четырех типов составов нужно строить 4 графика, с помощью которых определяются необходимые 16 интервалов. После того, как определены все интервалы между поступлениями различных типов составов в околоствольный двор с учетом всех возможных чередований, следует определить минимум составов всех типов, которые могут образовать все варианты интервалов с учетом процентного соотношения этих составов, т.е. количество составов различных типов для возможности построения полного цикла графиков.

Для типа состава, процентное участие которого в общем грузопотоке является наименьшим, минимальное число составов, обеспечивающее образование всех комбинаций чередования этого типа составов с составами других типов ( $M_{min}$ ), равно числу типов составов плюс единица. Так, например, при трех типах составов, прибывших в околоствольный двор (A, B, C)  $M_{min} = 3 + 1 = 4$ . Для получения требуемых 9 интервалов для петлевого двора нужно по 4 состава всех типов.

Минимум составов других типов определяется с учетом процентного соотношения составов всех типов

$$M = M_{min} \frac{\gamma}{\gamma_{min}}.$$

Так, например, если соотношение составов типов A, B и C будет равно соответственно 0,50; 0,30 и 0,20, то минимальное число составов этих типов будет равно (при  $M_{min} = M_C = 4$ ):

$$M_B = M_C \frac{\gamma_B}{\gamma_C} = 4 \times \frac{0,30}{0,20} = 6; \quad M_A = M_C \frac{\gamma_A}{\gamma_C} = 4 \times \frac{0,50}{0,20} = 10.$$

Общее число составов, необходимое для построения полного цикла,  $\sum M = 20$ .

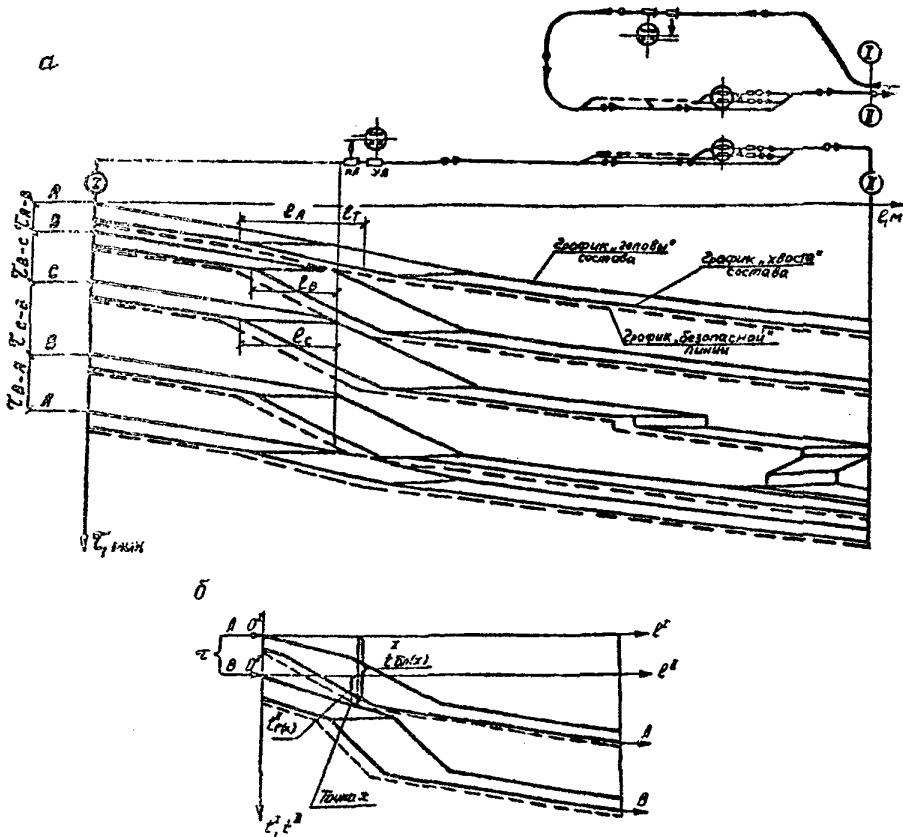


Рис. 6.6. Графическое определение интервалов между составами при применении:

а - трех типов составов; б - двух типов составов

При известных величинах минимально возможных интервалов между составами (в минутах) можно подобрать такой порядок чередования этих составов, когда сумма интервалов между составами будет наименьшей ( $\sum \tau_{min}$ ) или наибольшей ( $\sum \tau_{max}$ ). В первом случае

$$\tau_{min} = \frac{\sum \tau_{min}}{\sum M - 1},$$

во втором случае

$$\tau_{max} = \frac{\sum \tau_{max}}{\sum M - 1}.$$

Расчетный интервал, или "такт двора", составит

$$\tau = \frac{\tau_{min} + \tau_{max}}{2}.$$

Для кругового двустороннего околостовального двора с поточной технологической схемой "такт двора" сначала определяется, исходя из поступления составов для петлевого околостовального двора с одной стороны ( $\tau^I$ ), затем аналогично с другой стороны ( $\tau^{II}$ ). Расчетный интервал  $\tau$  (мин) равен

$$\tau = \tau^I - \gamma^I + \tau^{II} \gamma^{II},$$

где  $\gamma^I, \gamma^{II}$  - отношения грузопотоков составов с одной и другой сторон к общему грузопотоку.

Выбор оборудования для производства транспортных работ в околоствольном дворе

6.13. При скиповом подъеме по вертикальному стволу с применением локомотивной откатки погрузочные ямы оборудуются разгрузочными устройствами для открывания и закрывания днищ составов вагонеток или секций поездов с донной разгрузкой. При конвейерном транспорте не требуется дополнительного оборудования, так как горная масса попадает в бункер непосредственно с конвейера.

6.14. При клетевом подъеме по вертикальному стволу оборудование выбирается в зависимости от вида основного и вспомогательного подземного транспорта.

6.15. При различных типах и схемах околоствольных дворов применяют транспортное оборудование в соответствии с табл. 6.5.

Т а б л и ц а 6.5

Виды транспортного оборудования для механизации работ в околоствольных дворах

Вид транспортного оборудования	Вид транспорта в околоствольном дворе		
	Локомотивный		Конвейерный
	составы и вагонетки с донной разгрузкой	составы и вагонетки с глухим кузовом	
<u>Скиповой подъем</u>			
Устройство для открывания и закрывания днищ	+	-	-
Устройство для приема горной массы с конвейера	-	-	+
<u>Клетевой подъем</u>			
Входная сторона			
Агрегаты для обмена вагонеток в клетях (см. табл. 6.8)	+	+	-
Толкатели (см. табл. 6.6)	+	+	-
Авторацепитель типа АР	+	+	-
Стопоры путевые (см. табл. 6.9)	+	+	-
Комплекс средств обменных операций с контейнерами при монорельсовом транспорте	-	-	+
Выходная сторона			
Толкатели (см. табл. 6.6)	+	+	-
Стопоры путевые (см. табл. 6.9)	+	+	-
Комплекс средств обменных операций с контейнерами при монорельсовом транспорте	-	-	+

Модели оборудования выбирают по техническим характеристикам оборудования для околоствольных дворов (табл. 6.6–6.9) в соответствии с типом вагонеток применяемых на шахте, и нагрузкой околоствольного двора.

## 7. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ

### Общие положения

7.1. Вспомогательный транспорт должен обеспечивать надежную и бесперебойную работу всех технологических звеньев по добыче и транспортированию угля;

Таблица 6.6

Техническая характеристика толкателей шахтных вагонеток (ГОСТ 16000-70)

Тип толкателя	Колен, мм	Тип вагонетки	Толкающее или тяговое усилие на кулаке, кгс	Скорость толкания, м/с	Ход кулаков толкателя, мм	Длина качающейся площадки, мм	Основные размеры, мм			Масса, кг
							длина	ширина	высота	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	II
<b>Толкатели для обмена одиночных вагонеток в клетях</b>										
<b>а) Цепные с замкнутой цепью<sup>х)</sup></b>										
1ТЦ8-1 (ТЦК8-3,5)	600	ВГ-1,3	800	0,8	3500	-	6345	<u>1520</u> 1670	670	<u>1362</u> 1378
2ТЦ8-1 (ТЦК8-4,0)	600	ВГ-1,4 ВГ-1,6	800	0,8	4000	-	6845	1520	670	1395
4ТЦ8-1 (ТЦК8-5,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3	800	0,8	5000	-	7845	<u>1670</u> 1820	670	<u>1475</u> 1490
3ТЦ8-2 (ТЦП8-4,5)	600	ВГ-1,3 ВГ-1,4	800	0,8	4875	1500	6860	<u>1520</u> 1670	670	<u>1425</u> 1510
4ТЦ8-2 (ТЦП8-5,0)	600	ВГ-1,3 ВГ-1,4	800	0,8	5275	2000	7260	<u>1520</u> 1670	670	<u>1540</u> 1557
1ТЦ16-2 (ТЦП16-4,5)	600	ВГ-1,6	1600	0,8	5050	1500	7045	1515	756	1456
2ТЦ16-2 (ТЦП16-5,0)	600	ВГ-1,6	1600	0,8	5550	2000	7545	1515	756	1482
3ТЦ16-2 (ТЦП16-5,5)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,8	5750	1500	7745	1815	756	1554
4ТЦ16-2 (ТЦП16-6,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,8	6250	2000	8245	1815	756	1624
5ТЦ16-2 (ТЦП16-6,5)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,8	6750	2500	8745	1815	756	1663
<b>б) Штоковые с пневматическим приводом</b>										
1ТШП8-1 (ТШПК8-3,5)	600	ВГ-1,1 ВГ-1,3	800	0,6-1,0	3500	-	9475	1010	627	1800
2ТШП8-1 (ТШПК8-4,0)	600	ВГ-1,4 ВГ-1,6	800	0,6-1,0	4000	-	10475	1010	627	2000
4ТШП8-1 (ТШПК8-5,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВГ-3,3	800	0,6-1,0	5000	-	12475	1320	627	2100
3ТШП8-2 (ТШП8-4,5)	600	ВГ-1,1 ВГ-1,3 ВГ-1,4	800	0,6-1,0	4500	1500	11750	1010	670	1500
4ТШП8-2 (ТШП8-5,0)	600	ВГ-1,1 ВГ-1,3 ВГ-1,4	800	0,6-1,0	5000	2000	13875	1010	670	1700
3ТШП16-2 (ТШП16-6,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,6-1,0	6000	1500	14750	1320	845	2300
4ТШП16-2 (ТШП16-6,5)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,6-1,0	6500	2000	16250	1320	845	2400

<sup>х)</sup> Могут применяться для обмена одиночных вагонеток в опрокидывателях.



I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
5ТПП16-2 (ТПП16-7,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,6-1,0	7000	2500	17750	1320	845	2500
<b>Толкатели для проталкивания нерасцепленных составов и одновозных вагонеток</b>										
<b>а) Цепные</b>										
ТЦ 600В (ТЦ60-2,6)	600	ВГ-1,1 ВГ-1,3	4000	0,4	2625	-	4170	2890	1391	3622
ТЦ 600В (ТЦ60-3,0)	600	ВГ-1,4 ВГ-1,6	4000	0,4	3000	-	4545	2890	1391	3940
ТЦ 900В (ТЦ60-3,8)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	6000	0,365	3875	-	5465	3150	1450	5027
<b>б) Канатные</b>										
ТК16 (ТКС16-80)	600	ВГ-1,3	1600	0,5	80000	-	84500	452 <sup>х)</sup>	168 <sup>xx)</sup>	2370 <sup>xxx)</sup>
	900	ВГ-1,4 ВГ-1,6 ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3								
ТК22 (ТКС22-150)	600	ВГ-1,3	2200	0,5	150000	-	154500	452 <sup>х)</sup>	158 <sup>xx)</sup>	2000 <sup>xxx)</sup>
	900	ВГ-1,4 ВГ-1,6 ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3								

х) Ширина по каретке.

xx) Высота кулака от уровня головки рельса.

xxx) Масса принята без учета массы направляющих роликов.

простоту установки и обслуживания системы, возможность ее наращивания и демонтажа при изменяющейся длине транспортирования;

способность работы системы в случае вспучивания почвы выработки;

возможность перевозки материалов в пакетах или в контейнерах, комплектуемых в местах складирования на поверхности;

доставку материалов и оборудования по календарным графикам и планам оснащения забоев с учетом необходимости выдачи на поверхность материалов и оборудования, подлежащих ремонту;

бесперегрузочную доставку материалов и оборудования к местам потребления;

взаимную увязку вспомогательного с основным транспортом;

механизацию погрузочно-разгрузочных работ в местах потребления материалов и оборудования, а также в пунктах погрузки;

плановое обеспечение материально-технического снабжения, складирования и организации перевозок до мест потребления;

безопасность и нормативные санитарно-гигиенические условия труда подземных рабочих;

минимальное (не более 45 мин с момента спуска) время доставки подземных рабочих к рабочим местам с учетом минимальной утомляемости их при максимальном комфорте во время движения.

7.2. Для доставки материалов и оборудования необходимо предусматривать в основном следующие виды транспорта:

при локомотивном транспорте по главным горизонтальным выработкам - рельсовый;

при конвейерном транспорте по главным горизонтальным выработкам - монорельсовый, рельсовый или самоходные вагонетки;

по участковым штрекам - монорельсовый, рельсовый или самоходные вагонетки;

Таблица 6.7

Техническая характеристика круговых опрокидывателей (ГОСТ 15980-70)

Тип опрокидывателя	Назначение	Тип вагонетки	Колея, мм	Количество одновременно разгружаемых вагонеток, шт.	Диаметр барабана, мм	Длина барабана, мм	Основные размеры, мм			Масса, х) кг
							длина	ширина	высота	
ОК2,8-430-60	Разгрузка одиночных вагонеток и верасцепленных составов	ВГ-1,1 ВГ-1,3	600	2	2800	4430	5489	3600	3422	14500 14060
ОК2,8-260-60	То же	ВГ-1,4	600	1	2800	2750	3576	3600	3422	12080 12100
ОК2,8-510-60	-"	ВГ-1,4	600	2	2800	5370	6429	3600	3422	16445 16745
ОК2,8-290-60	-"	ВГ-1,6	600	1	2800	3080	3906	3600	3422	12350 12370
ОК2,8-570-60	-"	ВГ-1,6	600	2	2800	6030	7089	3600	3422	16900 17200
ОК3,0-300-90	-"	ВГ-2,5	900	1	3000	3100	3900	3775	3750	13700 13750
ОК3,0-360-90	-"	ВГ-3,3	900	1	3000	3800	4600	3775	3750	14500 14515
ОК3,0-720-90	-"	ВГ-3,3	900	2	3000	7450	8470	3775	3750	22080 22200

х) Масса указана для исполнений с электровиброочисткой и пневмовиброочисткой.

по бортовым выработкам при системе разработки столбами по падению (лосстанию) - монорельсовый или самоходные вагонетки, а в отдельных случаях - рельсовый;

по бремсбергам и уклонам - рельсовый, монорельсовый или самоходные вагонетки.

7.3. При выборе вида вспомогательного транспорта отдельного звена необходимо учитывать количество перевозимых грузов и вид вспомогательного транспорта в смежных звеньях с тем, чтобы избежать или свести к минимуму перегрузки с одного вида транспорта на другой; перегрузочные работы должны быть полностью механизированы.

7.4. При проектировании выбор видов вспомогательного транспорта следует обосновать технико-экономическим расчетом с учетом конкретных горнотехнических условий по стоимостным параметрам Центрпрошахта. При этом необходимо учитывать, что при изменении условий (длины проектирования, объемов работ, подготовки) сравнительная конкурентоспособность отдельных видов вспомогательного транспорта может изменяться.

#### Канатный транспорт

##### Область применения и технические характеристики

7.5. Одноконцевую канатную откатку следует предусматривать для оборудования бремсбергов и уклонов с углом наклона свыше  $5^{\circ}$ , предназначенных для вспомогательного транспорта, перевозки в вагонетках горной массы, а также доставки людей при панельных и этажных схемах подготовки.

7.6. К оборудованию концевых канатных откаток относятся канаты, прицепные устройства, подерживающие или отклоняющие ролики, предохранительные устройства, оборудование заездов, пускорегулирующая аппаратура, специальные людские вагонетки.

Таблица 6.8

Техническая характеристика агрегатов для обмена вагонеток в клетях на приемных площадках горизонтов<sup>х)</sup>

Тип агрегата	Тип вагонетки	Колея, мм	Толкающее усилие, кгс	Ход толкателя, мм	Длина качающейся площадки, мм
<b>Штоковые с пневматическим приводом</b>					
АПЗ-01	ВГ-1,1	600	800	4000	-
	ВГ-1,3				
	ВГ-1,4				
	ВГ-1,6				
АПЗ	ВГ-2,5	900	800	5000	-
	ВГ-3,3				
АП1-03	ВГ-1,3	600	1600	5500	2000
АП2-04	ВГ-1,4				
	ВГ-1,6				
АП2-02	ВГ-2,5	900	1600	6000	2000
	ВГ-3,3				
АП1-02	ВГ-1,3	600	1600	6000	2500
АП2-03	ВГ-1,4				
	ВГ-1,6				
АП1-01	ВГ-2,5	900	1600	6500	2500
АП2-02	ВГ-3,3				
АП1	ВГ-2,5	900	1600	7000	3000
АП2	ВГ-3,3				

х) После освоения производства агрегатов с гидравлическим приводом типа АГ в рекомендуемый для использования ряд агрегатов типа АП будут внесены соответствующие изменения.

7.7. Техническая характеристика малых подъемных машин, применяемых для концевой откатки, приведена в табл. 7.1.

7.8. Для наклонных подъемов следует принимать круглопрядные канаты двойной свивки с линейным и точечно-линейным касанием проволок в прядях по ГОСТам 7679-69, 3077-69, 3078-69 и 3079-69.

Таблица 6.9

Техническая характеристика путевых стопоров

Тип стопора	Колея, мм	Тип вагонетки	Полная масса вагонетки с грузом, т	Скорость подхода вагонетки, м/с	Основные размеры, мм			Масса, кг
					длина	ширина	высота	
1С5-1	600	ВГ-1,3	4	1,2	1850	1800	1155	1045
		ВГ-1,4						
		ВГ-1,6						
3С8-1	900	ВГ-2,5	6,7	1,2	2200	2150	1280	1338
		ВГ-3,3						
		ВД-3,3						
		ВД-5,6						

Техническая характеристика малых подъемных машин

Основные показатели	Типы подъемных машин					
	Ц-1,2х1	Ц-1,6х1,2	Ц-2х1,5	Ц-2,5х2	Цх3х2,2	Цх2,5х2
	Диаметр барабана, мм					
	1,2	1,6	2,0	2,5	3,0	7,5
	Ширина барабана, мм					
	1,0	1,2	1,5	2,0	2,2	2,0
Статическое натяжение, тс, не более	25	40	63	90	140	50
Разность статических натяжений канатов, тс, не более	25	40	63	90	140	65
Передающее число редуктора	20	30	30	11,5 20 30	11,5 20 30	11,5 20 30
Скорость вращения быстроходного вала редуктора, об/мин, не более	1000	1000	1000	500 750	600 750	750 1000
Скорость подъема, м/с, не более	3,0	4,0	6,0	7,0	8,0	9,0 5,0
Маховой момент машины без редуктора и электродвигателя, т.м <sup>2</sup> , не более	3,5	8,0	22,0	55,0	150,0	95,4 108,0 139,3
Маховой момент редуктора, приведенный к оси тихоходного вала, т.м <sup>2</sup> , не более	3,5	8,0	22,0	45,0	100,0	106,5 190 403
Масса машины с редуктором без электрооборудования, т, не более	12	17	30	50	75	45,2
Эмпирические типоразмеры	БМ-1200-2М	ЛГМ- $\frac{1600}{1200}$	БМ- $\frac{2000}{1500}$	Цх2,5х2	Цх3	-

7.9. Для направления канатов, уменьшения износа шпал, стоек и канатов необходимо применять поддерживающие и направляющие ролики. Расстояние между роликами на прямолинейных участках следует принимать не более 20 м, а на волнистых участках - не более 1 м. При резких перегибах трассы следует предусматривать роликовые батареи. Рельсовый путь должен укладываться на деревянные шпалы.

#### Расчет параметров одноконцевой канатной откатки

7.10. Выбор оборудования для одноконцевой канатной откатки производится по заданным объемам сменных и суточных перевозок, горнотехническим условиям (углы наклона, длина откатки) и принятым по шахте вагонеткам, работающим в наклонных выработках.

7.11. Определение количества вагонеток (платформ) в составе из условия прочности сцепки: для грузового подъема

$$Z \leq \frac{P_{сш}}{(G + G_0)(w \cos d_{max} + \sin d_{max})} \quad (7.1)$$

где  $P_{сш}$  - допустимое усилие на сцепке, кгс;

$G$  - масса груза, кг;

$G_0$  - масса тары вагонетки (платформы), кг;

$w$  - коэффициент сопротивления движению вагонеток (табл. 7.2);

$d_{max}$  - максимальный угол наклона рельсовых путей;

Таблица 7.2

Величина коэффициента сопротивления движения состава  
вагонеток по наклонным выработкам угольных шахт  
(данные МакНИИ)

Полная масса одной вагонетки, т	Наибольшая скорость движения партии вагонеток					
	до 3 м/с			3-5 м/с		
	Количество вагонеток в партии					
	1-5	6-9	10 и более	1-5	6-9	10 и более
До 1,0	0,026	0,036	0,040	0,039	0,054	0,060
1,0-2,0	0,020	0,028	0,033	0,030	0,042	0,050
2,0-3,0	0,016	0,022	0,027	0,024	0,033	0,040
Более 3,0	0,015	0,020	0,024	0,022	0,030	0,030

для пассажирского подъема

$$z \leq \frac{P_{сч}}{(90n_n + G_0)(w' \cos d_{max} + \sin d_{max})}, \quad (7.2)$$

где  $G_0$  - средняя масса одного пассажира, кг;

$n_n$  - количество посадочных мест в одной вагонетке.

Полученное количество вагонеток (платформ) округлится до ближайшего меньшего числа. При этом по условиям эксплуатации рекомендуется при грузовых подъемах принимать:

$$z < 12-15 \text{ при } l_g \leq 2700 \text{ мм};$$

$$z < 8-10 \text{ при } l_g > 2800 \text{ мм},$$

где  $l_g$  - длина вагонетки (платформы), мм.

Количество пассажирских вагонеток рекомендуется принимать не более величин, приведенных в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Максимальный угол наклона выработки, град	Тип вагонетки		
	ВЛН-1	ВЛН-2	ВЛН-3
До 19	5	5	-
22	4	4	-
30	3	3	-
35	-	3	-
40	-	2	2
45	-	2	2
50	-	2	2
80	-	2	2

7.12. Предварительный выбор каната по массе  $I$  м ( $P'_K$ ).

Значение  $P'_K$  (кгс) определяют по наибольшему статическому усилию, действующему на канат, и максимальному допустимому усилию в канате:

$$P'_K = \frac{L(G + G_0)(w' \cos d_{cp} + \sin d_{cp})}{\frac{G_K}{m g_0} - L_P (w'_K \cos d_{cp} + \sin d_{cp})}, \quad (7.3)$$

где  $\sigma_p$  - предел прочности металла проволок каната на разрыв ( $\sigma_p = 140-180 \cdot 10^6$  кгс/м<sup>2</sup>);  
 $m$  - статический запас прочности каната (для грузовых откаток  $m = 6,5$ , для грузоподъемных откаток  $m = 7,5$ , для подъема и спуска людей  $m = 9,0$ );  
 $\rho_0$  - приведенная плотность каната ( $\rho_0 = 8300-9300$  кгс/м<sup>3</sup>);  
 $w_k'$  - коэффициент сопротивления движению каната ( $w_k' = 0,3$ );  
 $\alpha_{cp}$  - средний угол наклона рельсовых путей (град), равный

$$L_{cp} = \frac{l_1 d_1 + l_2 d_2 + \dots + l_n d_n}{\sum L_p}, \quad (7.4)$$

где  $l$  - участок рельсового пути с углом наклона  $d_i$ , м;  
 $L_p$  - расчетная длина каната (м), равная

$$L_p = L + l_{g.n} + l_{k.x}; \quad (7.5)$$

здесь  $L$  - максимальная длина откатки по прямолинейному участку наклонной выработки, м;

$l_{g.n}$  - длина заезда нижней приемной площадки, м;

$l_{k.x}$  - длина канатного ходка, м.

7.13. Выбор каната по предварительно определенной массе  $I$  ( $\rho_k'$ ).

В соответствии с ГОСТами 7679-69, 3077-69, 3078-69 и 3079-69 производится выбор каната, погонная нагрузка которого

$$\rho_k \geq \rho_k'.$$

7.14. Определение фактического запаса прочности принятого каната

$$m' = \frac{Q_{раз}}{S_{ст. max}}, \quad (7.6)$$

где  $Q_{раз}$  - суммарное разрывное усилие всех проволок, принятое в соответствии с ГОСТом каната, кгс;

$S_{ст. max}$  - максимальное статическое натяжение (кгс), определяемое по формулам:

при грузовом подъеме

$$S_{ст. max p} = L(6 + G_0)(w' \cos \alpha_{cp} + \sin \alpha_{cp}) + \rho_k' d_p (w_k' \cos \alpha_{cp} + \sin \alpha_{cp}); \quad (7.7)$$

при пассажирском подъеме

$$S_{ст. max n} = L(90n_n + G_0)(w' \cos \alpha_{cp} + \sin \alpha_{cp}) + \rho_k' d_p (w_k' \cos \alpha_{cp} + \sin \alpha_{cp}). \quad (7.8)$$

7.15. Проверка каната по коррозионной устойчивости.

Принятый канат проверяется по коэффициенту коррозионной устойчивости ( $K_{уст}$ )

$$K_{уст} \leq \frac{\sum n_{np}}{\sum S_{np}}, \quad (7.9)$$

где  $\sum n_{np}$  - сумма периметров всех проволок каната, мм;

$\sum S_{np}$  - сумма площади сечения всех проволок каната, мм<sup>2</sup>.

Для неоцинкованного каната  $K_{уст} \leq 2,5$  1/мм, для оцинкованного каната  $K_{уст} \leq 3,0$  1/мм.

Для канатов, состоящих из круглых проволок одинакового диаметра:

$$K_{уст} = -\frac{4}{d}; \quad (7.10)$$

для канатов, состоящих из круглых проволок различных диаметров:

$$K_{уст} = \frac{4 \sum g_i d_i}{\sum g_i d_i^2}, \quad (7.11)$$

где  $d_i$  - диаметр проволок, мм;

$i$  - количество проволок с одинаковым диаметром, шт.

Принятый диаметр каната  $d_k$  по условиям коррозионной устойчивости должен быть не меньше 21-24 мм.

7.16. Проверка массы состава на самокатное движение при спуске по наклонной выработке.

При малых углах наклона рельсового пути ( $\alpha_{\min} = 4-7^\circ$ ) производится проверка массы состава из условия

$$F_{gb} \geq F_T, \quad (7.12)$$

где  $F_{gb}$  - значение силы тяги (кГс), определяемое по формулам:  
при подъеме груза по уклону

$$F_{gb} = (ZG_0 + Q_g)(\sin \alpha_{\min} - w' \cos \alpha_{\min}) + P_K (\alpha - \alpha_{\text{кан}})(\sin \alpha_{gp} - w'_K \cos \alpha_{gp}); \quad (7.13)$$

при спуске груза по бремсбергу

$$F_{gb} = [Z(G_0 + G) + Q_g](\sin \alpha_{\min} - w' \cos \alpha_{\min}) + P_K (\alpha - \alpha_{\text{кан}})(\sin \alpha_{gp} - w'_K \cos \alpha_{gp}), \quad (7.14)$$

где  $Q_g$  - масса балласта, необходимая для осуществления самокатного движения, кГс;  
 $\alpha_{\min}$  - минимальный угол наклона рельсовых путей, град;  
 $\alpha_{\text{кан}}$  - участок рельсового пути с минимальным углом наклона, м;  
 $F_T$  - допустимое толкающее усилие, обеспечивающее самокатное движение. Принимается на основании данных завода-изготовителя вагонеток. Обычно для грузовых вагонеток  $F_T = 150-200$  кГс, пассажирских  $F_T = 200-250$  кГс.

7.17. Подъемная машина и ее выбор.

Для подъемных машин, устанавливаемых в подземных выработках, соотношение между диаметром барабана  $D_g$  и диаметром каната  $d_k$  должно быть  $D_g \geq 60d_k$ , а минимальная ширина барабана должна соответствовать длине наматываемого каната.

При определении ширины барабана  $B_g$  учитывают, что в соответствии с Правилами безопасности количество слоев навивки при грузоподъемных и людских подъемах допускается однослойным при  $\alpha \geq 60^\circ$  и трехслойным во всех остальных случаях. При наличии более одного слоя навивки реборда барабана должна выступать над верхним слоем на  $2,5d_k$ .

Ширина навивочной поверхности однобарабанной подъемной машины с цилиндрическим барабаном ( $B_g$ , м) рассчитывается по формуле

$$B_g = \left( \frac{L_p + l - l_x}{\pi D_g n_c} + n_T - n_g \right) \left( \frac{d_k + \varepsilon}{1000} \right), \quad (7.15)$$

где  $l$  - резервная длина каната ( $l = 30-40$  м), служащая для компенсации отрубаемых для испытания кусков (при сроке службы каната 3 года);

$l_x$  - длина канатного ходка, м (принимается из условия привязки камеры подъемной машины);  
длина канатного ходка должна быть не менее длины, определяемой углом девиации ( $1030'$ ), приведенной в табл. 7.4;

$n_c$  - число слоев навивки;

$n_T$  - число витков трения ( $n_T \geq 3$  при барабанах, футерованных деревом или пластмассой, и  $n_T \geq 5$  при барабанах, не футерованных фрикционными материалами);

$n_g$  - дополнительные витки, учитывающие незаполняемую часть барабана у реборда (принимается 0,5 витка при однослойной, 1,5 витка при двухслойной и 2,5 витка при трехслойной навивке каната на барабан);

$\varepsilon$  - зазор между смежными витками. При  $d_k < 20$  мм  $\varepsilon = 2,0$  мм; при  $d_k = 20-30$  мм  $\varepsilon = 2,5$  мм; при  $d_k > 30$  мм  $\varepsilon = 3,0$  мм. Для барабанов с нарезными канавками значение  $\varepsilon$  принимается по данным завода-изготовителя.

7.18. Предварительный выбор подъемной машины на стадии технико-экономического обоснования (ТЭО) производится по полученным расчетным значениям максимального статического натяжения ( $S_{ст. max}$ ), диаметра и ширины барабана ( $D_g, B_g$ ) и предварительно определенных мощности привода и значения баланса времени.

Предварительный расчет мощности электродвигателя ( $N$ , кВт) производится по формуле

$$N = K_3 \frac{S_{ст. max} V}{102 \eta_{3.н}},$$

где  $K_3$  - коэффициент запаса мощности ( $K_3 = 1,1-1,2$ );

$V$  - регламентируемая скорость по Правилам безопасности, м/с;

$\eta_{3.н}$  - КПД редуктора (для двухступенчатого редуктора подъемной машины  $\eta_{3.н} = 0,96$ ; для одноступенчатого -  $\eta_{3.н} = 0,98$ ).

Таблица 7.4

Допустимая минимальная длина канатного ходка по условию соблюдения угла девиации

Допустимая длина канатного ходка, м	Тип подъемной машины
20	Ц-1,2х1
25	Ц-1,6х1,2
30	Ц-2х1,5
40	Ц-2,5х2

7.19. На стадии ТЭО также выполняется проверочный (укрупненный) расчет баланса времени работы грузовой канатной откатки.

Продолжительность цикла ( $T_4$ , с) равна

$$T_4 = \frac{2L}{V_{cp}} + \frac{4(l_{кр} + 2l_p)}{V'} + \sum t_k,$$

где  $L$  - длина основного прямолинейного участка, м;

$V_{cp}$  - средняя скорость движения (м/с), равная (0,9-0,95)  $V$  м/с;

$l_{кр}$  - суммарная длина криволинейного участка и стрелочных переводов ( $l_{кр} = 60-70$  м);

$l_p$  - длина вагонетки (платформы), м;

$V'$  - скорость движения состава на закруглениях и стрелках, м/с ( $V' = 0,5 V$ );

$\sum t_k$  - время на передатку каната ( $\sum t_k = 90-100$  с).

Суточный баланс времени работы канатной откатки ( $t_{сут}$ , ч) при грузовом подъеме

$$T_{сут} = K_p \sum Q_{28} \cdot 10^{-3} T_4 n_i + T_0 \leq 24,0,$$

где  $K_p$  - коэффициент резерва на неравномерность работы всей системы подъема;

$n_i$  - потребное количество подъемов (спусков) вагонеток с углем или породой из подготовительных забоев и от ремонта выработок, платформ со вспомогательными материалами и оборудованием;

$T_0$  - время на осмотр установки, ч.

Для грузовых перевозок расчет количества подъемов (спусков) вагонеток производится по формуле

$$n_i = \frac{A_i}{2(G+G_0)},$$

где  $A_i$  - количество  $i$ -го груза, проходящего через наклонную выработку в сутки, т.

На этом заканчивается расчет параметров подъемной установки на стадии ТЭО.

7.20. На стадии технического и рабочего проектирования расчет выполняется в полном объеме. При этом расчеты повторяются по формулам (7.1-7.15). Дальнейший порядок расчета приводится ниже.

7.21. Баланс времени работы подъемной установки ( $T_r$ , ч) в течение суток при грузовом подъеме

$$T_r = K_p \sum Q_{28} \cdot 10^{-3} T_4 n_i \leq T_M,$$

где  $T_M$  - нормативное время работы подъема в течение суток. Принимается для вновь проектируемых шахт равным 18 ч и для действующих и реконструируемых шахт - 20 ч.

Время пассажирских перевозок во время подъема (спуска) в течение смены ( $T_{п.п}$ , мин) рассчитывается по формуле

$$T_{п.п} = \frac{T_4 N_n}{60 n \xi},$$

где  $N_n$  - количество людей, подлежащих перевозке в течение смены (чел.). Для укрупненных расчетов

$$N_n = \frac{0,4 A_{сут}}{p};$$

здесь  $A_{сут}$  - суточная дробка с участка, обслуживаемого данным подъемом, т/сут;

$p$  - производительность труда на выход одного трудящегося по участку, т.



Определение продолжительности цикла ( $T_u$ , с) подъема (спуска) производится в соответствии с принятой диаграммой работы подъема (обычно трех- или многопериодная):

$$T_u = \sum t_i + \sum t_{\kappa},$$

В общем виде, при построении диаграммы работы, учитываются затраты времени ( $\sum t_i$ ): при ускоренном ( $t_y$ ), равномерном ( $t_p$ ) и замедленном ( $t_z$ ) движениях по заездам и по наклонной выработке. К затратам времени на выполнение вспомогательных операций ( $\sum t_{\kappa}$ ) относятся: время предварительных усилий (1,5 с), перевод стрелки (10 с), перецепка каната при грузовом подъеме и пауза ( $\theta = 90-100$  с), изменение направления движения и др. Время паузы на посадочных площадках ( $T_n$ , с) определяется по формуле

$$T_n = 2 \left[ \kappa_1 (t_y + t_p + t_{гон})^2 + t_c \right],$$

где  $\kappa_1$  - коэффициент, учитывающий тип посадочной площадки ( $\kappa_1 = 1$  - при двусторонних и  $\kappa_1 = 1,25$  - при односторонних посадочных площадках);

$t_y, t_p$  - время соответственно на выход и посадку людей на одно сиденье ( $t_y = 10$  с и  $t_p = 15$  с при двухместных сиденьях, колея 600 мм;  $t_y = 20$  с и  $t_p = 25$  с при трехместных сиденьях, колея 900 мм);

$t_{гон}$  - дополнительное время, зависящее от количества вагонеток в составе ( $t_{гон} = 3$  с);

$\sum$  - количество вагонеток в составе, шт.;

$t_c$  - время на подачу сигнала ( $t_c = 5$  с).

Продолжительность ускоренного (замедленного) и равномерного движения состава (в секундах) определяется соответственно из выражений:

$$t_y(z) = \frac{V_i}{j_{iy(z)}};$$

$$t_p = \frac{L_i}{V_i'}$$

где  $V_i, V_i'$  - соответственно скорость движения состава при ускоренном (замедленном) и равномерном движениях, м/с;

$j_{iy(z)}$  - ускорение (замедление) состава, м/с<sup>2</sup>;

$L_i$  - путь, проходимый составом с равномерной скоростью (м), определяемый по формуле

$$L_i = L_{i0} - (l_y + l_z),$$

здесь  $L_{i0}$  - длина всего участка пути, м (принимается по проекту с учетом схемы маневровых работ на заездах);

$l_y, l_z$  - длина участка пути, проходимого соответственно с ускоренным или замедленным движением, м.

Значения  $V_i, V_i', j_{iy(z)}$  приведены в табл. 7.5.

Т а б л и ц а 7.5

Скорость движения и ускорение состава  
в наклонных выработках

Показатели	Участки трасс	
	Заезд	Наклонная выработка
$V_i$ м/с	1,5 (груз)	$V_{max} \leq 5,0^x$
$V_i'$ м/с	1,0 (люди)	$V_{max} \leq 5,0^x$
$j_{iy(z)}$ м/с <sup>2</sup>	0,3	0,5

x) При скиповом подъеме 7,0 м/с.

7.22. При грузовом подъеме следует принимать многопериодную диаграмму с числом периодов не менее пяти, при пассажирском подъеме без заездов - трехпериодную.

7.23. Определение составляющих времени цикла и построение пятипериодной диаграммы движения (рис. 7.1).

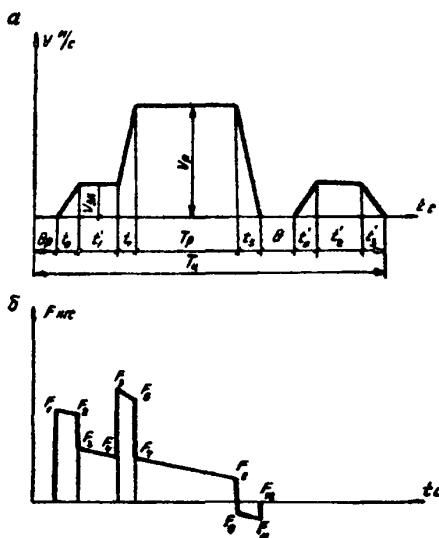


Рис. 7.1. Пятипериодная диаграмма движения состава:  
а - диаграмма скорости; б - диаграмма усилия

Скорость движения на прямолинейном участке

$$V_p = \frac{\pi D_g n'_{gb}}{60 i} \leq V_{max},$$

где  $n'_{gb}$  - стандартная скорость вращения вала электродвигателя (об/мин); рассчитывается по формуле

$$n'_{gb} = \frac{60 V_{max}}{\pi D_g};$$

$i$  - передаточное число редуктора машины.

По полученному значению  $n'_{gb}$  принимается стандартная скорость вращения вала электродвигателя  $n_{gb}$  и по формуле определяется расчетная скорость  $V_p$ .

Скорость движения на закруглении и стрелках

$$V_{з.к} = 1,5 \text{ м/с.}$$

Время периода начального ускорения ( $t_0$ , с) при движении на нижней приемной площадке

$$t_0 = \frac{V_{з.к}}{j_y(z)}.$$

Путь, проходимый составом:  
за время  $t_0$  со скоростью  $V_{з.к}$

$$l_0 = 0,5 V_{з.к} \cdot t_0;$$

по заводу с равномерной скоростью

$$l'_3 = l_{3.н} - l_0,$$

где  $l_{3.н}$  - длина завода нижней приемной площадки (стрелочным переводом), м.

Время равномерного движения состава по заводу ( $t'_1$ , с)

$$t'_1 = \frac{l'_3}{V_{з.к}}.$$

Время ускоренного движения состава на прямолинейном участке пути ( $t_1$ , с)

$$t_1 = \frac{V_p - V_{з.к}}{j}.$$

Путь ускорения на прямолинейном участке пути ( $l_n$ , м)

$$l_n = \frac{V_{max} + V_{3K}}{2} t_1.$$

Время замедленного движения по прямолинейному участку ( $t_3$ , с)

$$t_3 = \frac{V_p}{d_1}.$$

Путь замедленного движения на прямолинейном участке ( $l_{3n}$ , м)

$$l_{3n} = \frac{V_p}{2} t_3.$$

Путь прямолинейного участка при равномерном движении

$$L_n = L_c - (l_0 + l'_3 + l_n + l_{3n}),$$

где  $L_c$  - длина пути, проходимая составом от нижней приемной площадки до стрелочного перевода, расположенного на заезде верхней приемной площадки, м.

Откуда

$$L_c = l_{nc} + l_{3n},$$

где  $l_{nc}$  - длина пути, проходимая составом на прямолинейном участке до стрелочного перевода, расположенного на заезде верхней приемной площадки, м.

Время движения состава с равномерной скоростью на прямолинейном участке ( $T_p$ , с)

$$T_p = \frac{L_n}{V_p}.$$

Время ускоренного и замедленного движения на заезде верхней приемной площадки ( $t'_0$ , с)

$$t'_0 = \frac{V_{3K}}{d_{3K}}.$$

Значения путей  $l'_0$  и  $l'_3$ , проходимых составом за время  $t'_0$  и  $t'_3$  (в метрах), определяются по формуле

$$l'_0 = l'_3 = 0,5 V_{3K} \cdot t'_0 (t'_3).$$

Путь, проходимый составом на заезде с равномерной скоростью ( $l'_2$ , м):

$$l'_2 = l_{3B} - (l'_0 + l'_3).$$

Время движения состава с равномерной скоростью на заезде верхней приемной площадки ( $t'_2$ , с)

$$t'_2 = \frac{l'_2}{V_{3K}}.$$

Продолжительность цикла

$$T_4 = t_0 + t'_0 + t_1 + t_2 + T_p + t'_2 + t'_3 + t_3 + \sum t_k.$$

7.24. Для укрупненных расчетов продолжительность цикла ( $T_4$ , с) может быть определена без построения диаграмм движения по формулам:

для грузовых подъемов

$$T_4 = \frac{2L}{V_{cp}} + \frac{4(l_{3n}(B) + \sum l_0)}{V'} + \sum t_k,$$

где  $V_{cp}$  - средняя скорость движения (м/с), равная

$$V_{cp} = (0,9 - 0,95) V,$$

здесь 0,9-0,95 - коэффициент, учитывающий разгон и торможение;

$l_{3n}$  - суммарная длина заезда, включая стрелочные переводы ( $l_{3n} = 60-70$  м);

для пассажирского подъема

$$T_4 = \frac{2L}{V_{cp}} + T_n.$$

7.25. Динамика подъема при пятипериодной диаграмме.

Определение суммы приведенных масс подъемной установки.

Приведенная масса подъемной машины без редуктора ( $P_M$ , кгс)

$$P_M = \frac{Max_{ном}}{D_0^2}.$$

Приведенная масса ротора электродвигателя ( $P_\phi$ , кгс)

$$P_\phi = \frac{F_{1ст} \cdot V_D}{102 \cdot \eta_{3,н}},$$

где  $\eta$  - КПД редуктора. Для двухступенчатого редуктора  $\eta = 0,96$ , для одноступенчатого -  $\eta = 0,98$ .

Усилие в начальный период движения ( $F_{1ст}$ , кгс)

$$F_{1ст} = 1,15 B_{ст. max}.$$

По расчетной приведенной массе ротора электродвигателя согласно каталогу предварительно принимается двигатель.

Приведенная масса подъемной установки ( $M_{пр}$ , кгс·с<sup>2</sup>/м)

$$M_{пр} = \frac{1}{g} \left[ \frac{(Max_{ном. маш}) + Max_{ном. ред} + Max_{ном. рот} i^2 + \sum G_0 + \sum G + (6\% \sum L + \sum L_p + l) P_K}{D_0^2} \right].$$

Определение расчетных усилий на окружности наливки (кгс) при различных этапах движения.

В начале ускоренного движения по заезду:

$$F_1 = F_{1ст} + M_{пр} d_3 y;$$

$$F_{1ст} = K \sum (G + G_0) (\sin \alpha_{сп} + w' \cos \alpha_{сп}) + P_K \sum (\sin \alpha_{сп} + w'_K \cos \alpha_{сп}).$$

В конце ускоренного движения по заезду:

$$F_2 = F_{2ст} + M_{пр} d_3 y;$$

$$F_{2ст} = \frac{F_{1ст} \cdot t_1' + P_{4ст} t_2}{t_0 + t_1};$$

$$F_{4ст} = K \sum (G + G_0) (\sin \alpha_{сп} + w' \cos \alpha_{сп}) + P_K (\sum L - 2l) (\sin \alpha_{сп} + w'_K \cos \alpha_{сп});$$

где  $K$  - коэффициент, учитывающий вредные сопротивления, возникающие при движении сосудов; рекомендуется принимать  $K = 1,15$ .

В начале равномерного движения по заезду

$$F_3 = P_{3ст}.$$

В конце равномерного движения по заезду

$$F_4 = P_{4ст}.$$

В начале ускоренного движения на прямолинейном участке

$$F_5 = F_{5ст} + M_{пр} d_i = F_4 + M_{пр} d_i.$$

В конце ускоренного движения на прямолинейном участке:

$$F_6 = F_{6ст} + M_{пр} d_i = F_5 - i P_K l \sin \alpha_{сп};$$

$$F_{6ст} = F_5 - i P_K l \sin \alpha_{сп}.$$

В начале равномерного движения на прямолинейном участке

$$F_7 = F_{7ст} = F_{6ст}.$$

В конце равномерного движения на прямолинейном участке

$$F_8 = F_{8ст} = F_7 - i P_K l \sin \alpha_{сп}.$$

В начале замедленного движения на прямолинейном участке

$$F_9 = F_{9ст} - M_{прд} j_3 = F_9 - M_{прд} j_3.$$

В конце замедленного движения на прямолинейном участке:

$$F_{10} = F_{10ст} - M_{прд} j_3;$$

$$F_{10ст} = F_9 - \dots D_K L_3 \sin \alpha_{cp}.$$

В начале движения на заезде верхней приемной площадки со скоростью  $V_{3,к}$

$$F_{11} = F_{11ст} = F_{10ст}.$$

В конце движения на заезде верхней приемной площадки со скоростью  $V_{3,к}$

$$F_{12} = F_{12ст} = \frac{F_{11ст} t'_1 + F_{11} t'_3}{t'_0 + t'_3}.$$

В начале замедленного движения по заезду верхней приемной площадки

$$F_{13} = F_{13ст} - M_{прд} j_3 = F_{12} - M_{прд} j_3.$$

В конце замедленного движения по заезду верхней приемной площадки:

$$F_{14} = F_{14ст} - M_{прд} j_3;$$

$$F_{14ст} = K_2 (G + G_0) (\sin \alpha_{cp} + w' \cos \alpha_{cp}) - P_K L_3 (\sin \alpha_{cp} - w' \cos \alpha_{cp}).$$

7.26. Эффективная мощность электродвигателя (кВт)

$$N_{эф} = \frac{F_{30} V_{max}}{102 i_{3,п}};$$

где

$$F_{30} = \sqrt{\frac{(F_1^2 + F_2^2) 0,5 t_0 + (F_3^2 + F_4^2) 0,5 t'_1 + (F_5^2 + F_6^2) 0,5 t_2 + (F_7^2 + F_8^2 + F_9^2) \frac{1}{3} T_0 +}{T_p + 0,5 (t_0 + t'_1 + t_2 +} + \frac{(F_9^2 + F_{10}^2) 0,5 t_3 + (F_{11}^2 + F_{12}^2) 0,5 t'_0 + (F_{13}^2 + F_{14}^2) 0,5 t_K}{+ t_3 + t'_0 + t_K} + \frac{1}{3} \Sigma \theta}.$$

7.27. На основании эффективной мощности окончательно по каталогу выбирается электродвигатель и редуктор.

Определение эквивалентной мощности двигателя для спуска груза производится аналогично по приведенной выше методике. При этом также учитывается, что во время спуска груза в периоды пуска и равномерного хода возможен генераторный режим работы асинхронного двигателя.

Проверка выбранного электродвигателя по нагреву на перегрузку по максимальному значению усилия на окружности навивки осуществляется при условии

$$\frac{F_{max}}{F_{ном}} \leq j_{доп},$$

где  $F_{max}$  - максимальное усилие в течение цикла, кгс (принимается по диаграмме усилий);

$F_{ном}$  - номинальное усилие, вызываемое двигателем, кгс;

$$F_{ном} = \frac{N_{уст} 102 i_{3,п}}{V_p}.$$

Кратковременная перегрузка для подъемных установок с асинхронным двигателем принимается в пределах  $j_{доп} = 2,5-3,0$  (по каталогу).

Если  $j_{доп} \geq 3,0$ , то необходимо изменять кинематический и динамический режимы работы установки (уменьшить ускорения, снизить маховые массы и др.) с тем, чтобы получить  $j_{доп} < 3,0$ .

### Локомотивный малогабаритный вспомогательный транспорт

7.28. В качестве средств вспомогательного транспорта по участковым выработкам применяют аккумуляторные рудничные электровозы 4,5АРП2, аккумуляторные взрывобезопасные электровозы 5АРБ2, АРП-7, АРВ-7, взрывобезопасные дизелевозы ДВ; на главных магистральных и грузолюдских магистральных вспомогательного назначения выработках следует применять локомотивы, принятые на шахте для транспортирования основного грузопотока. В случае технической целесообразности допускается применение локомотивов с меньшим сцепным весом. Техническая характеристика локомотивов приведена в разделе 4.

### Самоходный безрельсовый транспорт

#### Область применения и техническая характеристика вагонеток

7.29. Грузолюдские самоходные вагонетки следует применять на угольных шахтах любой категории по газу (в том числе и по метану), опасных по внезапным выбросам угля и газа во всех выработках, включая выработки, по которым подается свежая струя воздуха, для доставки оборудования, материалов и людей с поверхности, от околовольного двора, от магистральных выработок до рабочих мест и обратно. Почва выработок должна быть малообводнена и иметь коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М.Протодияконова не менее 4, обеспечивающий коэффициент сцепления шин с почвой не менее 0,35. При слабых почвах необходимы мероприятия по упрочнению дорожного полотна. Поперечный уклон дороги не должен превышать  $5^{\circ}$ , средняя ее неровность 150 мм, радиус закругления 7 м. Техническая характеристика вагонеток приведена в табл. 7.6.

Т а б л и ц а 7.6

Техническая характеристика вагонеток

Показатели	Тип вагонетки	
	ГЛВ-1,5	ГЛВ-3
I	2	3
Грузоподъемность, т	1,5	3 и 8 на платформе
Количество перевозимых человек, включая водителя:		
без груза	7	12
с грузом	2	2
Скорость движения с грузом, км/ч (скорость движения с платформой не устанавливается):		
по горизонтали	18	18
на подъем с углом наклона $12^{\circ}$	5	5
по горизонтали с людьми	20	25
Основные размеры вагонеток, м:		
длина	5,5	5,8
ширина	1,05	1,5
высота	1,5	1,5
Основные размеры платформы, м:		
длина	-	5,0
ширина	-	1,5
высота (от почвы)	-	0,7
Дорожный просвет, м	0,22	0,22
Масса, т:		
вагонеток	2,00	4,00
платформы	-	1,50
Тип привода	Дизельный с механической передачей крутящего момента от двигателя к колесам	

I	2	3
Суммарная мощность дизельной установки, л.с.	38	75
Количество дизелей, шт.	2	2
Заводская марка	PB4	PB2
Условное обозначение по ГОСТ 4393-48	4ч 9,5/10	2ч 9,5/10
Тип	Четырехтактный, бескомпрессорный с вихревой камерой сгорания	
Топливо	Дизельное ДЛ по ГОСТ 4749-49	
Масло	М10ГТУ 38-1-211-68 М10В2ТУ 38-101278-72 М14ВЦТУ 38-1-119-68	
Начало серийного производства	1980 г.	
Удельный расход топлива при номинальной мощности, нормальных атмосферных условиях и теплотворной способности топлива 10200 ккал на г/элсч	195±5%	195±5%
Удельный расход масла без учета слива, г/элсч	2-2,5	2-2,5
Система очистки отработавших газов	Комбинированная: каталитическая и жидкостная	
Время работы без дозаправки топливом и водой, ч	8	8
Выброс газов при работе на номинальном режиме, м <sup>3</sup> /ч	145±5	72±5
Содержание в отработавших газах вредных компонентов при работе на любых режимах, % по объему, не более:		
окиси углерода	0,08	0,08
окислов азота, суммарно в пересчете на двуокись азота	0,04	0,04
двуокиси углерода	8	8

7.30. Для транспортирования крупногабаритных узлов оборудования при монтажно-демонтажных работах, а также при необходимости перевозки контейнеров, поддонов и пакетов вагонетке ГЛВ-3 придается грузовая платформа грузоподъемностью 8 т. При этом платформа буксируется одной или несколькими вагонетками.

Методика определения потребного количества самоходных вагонеток

7.31. Исходные данные:

- маршруты перевозки грузов и расстояние транспортирования;
- количество грузов, доставляемых в забой в течение смены;
- время работы вспомогательного транспорта в течение одной смены ( $t_{с.помп}$ );
- длина горных выработок, по которым происходит движение вагонеток ( $L_i$ );
- возможные скорости движения на отдельных участках пути ( $W_i$ );
- направление транспортирования грузов (на уклон, под уклон);
- коэффициент неравномерности работы вспомогательного транспорта ( $K = 1,2-1,4$ ). Значение коэффициента уточняется после приобретения опыта работы вагонеток в шахте.

7.32. Длительности отдельных циклов ( $t_u$ , мин) рассчитываются по формулам

$$t_u = t_{погр} + \sum t_{гв.зр} + t_{разгр} + \sum t_{гв.пор}$$

где  $t_{погр} = t_{разгр}$  - длительность операций по погрузке и разгрузке, равная 5 мин;

$$\sum t_{гв.зр} = \frac{L_{ог}}{W_{ог}} + \frac{L_{нв}}{W_{нв}} + \frac{L_{об}}{W_{об}} ;$$

$$\sum t_{гв.пор} = \frac{L_{об}}{W'_{об}} + \frac{L_{нв}}{W'_{нв}} + \frac{L_{ог}}{W'_{ог}} ;$$

где  $L_{ог}, L_{нв}, L_{сб}$  - длина выработок околоствольного двора, магистральных и участковых, м;  
 $W_{ог}, W'_{ог}, W_{нв}, W'_{нв}, W_{сб}, W'_{сб}$  - соответствующие скорости движения вагонеток в выработках (знак "штрих" относится к движению порожних вагонеток), м/с.

Для случая, когда часть рейса вагонетки осуществляется на поверхности, в его длительность добавляется время движения вагонетки в клетях, по поверхности, паузы на вход и выход вагонетки из клетки, время погрузки-выгрузки на поверхности. Возможны и другие схемы работы вагонеток.

7.33. Время доставки людей на рабочее место (мин) равно

$$t_2 = t_1 + t_2 + t_3 + t_{ог} + t_{нв} + t_{сб} + t_4 + t_5 = \sum t_i,$$

где  $t_1$  - время спуска в клетях (определяется спецификой шахты);  
 $t_2$  - время движения людей к вагонеткам;  
 $t_3$  - время посадки людей;  
 $t_{ог}$  - время движения вагонеток по выработкам околоствольного двора;  
 $t_{нв}, t_{сб}$  - время движения вагонеток по магистральным и участковым выработкам (определяется спецификой шахты);  
 $t_4$  - время высадки людей;  
 $t_5$  - время движения людей к рабочим местам.

7.34. Потребное количество вагонеток рассчитывается по формуле

$$n = \frac{K}{t_{смену}} \sum t_{u,i} m_i,$$

где  $t_{u,i}$  - время  $i$ -го типа рейса (например, рейса с грузом по маршруту поверхность шахты - очистной забой), мин;  
 $m_i$  - число рейсов  $i$ -го типа в смену для транспортирования конкретной величины груза.

Кроме непосредственного обслуживания очистных и подготовительных забоев, должны предусматриваться вагонетки для разъезда работников технического надзора, для перевозок, связанных с неплановыми ремонтными работами, для доставки внепланового оборудования, для чистки зумффов. Для проведения этих работ рекомендуется использование вагонеток ГЛВ-1,5.

#### Проверка допустимости работы вагонеток по газовому фактору

7.35. Рассчитанное по приведенной методике количество машин вспомогательного транспорта не должно превышать допустимого количества одновременно работающих в выработке машин, рассчитанного по газовому фактору, обеспечивающему эксплуатацию транспортных средств без загрязнения рудничной атмосферы сверх установленных санитарных норм.

7.36. Расчет по газовому фактору следует проводить в соответствии с "Временными нормами и техническими требованиями для безопасной эксплуатации дизельных локомотивов (машин) в угольных шахтах", разработанных в 1975 г. МакНИИ.

#### Монорельсовый и моноканатный транспорт

##### Область применения и техническая характеристика

7.37. Монорельсовые дороги с канатной тягой целесообразно применять на вентиляционных и конвейеризированных выработках выемочных участков с маловетвленной схемой горных выработок.

7.38. Монорельсовые дороги с подвесными дизельвозами целесообразно применять на выемочных участках, имеющих большее количество сопрягающихся выработок, а также на шахтах с полной конвейеризацией транспорта угля. При применении дизельвозов система монорельсовых путей должна обеспечивать возможность бесперегрузочного транспортирования вспомогательных грузов и перевозку людей между околоствольным двором, очистными и подготовительными забоями или другими рабочими местами в шахте.

7.39. Моноканатные пассажирские дороги следует применять в основном на людских наклонных выработках.



7.40. Выбор типа монорельсовой дороги следует производить по технической характеристике. Технические характеристики выпускаемых иготавливаемых к производству монорельсовых и моноканатных дорог приведены в табл. 7.7 и 7.8.

Таблица 7.7

Техническая характеристика монорельсовых и моноканатных грузовых и грузопассажирских дорог

Показатели	Типы дорог					
	Монорельсовая грузопассажирская 4ДМК	Монорельсовая грузопассажирская 6ДМК	Монорельсовая грузопассажирская ДМ-1	Моноканатная грузопассажирская ДКП-2	Монорельсовая грузопассажирская с дизелевозом ДМВ-38	Монорельсовая грузопассажирская с дизелевозом ДМВ-75
Наибольшая масса перевозимого груза, кг	4000	6000	400	2000	4000	7000
Грузоподъемность одной грузовой тележки, кг	4000	4000	400	1000	4000	5000
Длина транспортирования, м	1200	2000	450	1000	Не ограничена	
Максимальный угол наклона, град	18	18	14	15	16	35
Скорость транспортирования, м/с	0,25-1,85	0,25-1,85	0,8	0,7	По горизонтали 2,5 На подъем с углом наклона 16° 0,56	По горизонтали 4,2 На подъем с углом наклона 35° 0,70
Наибольшее количество пассажирских вагонеток, шт.	4	5	-	-	3	5
Количество мест в пассажирской вагонетке, шт.	8	8	-	-	8	12
Мощность привода, кВт	45	45	22	13	14	55

7.41. При применении монорельсовых дорог с канатной тягой и моноканатных дорог целесообразно принимать дороги, обеспечивающие транспортирование грузов и перевозку людей на полную длину выработки.

7.42. Количество подвесных дизелевозов для монорельсовой дороги устанавливается в соответствии с объемом перевозок, количеством маршрутов и их протяженностью по методикам, аналогичным методикам определения необходимого количества локомотивов при рельсовом транспорте или самоходных вагонеток при безрельсовом транспорте.

Таблица 7.8

Техническая характеристика моноканатных пассажирских кресельных дорог

Показатели	Типы дорог			
	МДК-1	МДК-2	МДК-3	КГА (конструктивные КНИИУ)
Пропускная способность, чел/ч	280	251	224	400
Длина транспортирования, м	400	800	1200	До 1200
Максимальный угол наклона, град	25	25	25	25
Скорость движения, м/с	1,2	1,2	1,2	1,2
Мощность электродвигателя, кВт	25	40	50	32

7.43. Узлы сопряжений транспортных звеньев, на которых применяются монорельсовые дороги с транспортными звеньями, оснащенными другими видами вспомогательного транспорта, должны соответствовать техническим требованиям и технологическим схемам "Узлы сопряжения звеньев вспомогательного транспорта" (Центрогипрошахт), утвержденным Министерством угольной промышленности СССР по согласованию с Госстроем СССР.

**Средства контейнерной и пакетной доставки**

7.14. Контейнеры и поддоны параметрического ряда следует применять на угольных и сланцевых шахтах для доставки различных крепежных материалов и оборудования с помощью рельсового, моно-рельсового и безрельсового транспорта с поверхности до рабочих мест в шахте или до узлов перегрузок с одного вида вспомогательного транспорта на другой. Техническая характеристика шахтных контейнеров типоразмерного ряда приведена в табл. 7.9.

Таблица 7.9

Техническая характеристика платформ и контейнеров  
для перевозки вспомогательных грузов

Тип	Платформа									Контейнер				
	Грузоподъемность, т	Размер (не более), мм								Тип	Грузоподъемность, т	Размер (не более), мм		
		Ширина В	Длина L	Высота		Жесткая база С	Колея К	Диаметр колеса D	Высота сцепки H			ширина	длина	высота
				платформы Н	с контейнером Н <sub>1</sub>									
П2,5	2,5	850	2400	400	1500	550 650	600	300	320	Ж2,0	2,0	600	2100	1100
П3,0	3,0	850	2700	400	1500	800	600	300	320	Ж2,5	2,5	600	2400	1100
П4,5	4,5	1240	2800	450	1500	800	900	350	365	Ж2,0	2,0	600	2500	1050
										Ж4,0	4,0			
П6,0	6,0	1300	3900	450	1500	1400 <sup>х)</sup>	900	350	365	Ж1,25	1,25	600	1700	1050
										Ж2,5	2,5			

х) Платформа П6,0 изготавливается также с жесткой базой 1000, 1100, 1300 и 1650 мм.

7.45. Для непосредственной перевозки шахтных контейнеров и поддонов рельсовым транспортом необходимо применять платформы типоразмерного ряда. Техническая характеристика этих платформ представлена в табл. 7.9.

7.46. Потребное количество платформ и контейнеров определяют по методикам, аналогичным методикам определения потребного количества вагонеток при рельсовом транспорте или самоходных вагонеток при безрельсовом транспорте, в соответствии с объемами перевозок вспомогательных грузов, количеством маршрутов и их протяженностью.

Основные положения по безопасности

7.47. Погрузочно-разгрузочные работы при применении платформ и контейнеров следует производить с учетом выполнения "Правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов", утвержденных 30 декабря 1969 г.

7.48. Эксплуатацию платформ и контейнеров необходимо производить в соответствии с требованиями Правил безопасности к подвижному составу, приведенным в гл. 4, при строгом выполнении "Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах".

**Транспорт материалов и оборудования с помощью напочвенных дорог  
в выработках с переменным профилем рельсовых путей**

Область применения и техническая характеристика

7.49. Катаные напочвенные дороги применяют для транспортирования грузов по участковым горным выработкам, имеющим переменный профиль рельсовых путей с уклонами до  $\pm 0,09$  (угол  $\pm 5^\circ$ ), в том числе:

по участковым выработкам, проделанным по направлению и повторяющим гипсометрию пласта; по бортовым и сборным выработкам при системах разработки столбами по восстанью (падения); по другим выработкам с рельсовыми путями, выскими переменный профиль.

7.50. Налоченные дороги могут также применяться для транспортирования горной массы при проходе горизонтальных и слабонаклонных ( $\pm 5^\circ$ ) выработок на шахтах, опасных по газу и пылю.

7.51. Количество налоченных канатных дорог устанавливается в зависимости от горно-геологических условий, в соответствии с объемом перевозок (материалы, оборудование, люди), количеством маршрутов и их протяженностью по методике, аналогичной методике определения количества монорельсовых подвесных дорог (см. п. 7.41).

7.52. Техническая характеристика налоченной канатной дороги ИБДКН приведена ниже.

#### Техническая характеристика налоченной дороги ИБДКН

Основное назначение . . . . .	Транспортирование грузов и людей
Наибольшая длина транспортирования, м . . . . .	1500
Наибольший угол наклона выработки, град. . . . .	5
Наибольшая масса транспортируемого груза, т . . . . .	15
Скорость транспортирования, м/с . . . . .	0,25-1,85
Тяговое усилие, кгс:	
при 2,5 витках трения . . . . .	2720
при 3,5 витках трения . . . . .	3200
Диаметр тягового каната, мм . . . . .	15
Мощность электродвигателя, кВт . . . . .	45
Количество тормозов, шт. . . . .	• 2
Способ натяжения тягового каната . . . . .	Грузовой
Вагонетка буксировочная . . . . .	С ловителем двустороннего действия
Запас тягового каната, м . . . . .	1800
Ширина колеи из рельса Р24, мм . . . . .	900
Масса оборудования дороги длиной 1500 м, т . . . . .	18,6
Исполнение . . . . .	Взрывобезопасное

7.53. Выработка, предназначенная для работы канатной налоченной дороги, должна иметь в начале уширенную часть длиной 40 м и сечением не менее  $13,8 \text{ м}^2$ . На этом участке монтируется привод с натяжным устройством, стрелочный перевод с ответвлением рельсового пути (размножка) и тупиковый участок рельсового пути для размещения буксировочной вагонетки. Уширенная часть выработки должна выполняться с уклоном не более 0,006.



КРИВЫЕ ЗАВИСИМОСТИ ДЛИНЫ КОНВЕЙЕРОВ ОТ УГЛА НАКЛОНА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

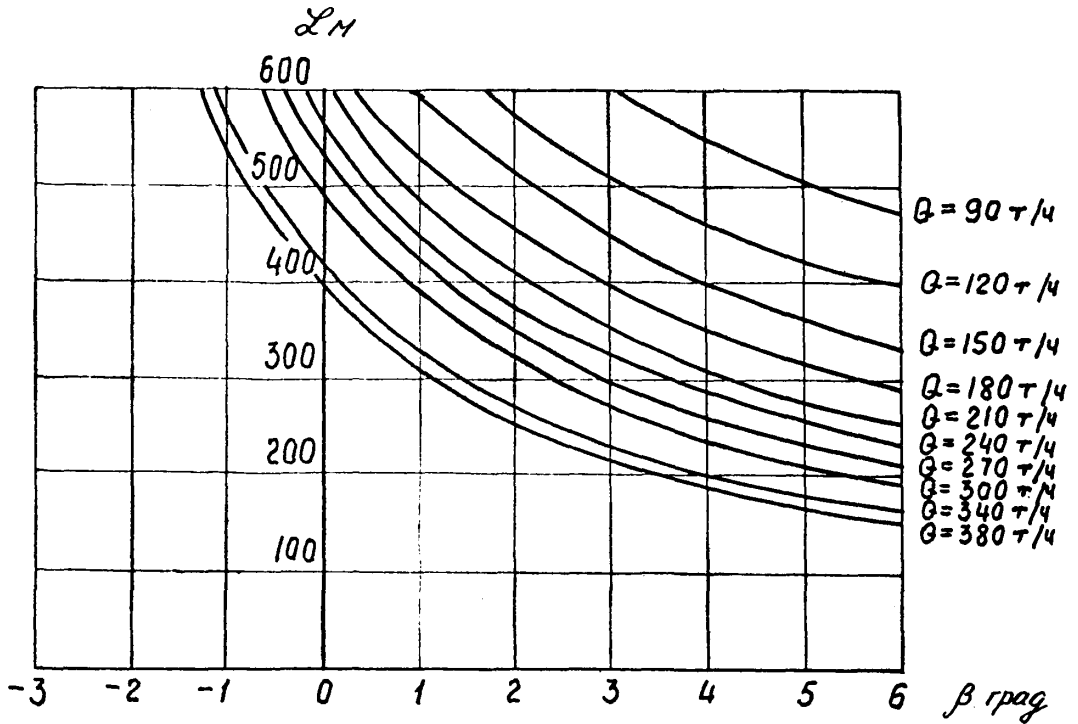


Рис. I. Зависимость длины  $L$  конвейера КЛ-150А2 от угла наклона  $\beta$  и производительности  $Q$  :

$Q = 90-300$  т/ч при  $v = 1,6$  м/с;  $Q = 340-380$  т/ч при  $v = 2,0$  м/с

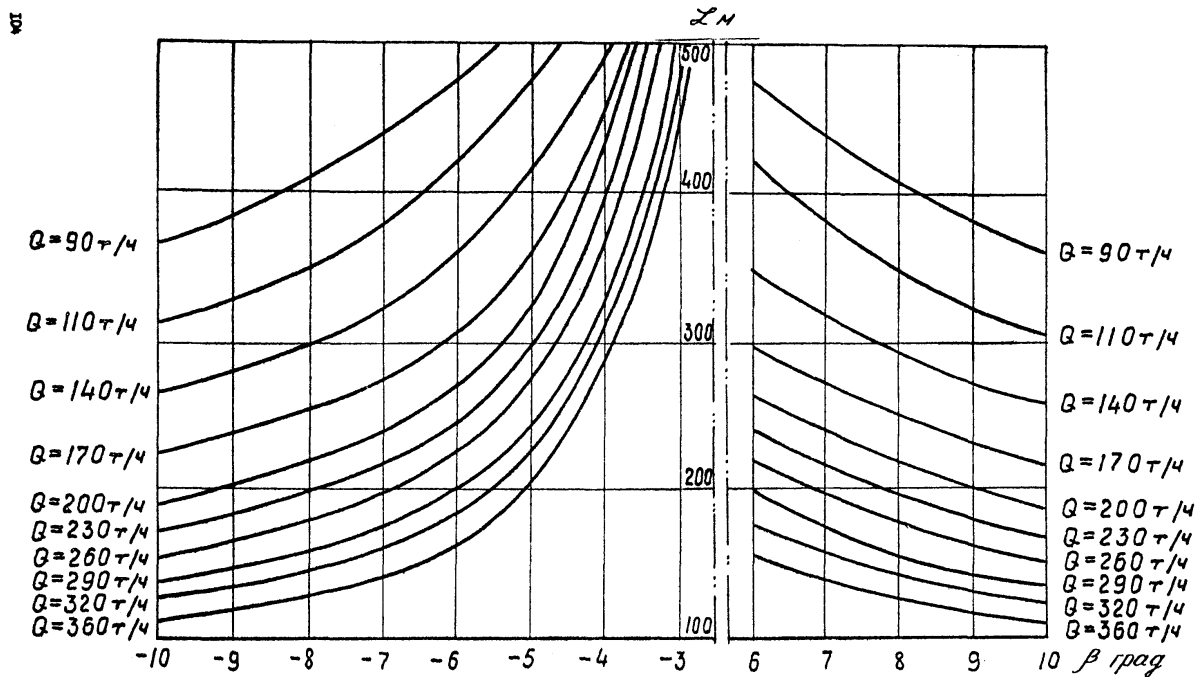


Рис. 2. Зависимость длины конвейера КЖ-150V2 от угла наклона и производительности

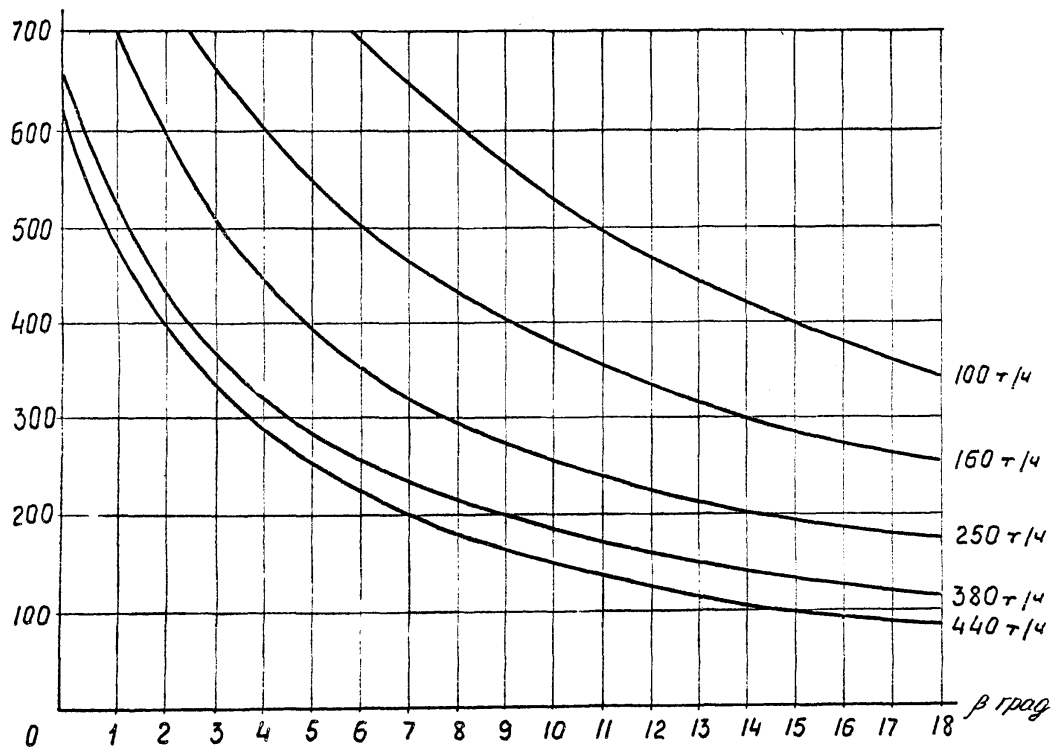


Рис. 3. Зависимость длины конвейера КЛА-250 от угла наклона и производительности

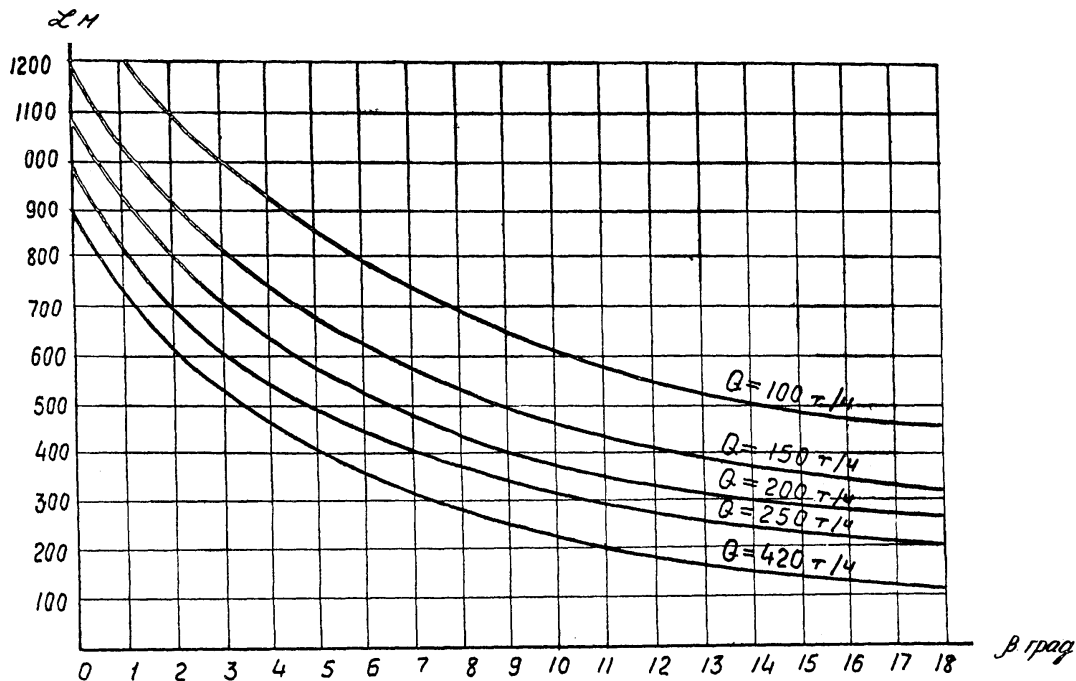


Рис. 4. Зависимость длины конвейера КЛ-1 от угла наклона и производительности



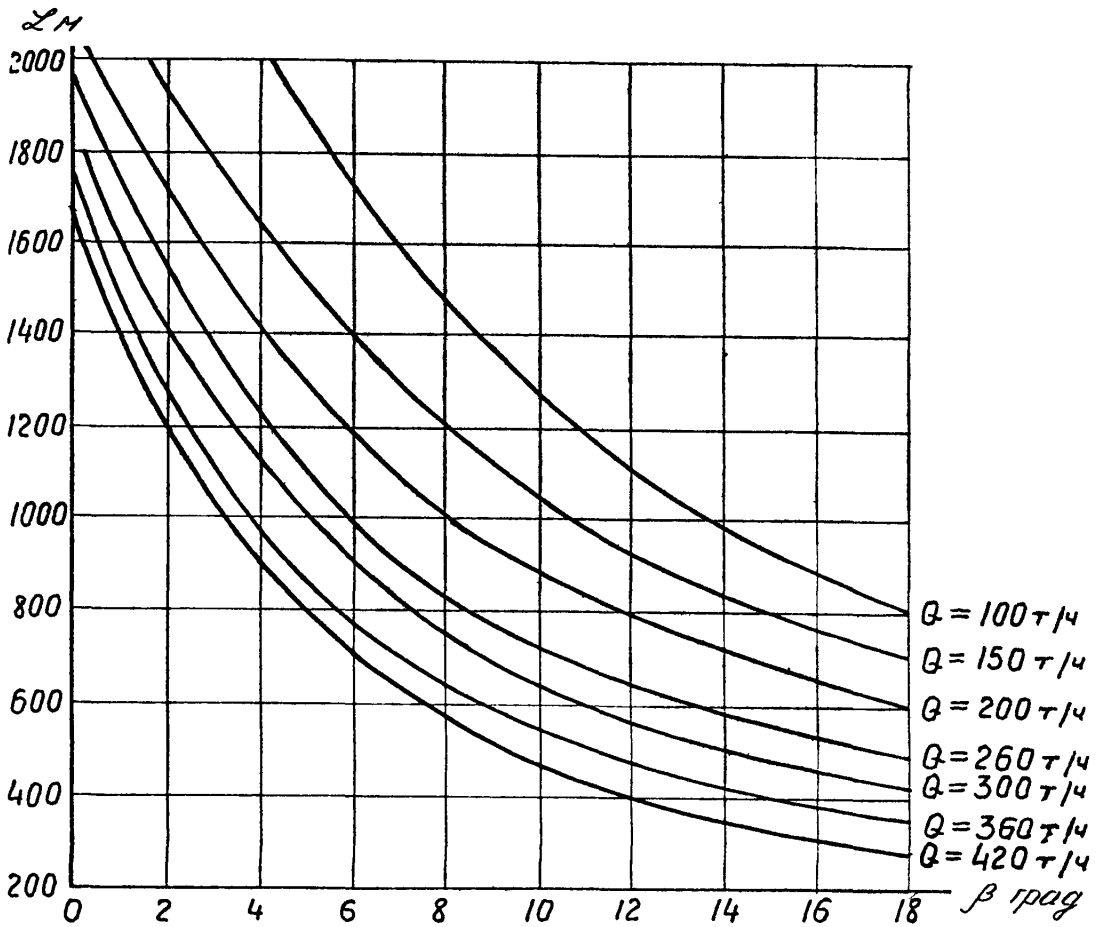


Рис. 5. Зависимость длины конвейера КРУ-260 от угла наклона и производительности

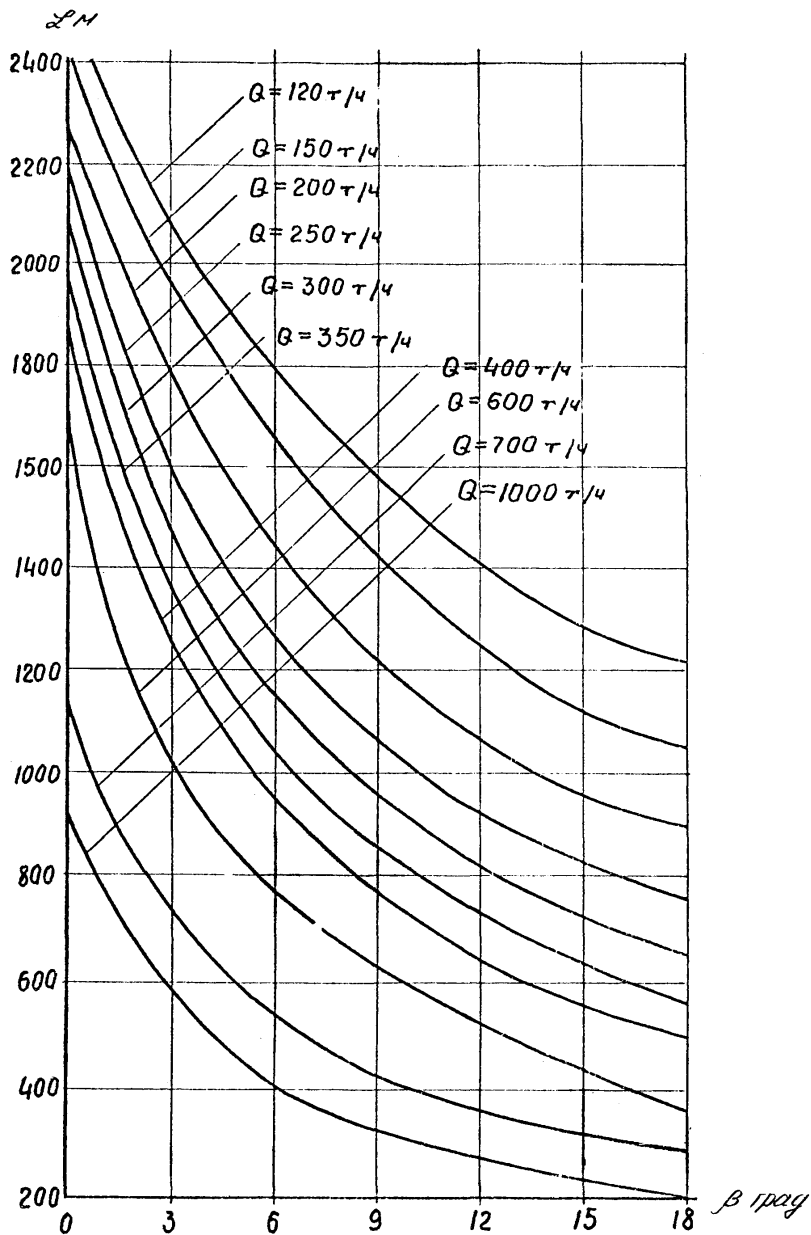


Рис. 6. Зависимость длины конвейера КРУ-350 от угла наклона и производительности

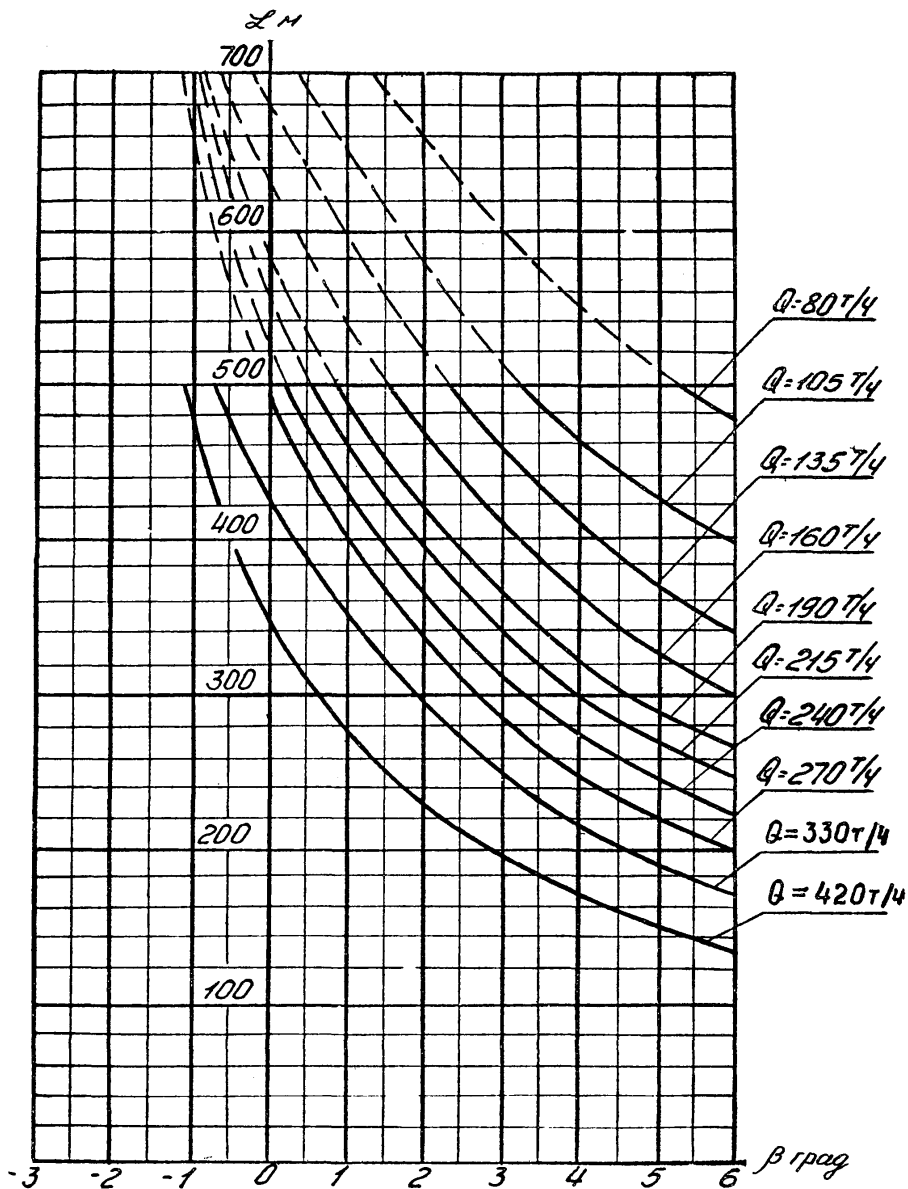


Рис. 7. Зависимость длины конвейеров ЛШ80 и ЛТ80 от угла наклона и производительности:

$Q = 80-330$  т/ч при  $V = 1,6$  м/с;  $Q = 420$  т/ч при  $V = 2$  м/с; мощность привода  $P = 40$  кВт

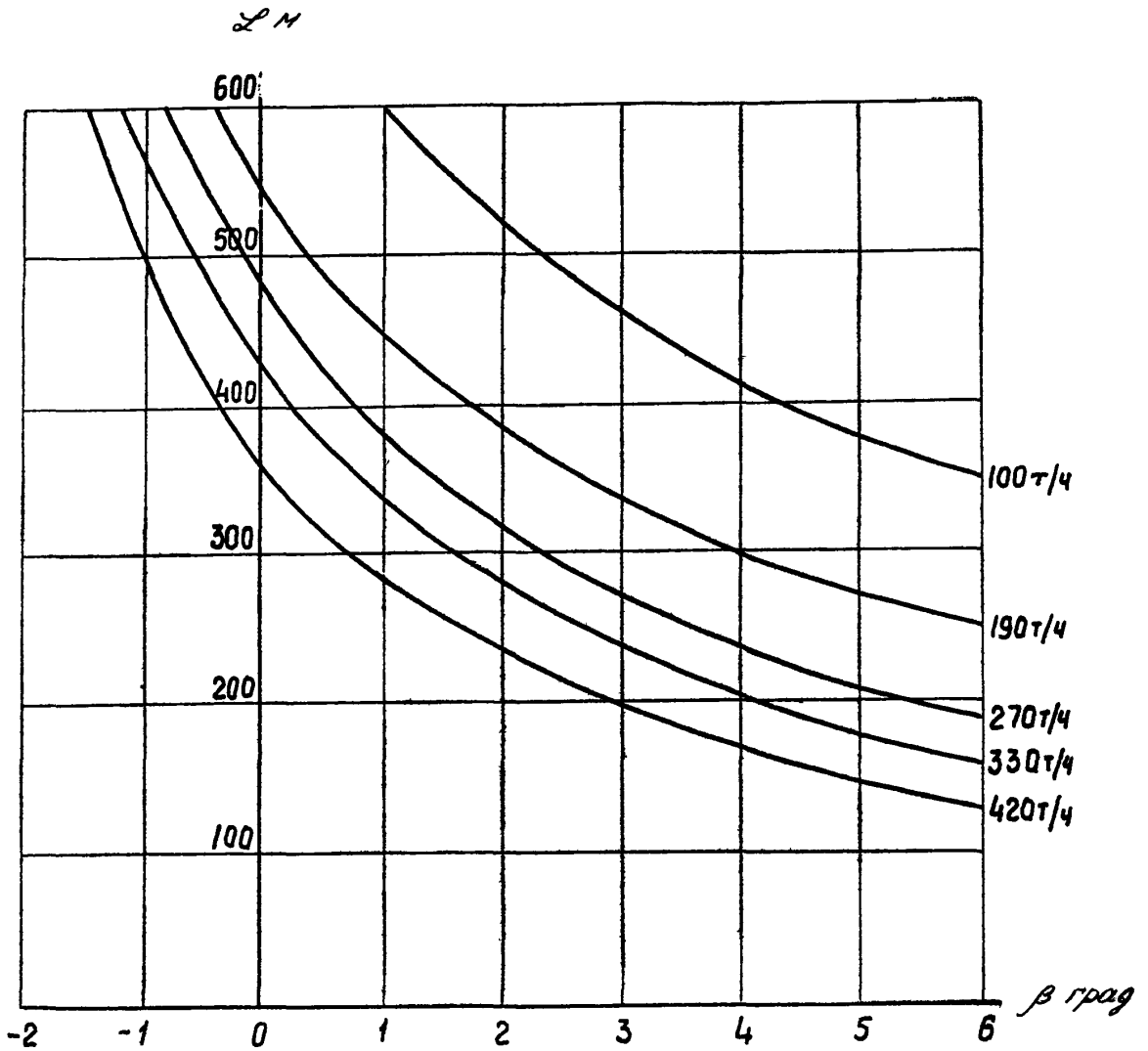


Рис. 8. Зависимость длины конвейеров ЛЛ80 и ЛЛТ80 от угла наклона и производительности при  $V = 2$  м/с и  $P = 40$  кВт

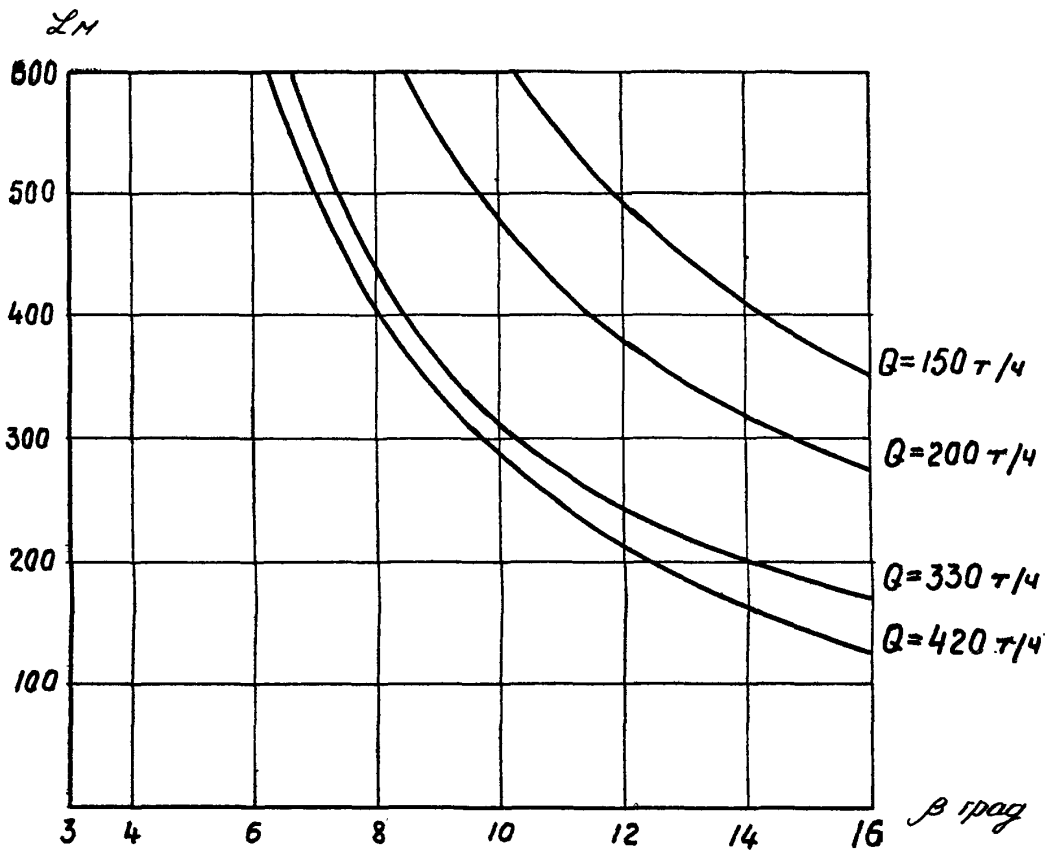


Рис. 9. Зависимость длины конвейера ЛПБ-80 от угла наклона и производительности:

$Q = 150-330$  т/ч при  $V = 1,6$  и  $2,0$  м/с;  $Q = 420$  т/ч при  $V = 2,0$  м/с

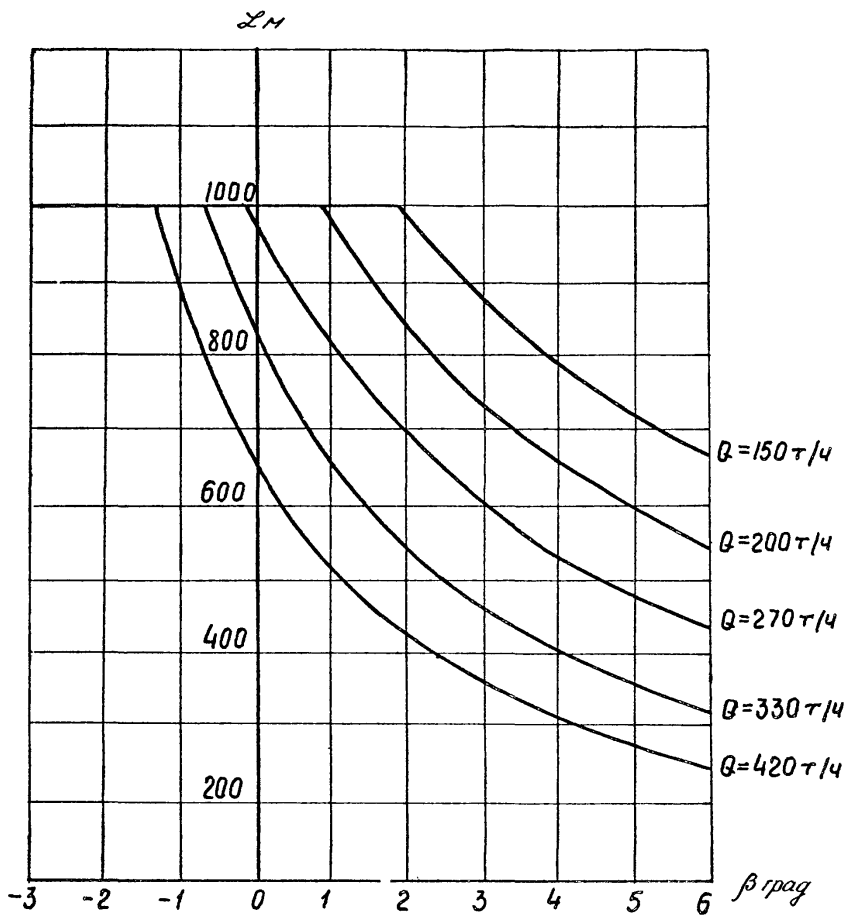


Рис. 10. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности:

$Q = 150-330$  т/ч при  $V = 1,6$  м/с;  $Q = 420$  т/ч при  $V = 2,0$  м/с;  $D = 80$  кВт

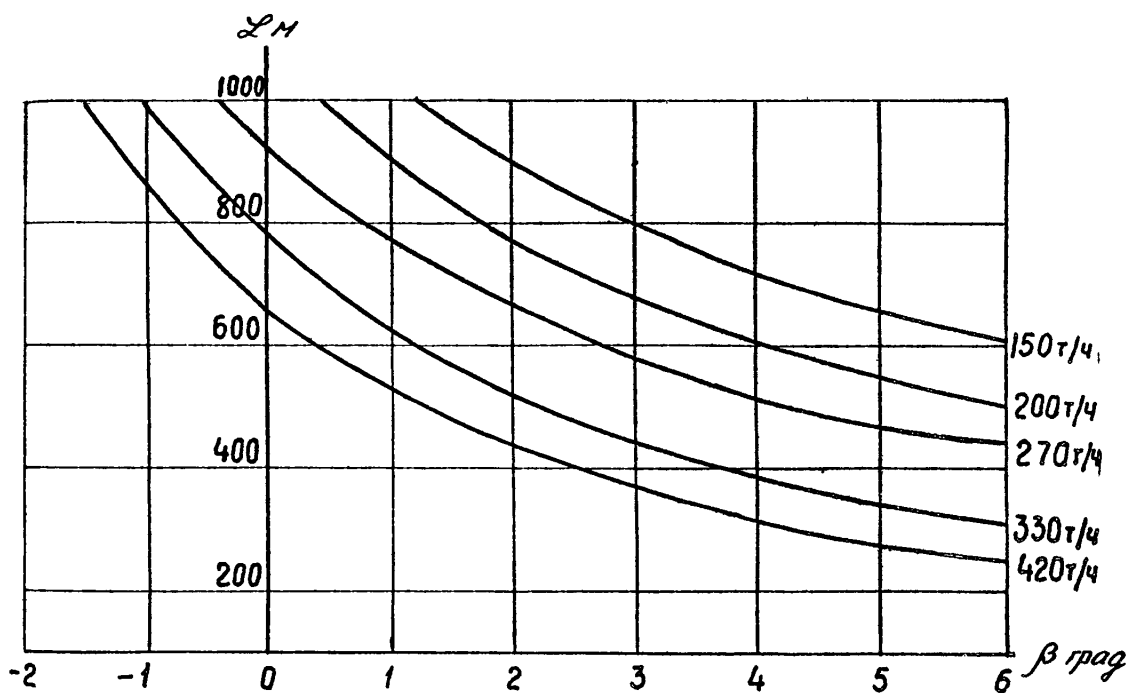


Рис. II. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности при  $v = 2,0$  м/с и  $P = 80$  кВт

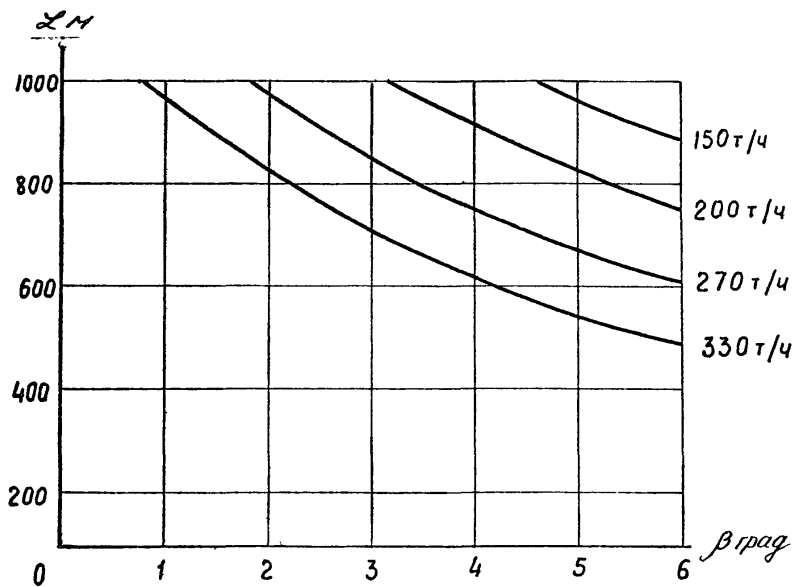


Рис. 12. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности при  $v = 1,6$  м/с и  $P = 110$  кВт



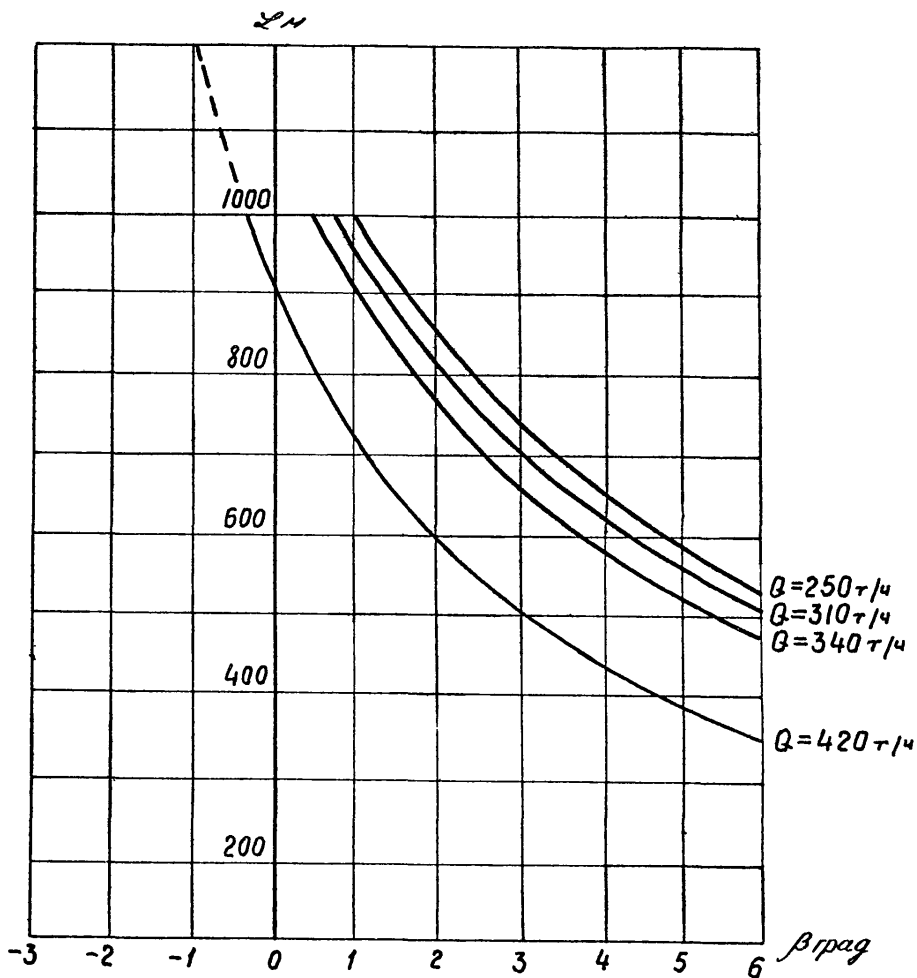


Рис. 13. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности при  $V = 2,0$  м/с и  $P = 110$  кВт

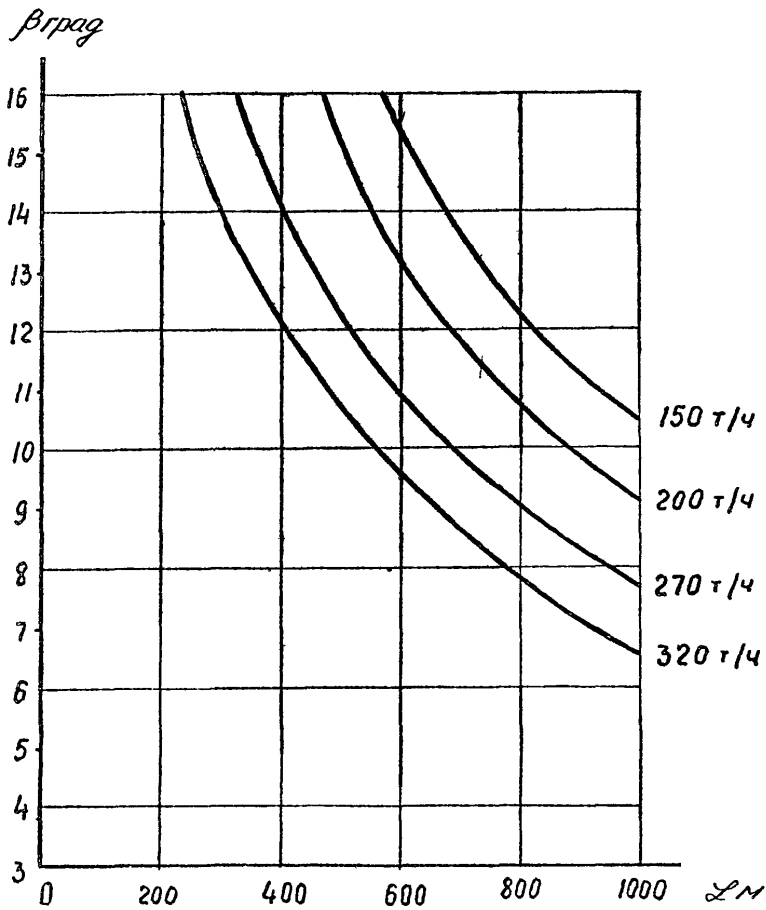


Рис. 14. Зависимость длины конвейера 2ЛБ30 от угла наклона и производительности при  $V = 1,6$  м/с и  $D = 110$  кВт

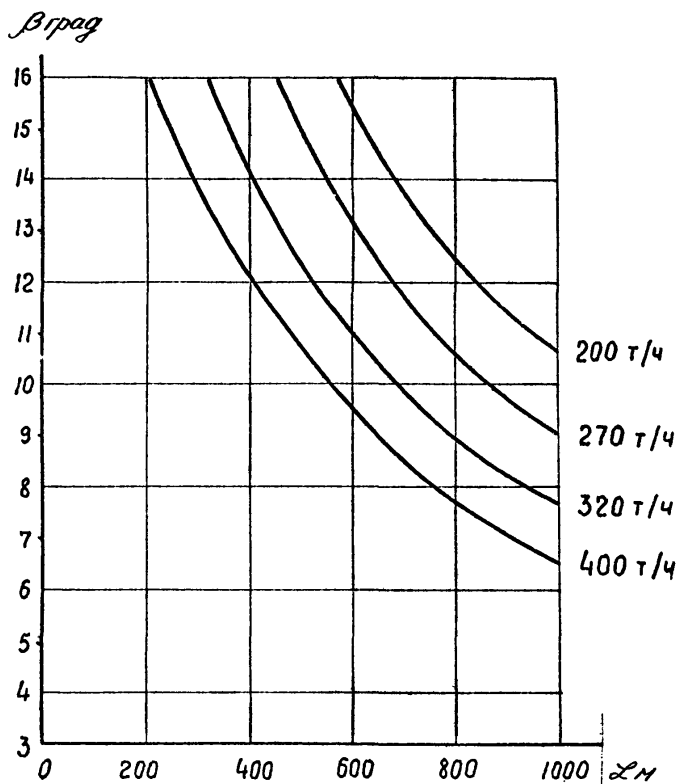


Рис. 15. Зависимость длины конвейера 2ЛБ80 от угла наклона и производительности при  $V = 2,0$  м/с и  $P = 110$  кВт

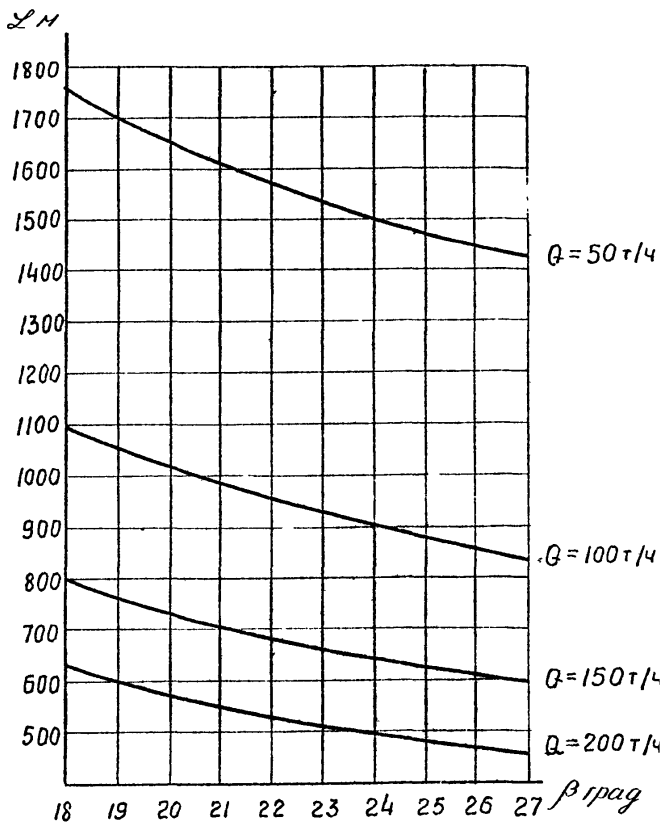


Рис. 16. Зависимость длины конвейера ЗЛН80 от угла наклона и производительности

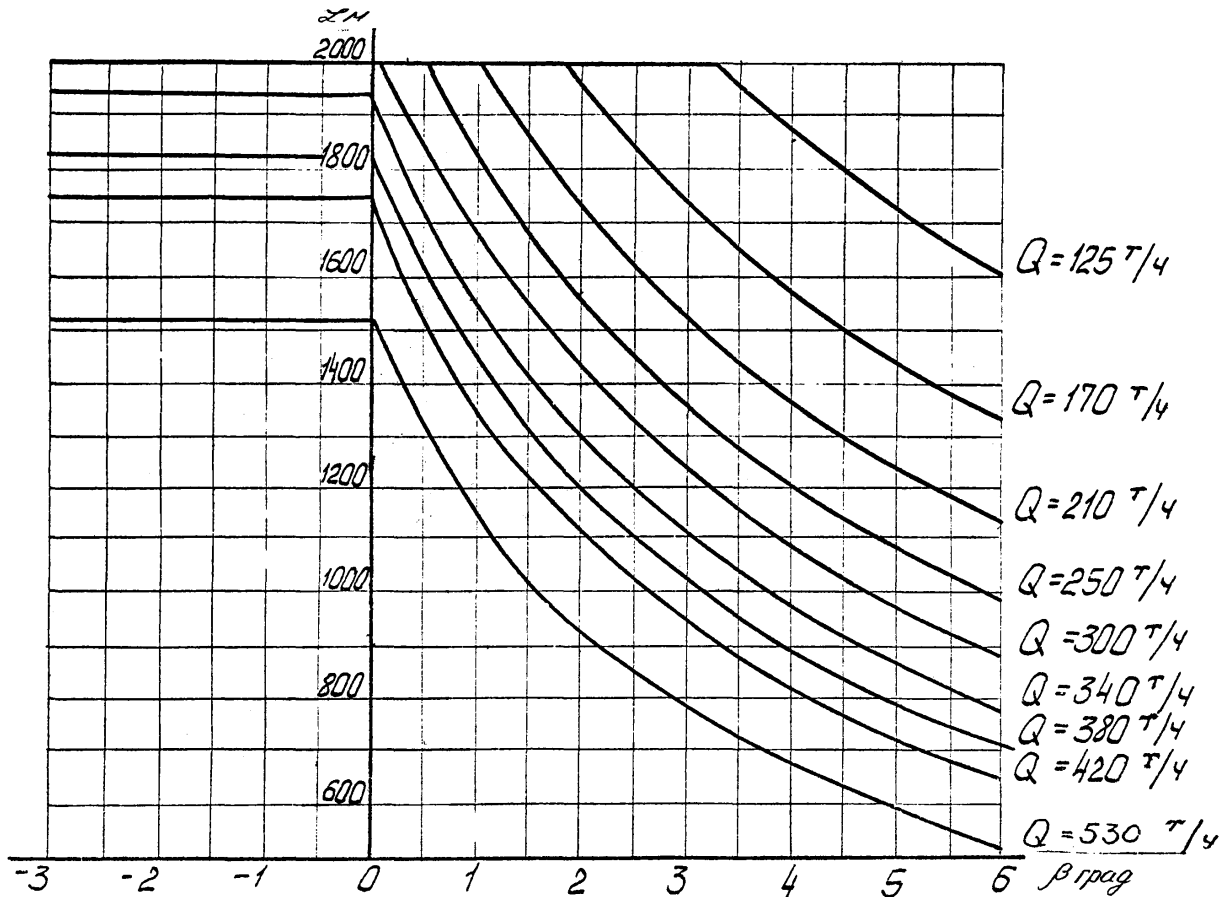


Рис. 17. Зависимость длины конвейера ЛЛ100 от угла наклона и производительности

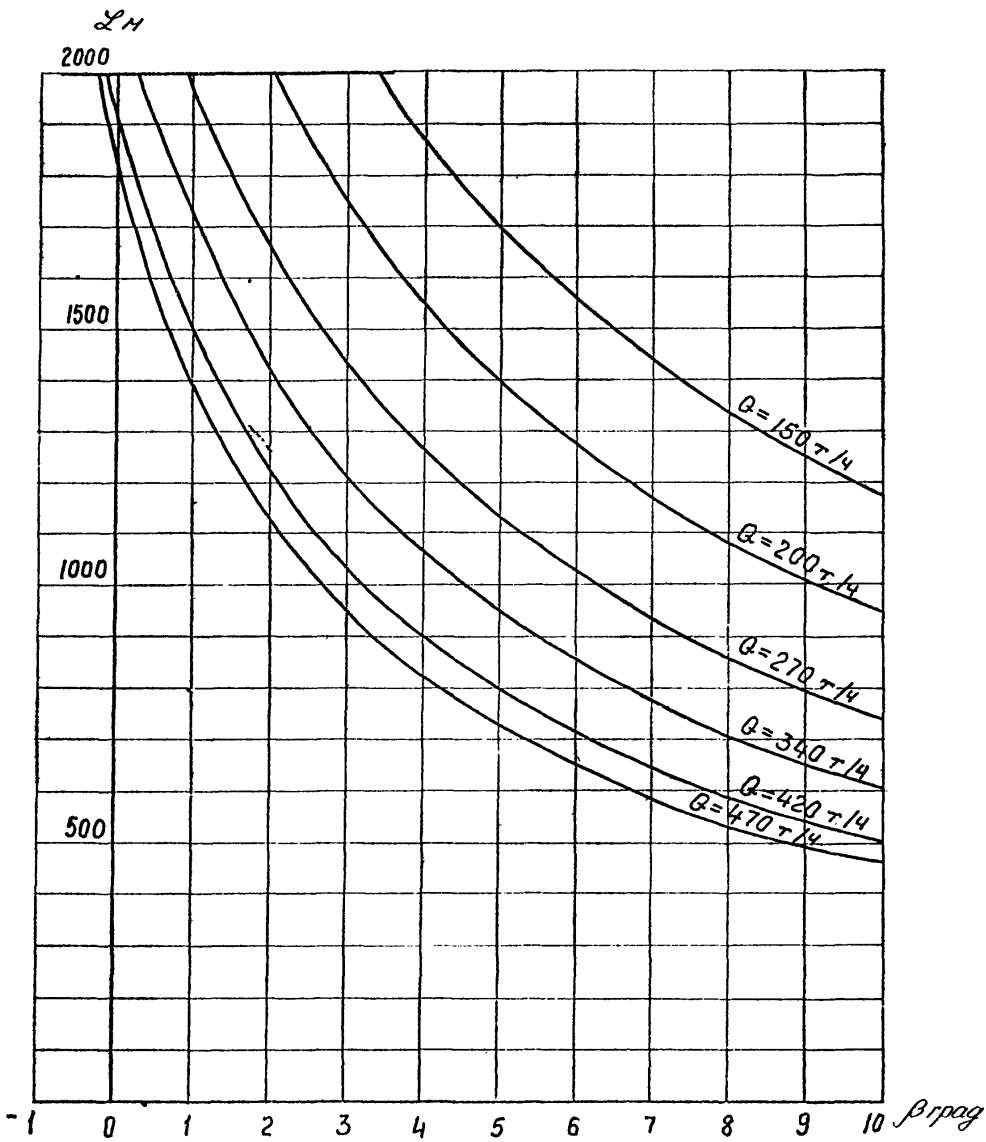


Рис. 18. Зависимость длины конвейера ИЛТ100 от угла наклона и производительности при  $V = 1,6 \text{ м/с}$  и  $\rho = 200 \text{ кВт}$

ЛН

2000

1500

1000

500

0

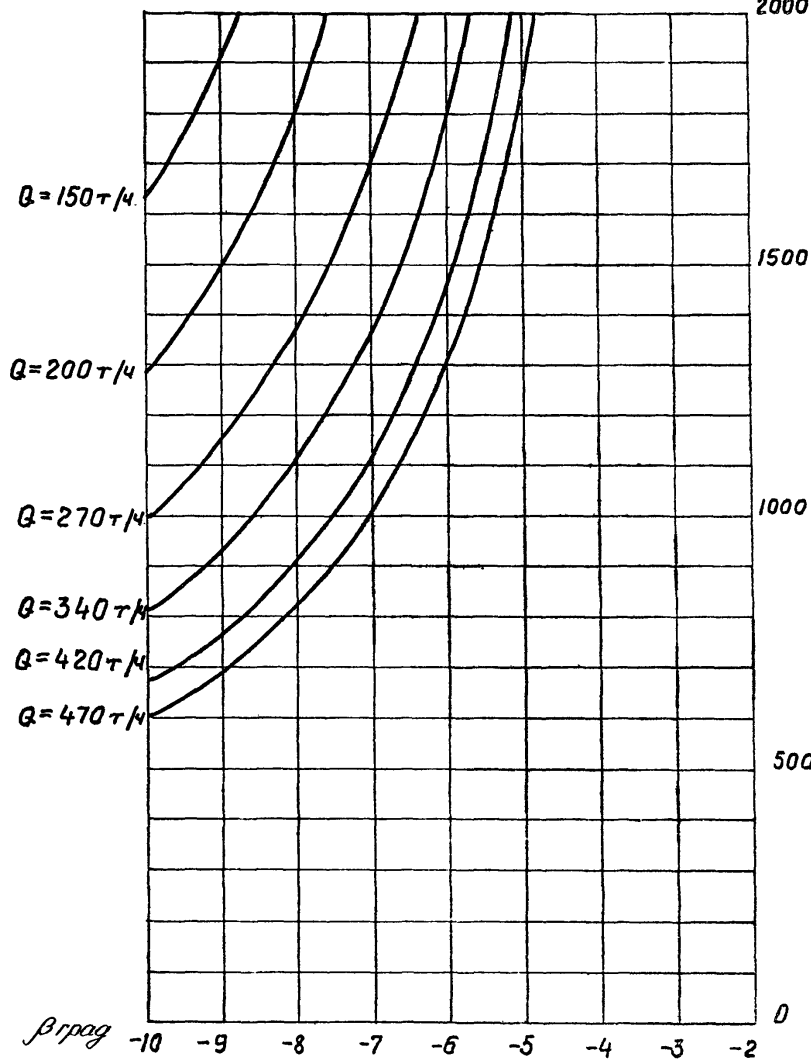


Рис. 19. Зависимость длины конвейера ЛНТ100 от угла наклона и производительности при  $V = 1,6$  м/с и  $\rho = 200$  кВт

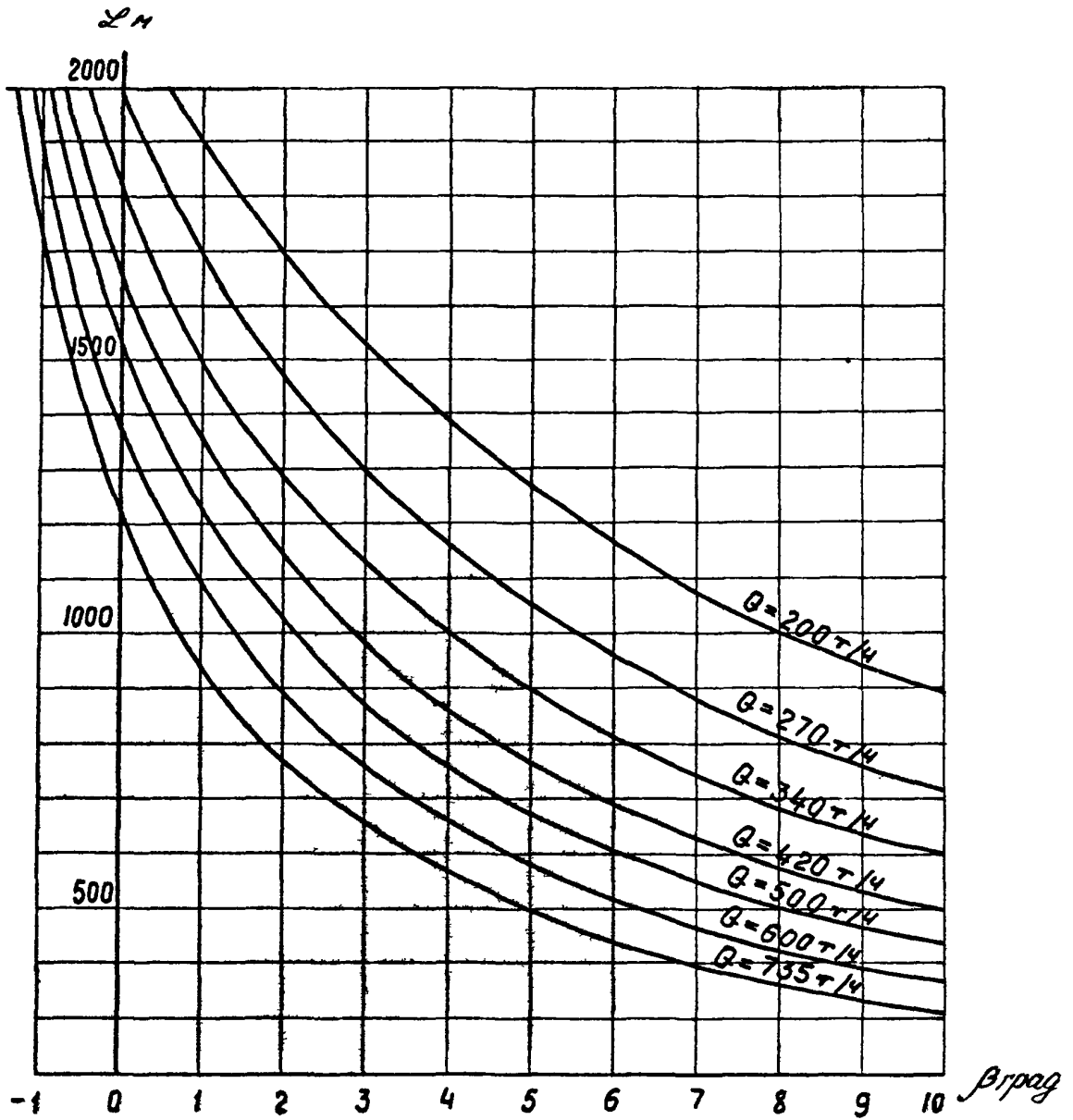


Рис. 20. Зависимость длины конвейера ЛТ100 от угла наклона и производительности при  $V = 2,5$  м/с и  $P = 200$  кВт



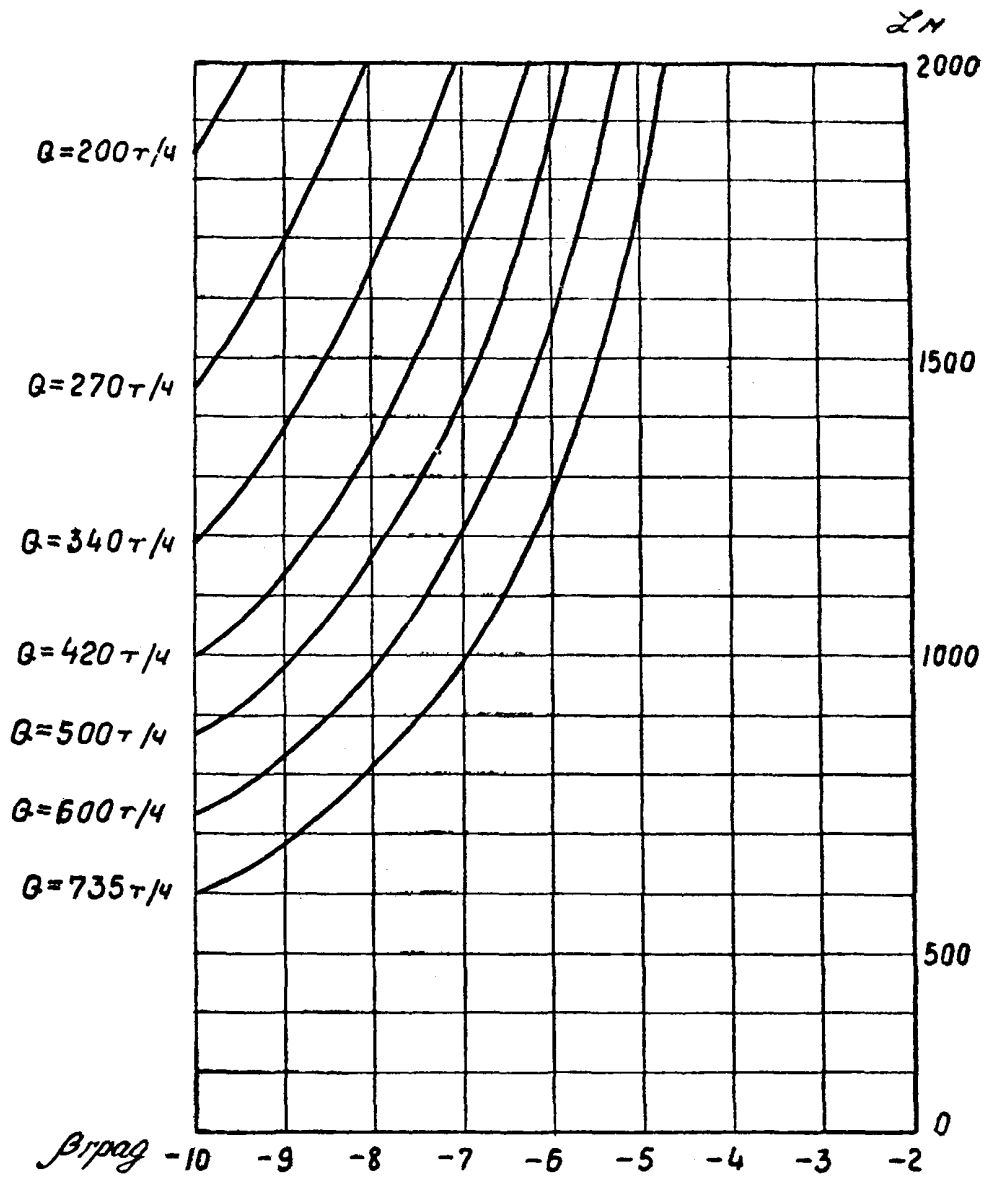


Рис. 21. Зависимость длины конвейера ИЛТ100 от угла наклона и производительности при  $V = 2,5$  м/с и  $\rho = 200$  кВт

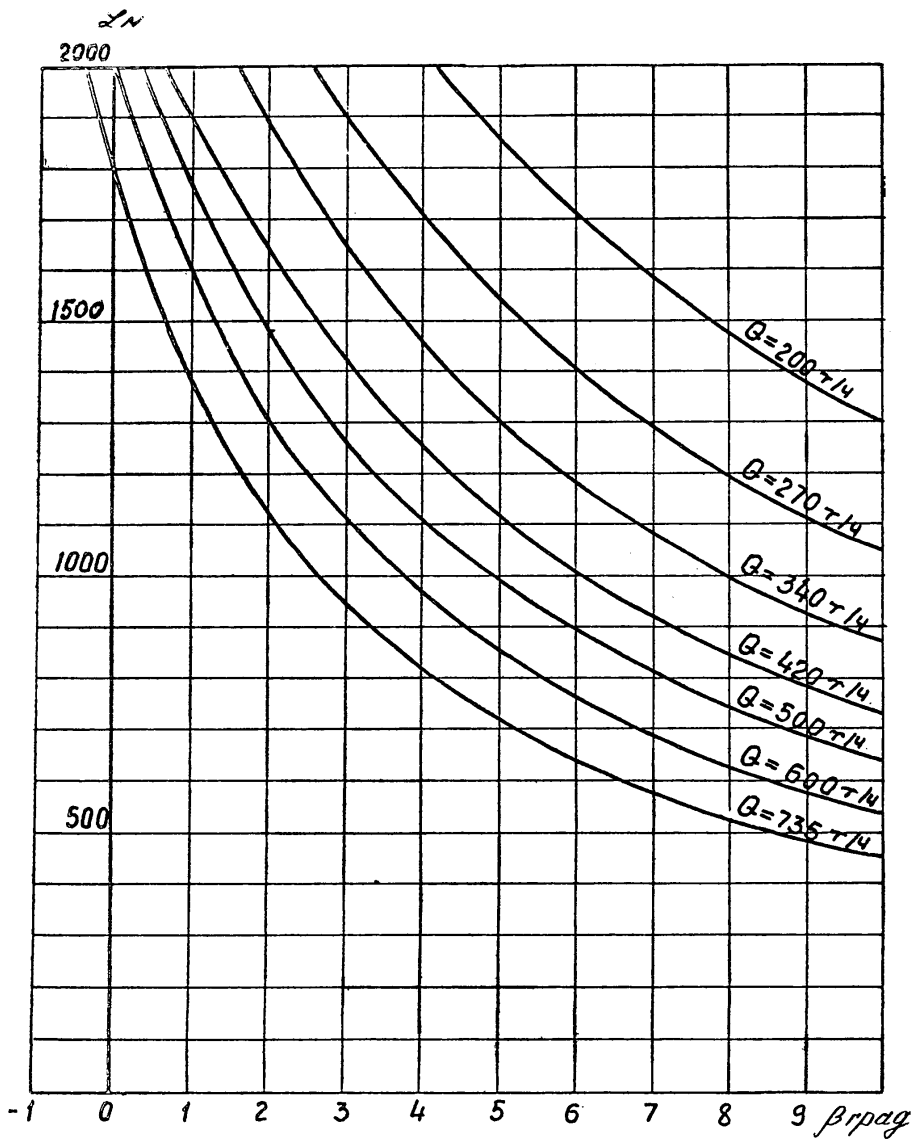


Рис. 22. Зависимость длины конвейера ИЛТ100 от угла наклона и производительности при  $V = 2,5 \text{ м/с}$  и  $P = 300 \text{ кВт}$

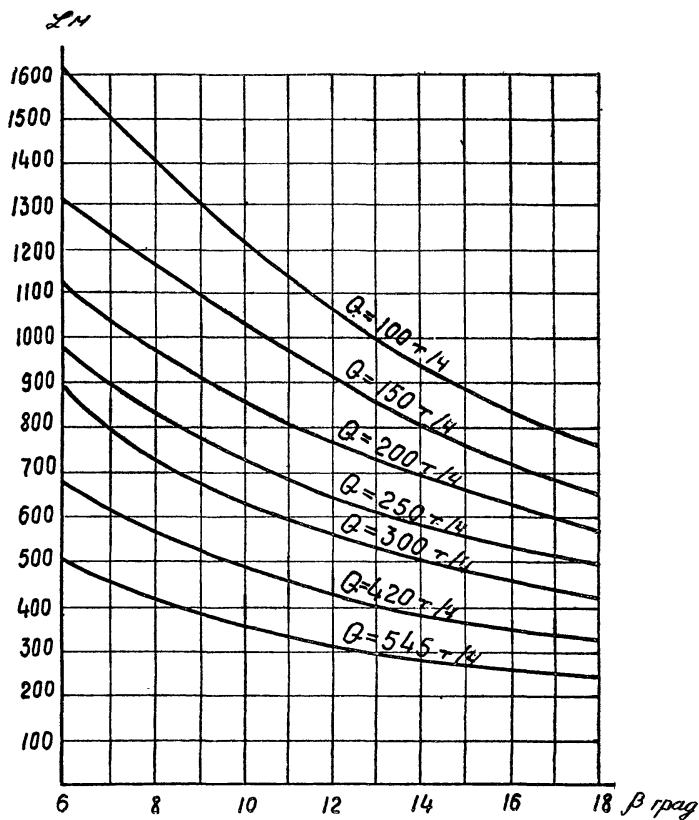


Рис. 23. Зависимость длины конвейера ЛЛУ100 от угла наклона и производительности (резинотросовая лента)

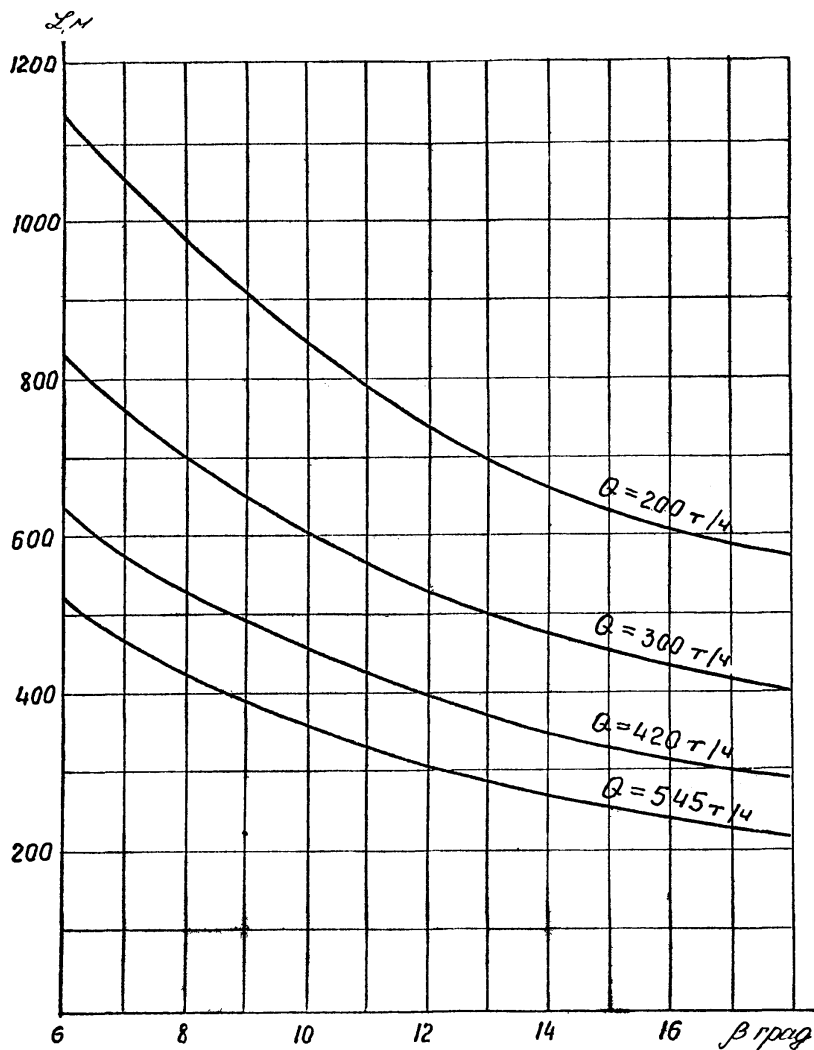


Рис. 24. Зависимость длины конвейера ИЛУ100 от угла наклона и производительности (резинотканевая лента)

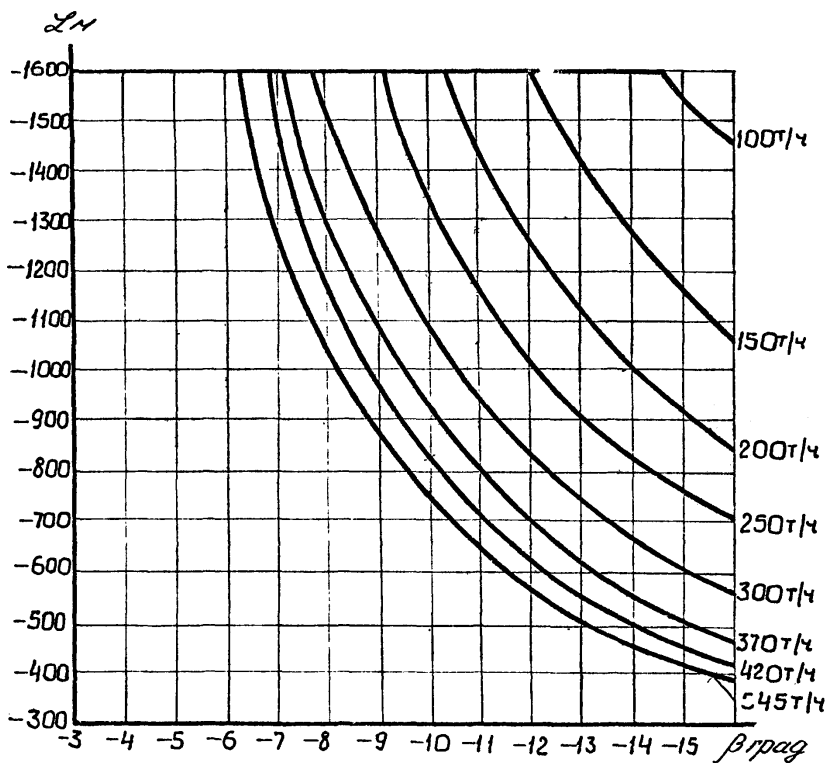


Рис. 25. Зависимость длины конвейера ЛБ100 от угла наклона и производительности

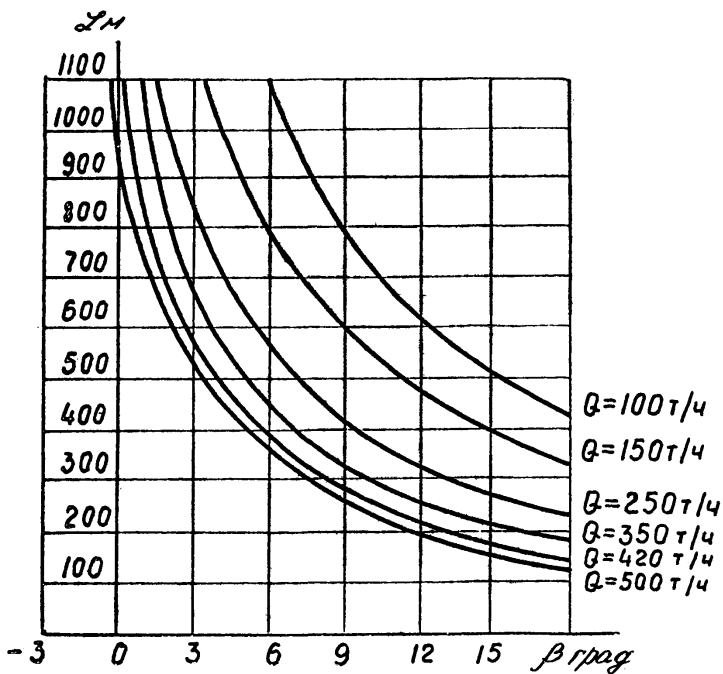


Рис. 26. Зависимость длины конвейера ЛПОК от угла наклона и производительности

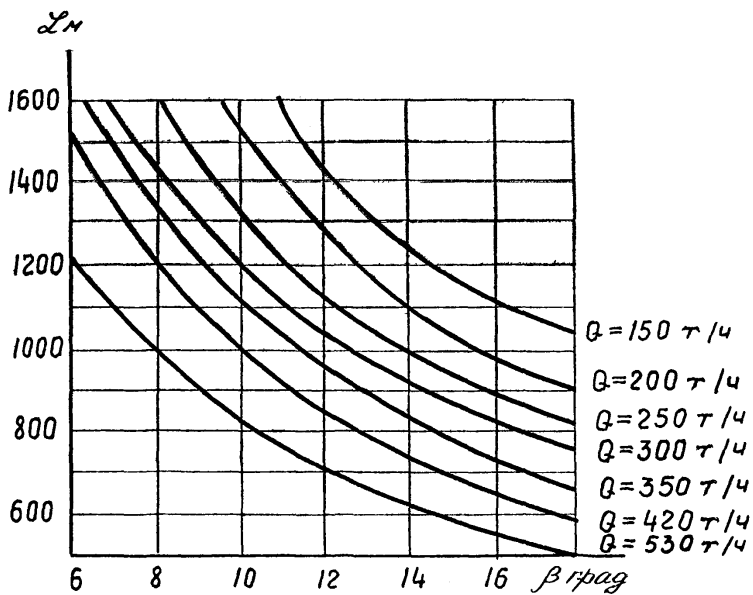


Рис. 27. Зависимость длины конвейера 2ЛЛ100 от угла наклона и производительности

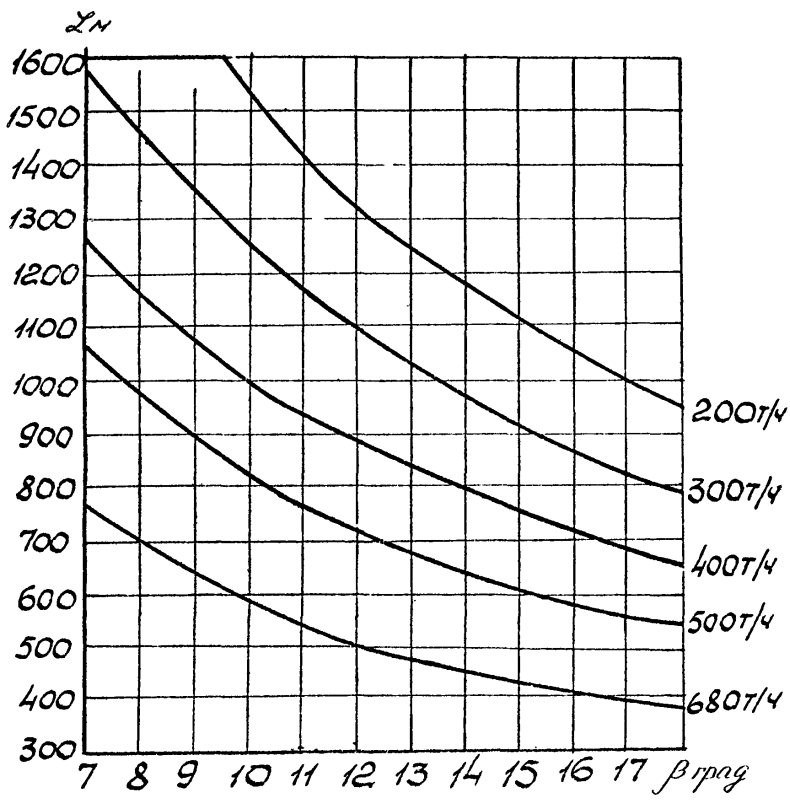


Рис. 28. Зависимость длины конвейера 2ЛУ100 от угла наклона и производительности



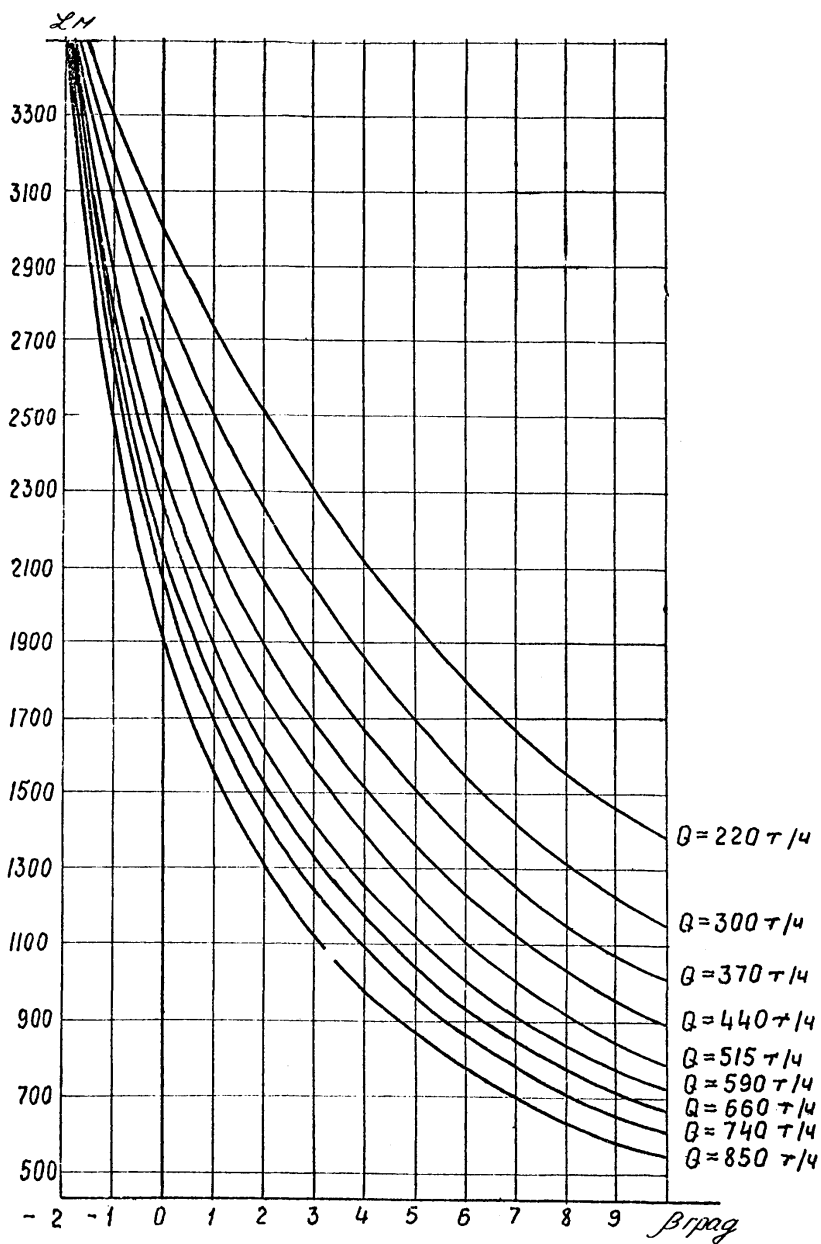


Рис. 29. Зависимость длины конвейера 2ЛТ100 от угла наклона и производительности

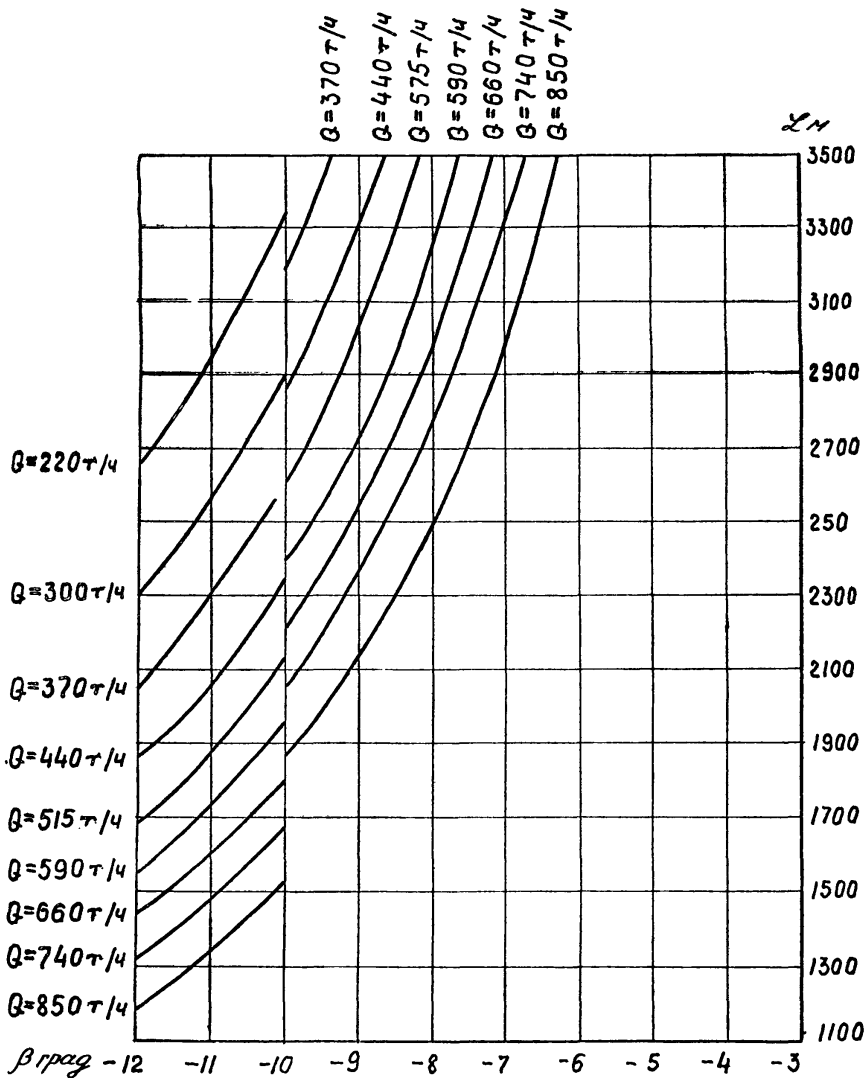


Рис. 30. Зависимость длины конвейера 2ЛТИ00 от угла наклона и производительности

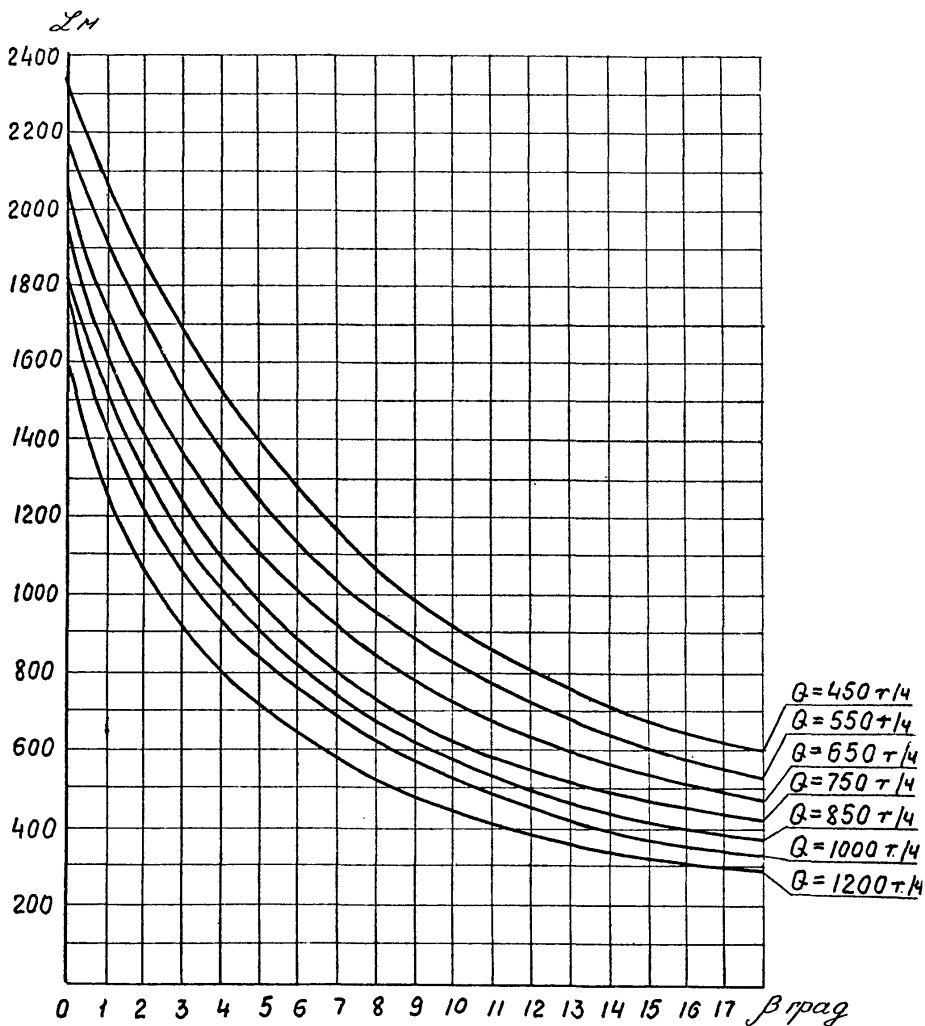


Рис. 31. Зависимость длины конвейера ЛЛУ120 от угла наклона и производительности

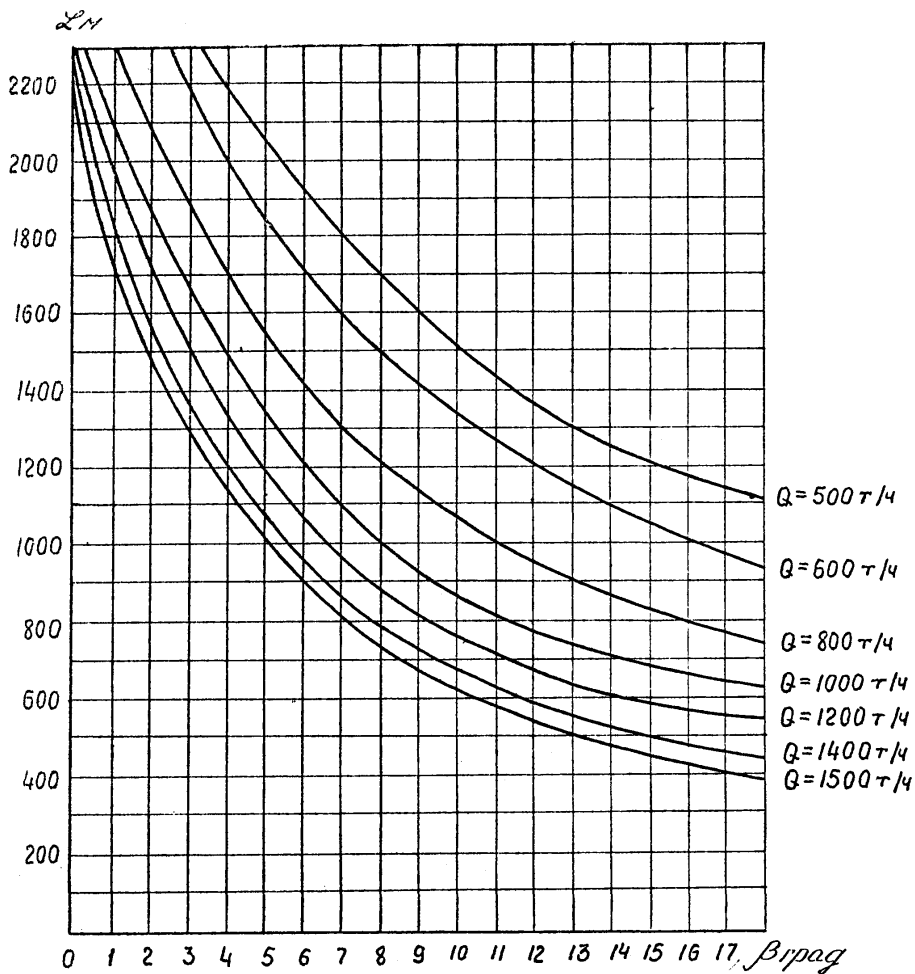


Рис. 32. Зависимость длины конвейеров 2ЛУ120А и 2ЛУ120В от угла наклона и производительности

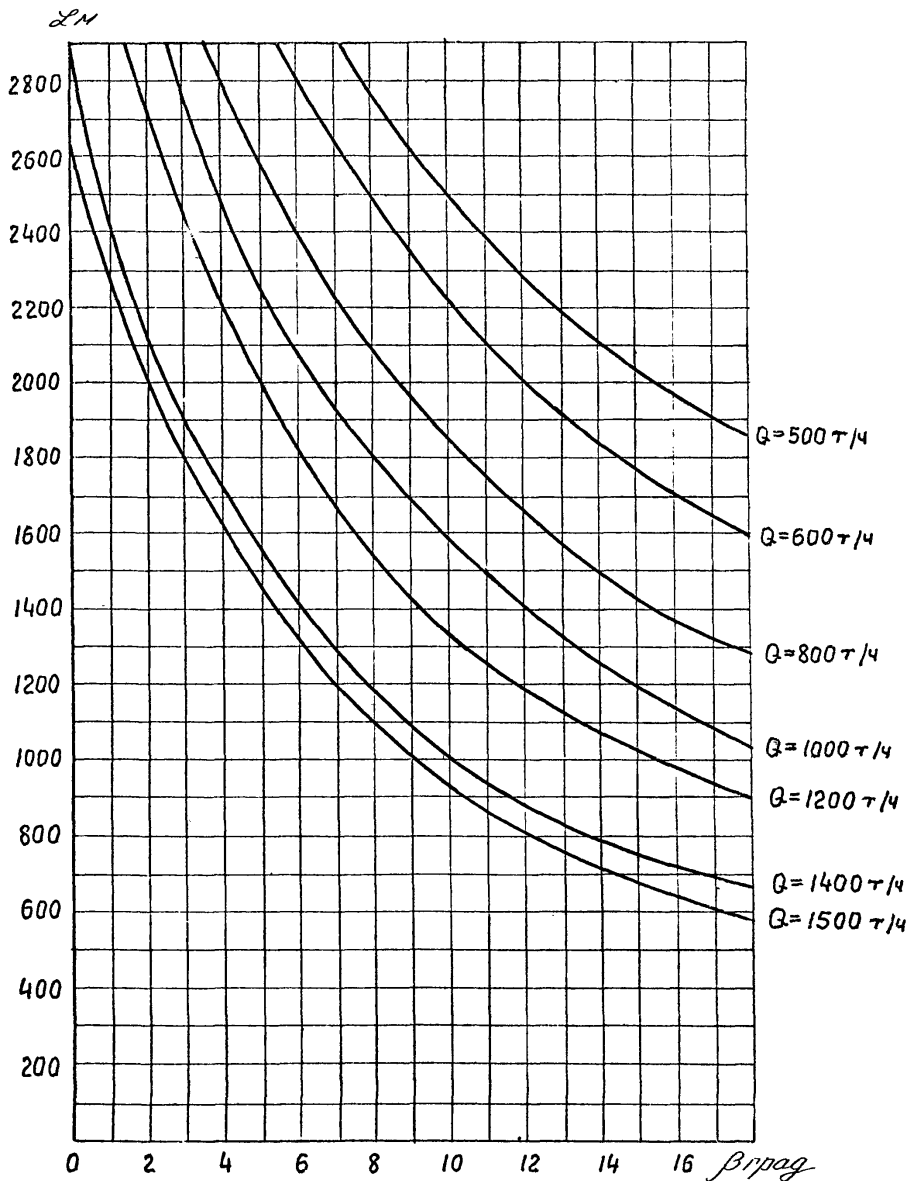


Рис. 33. Зависимость длины конвейера 2ЛУ120Б от угла наклона и производительности

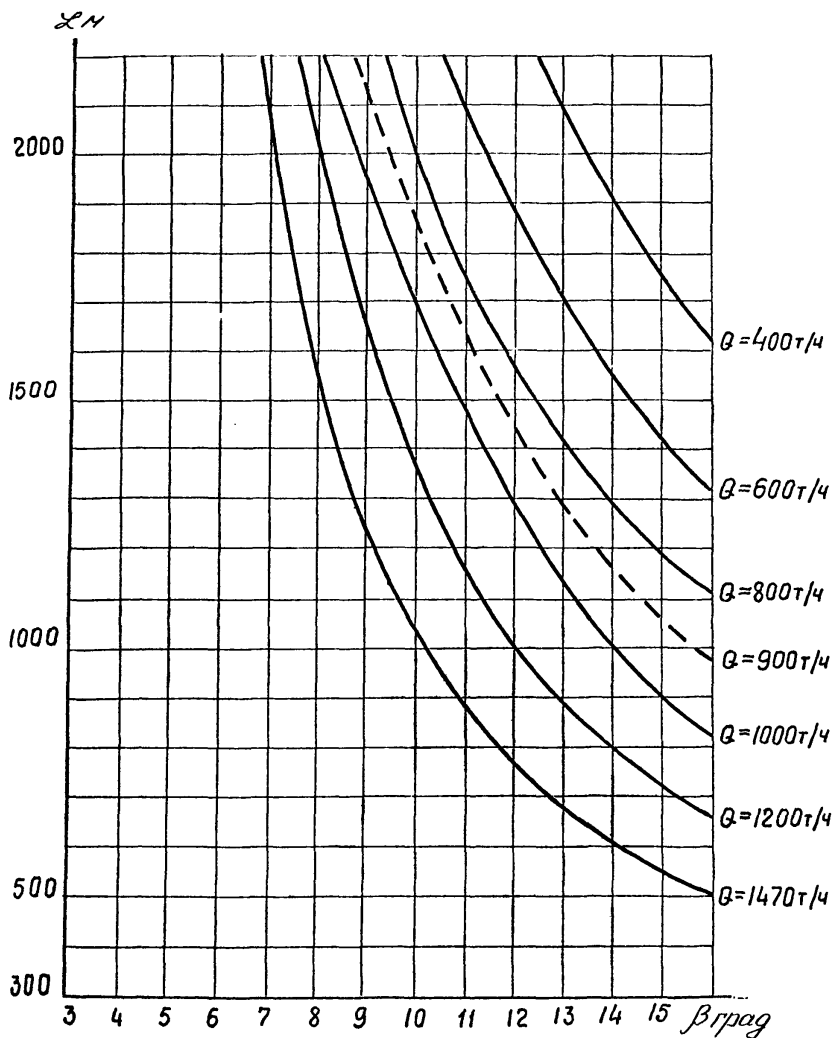


Рис. 34. Зависимость длины конвейера 2ЛБГ20 от угла наклона и производительности

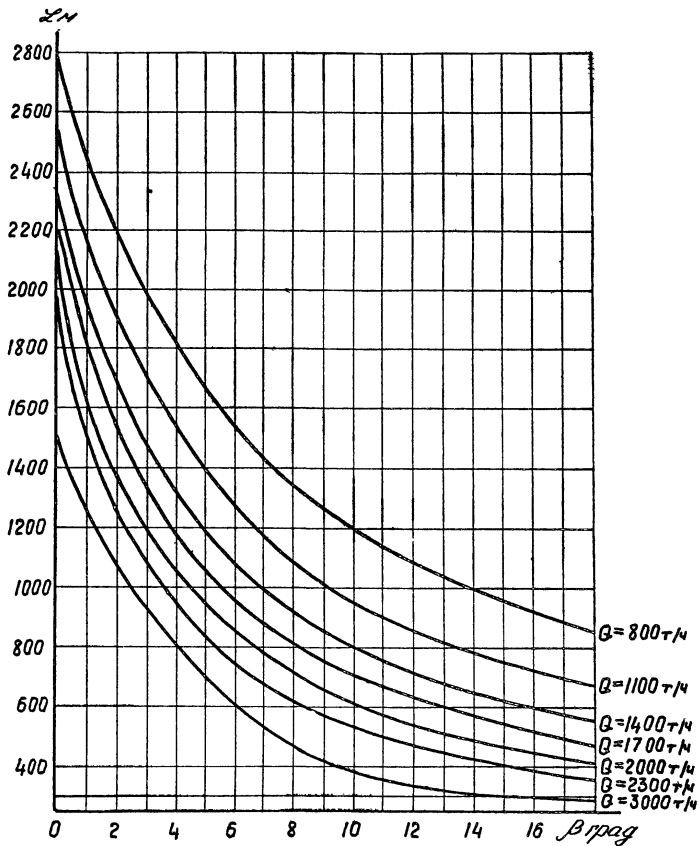


Рис. 35. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при  $\rho = 1000$  кВт

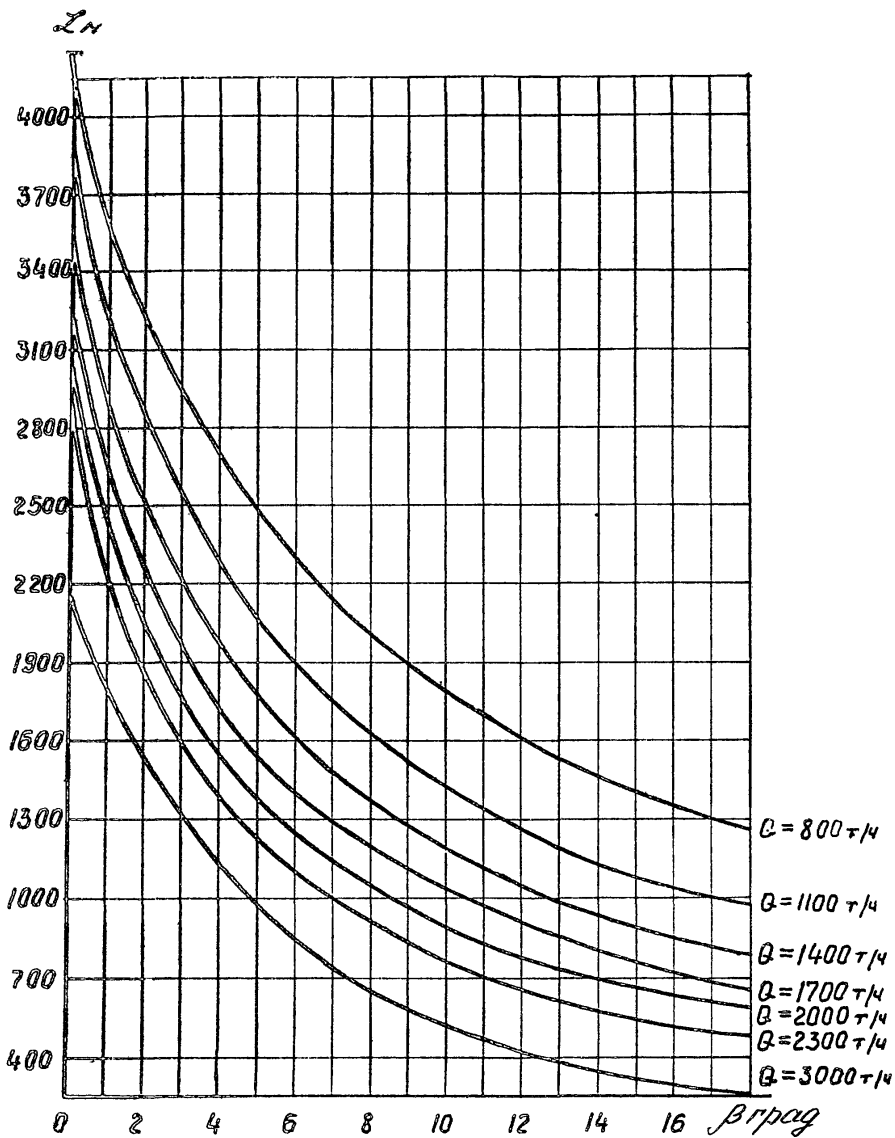


Рис. 36. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при  $\rho = 1500 \text{ кг}\tau$



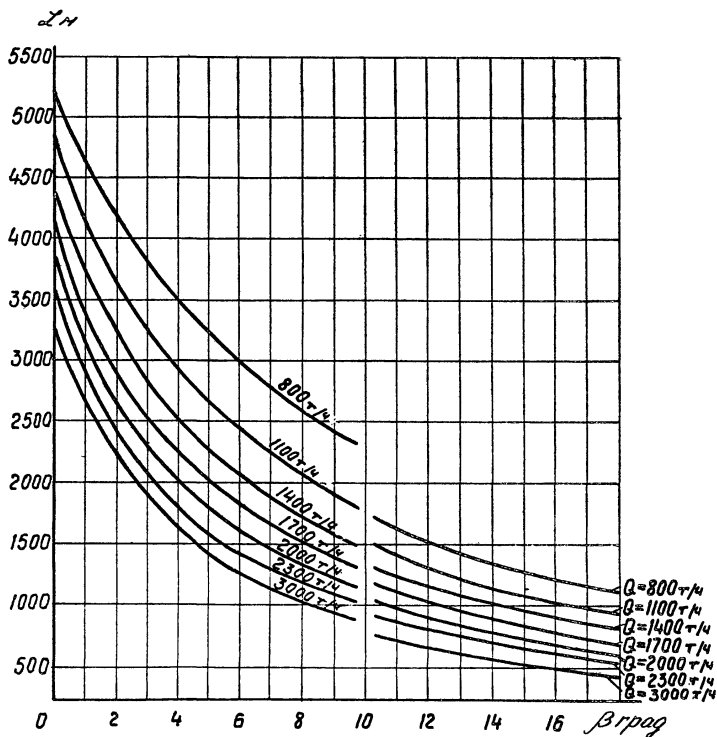
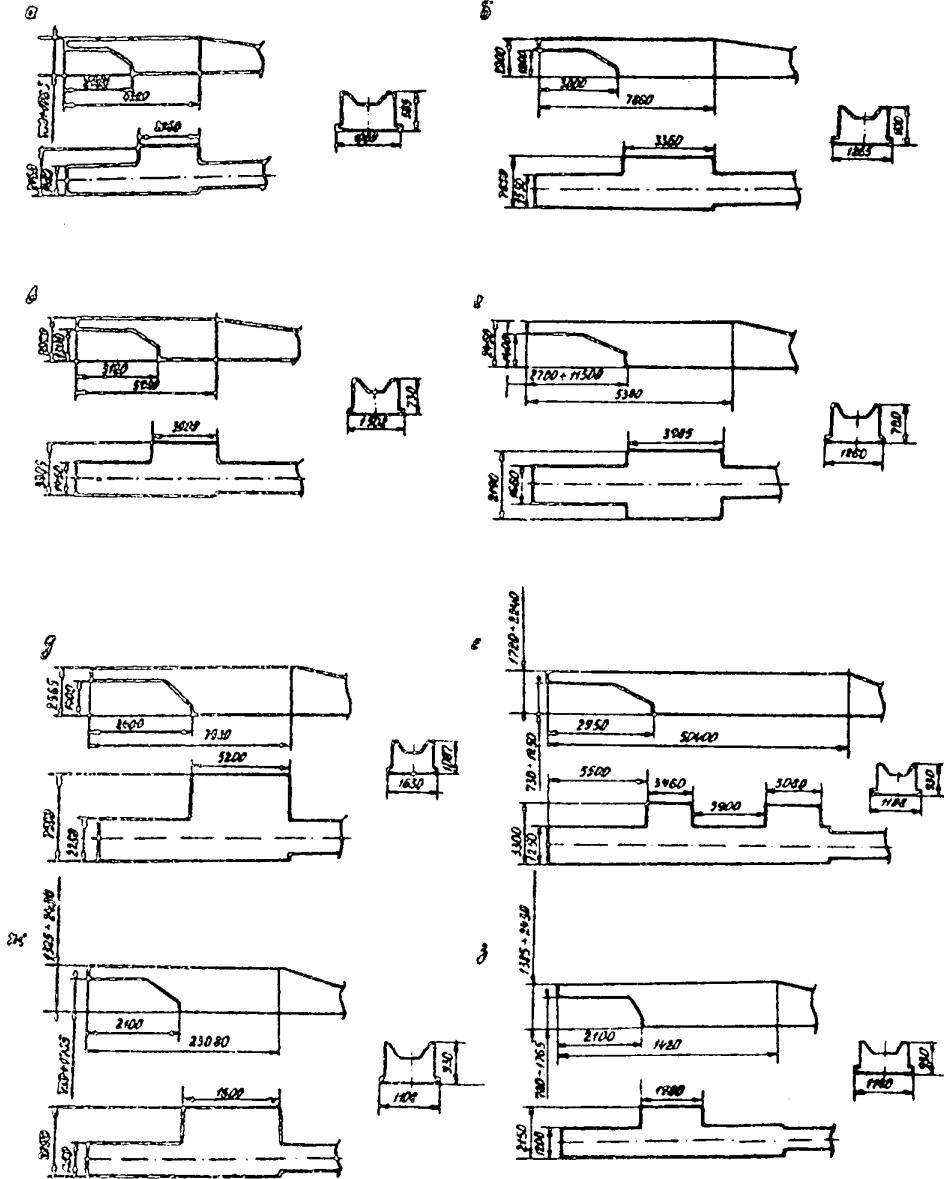
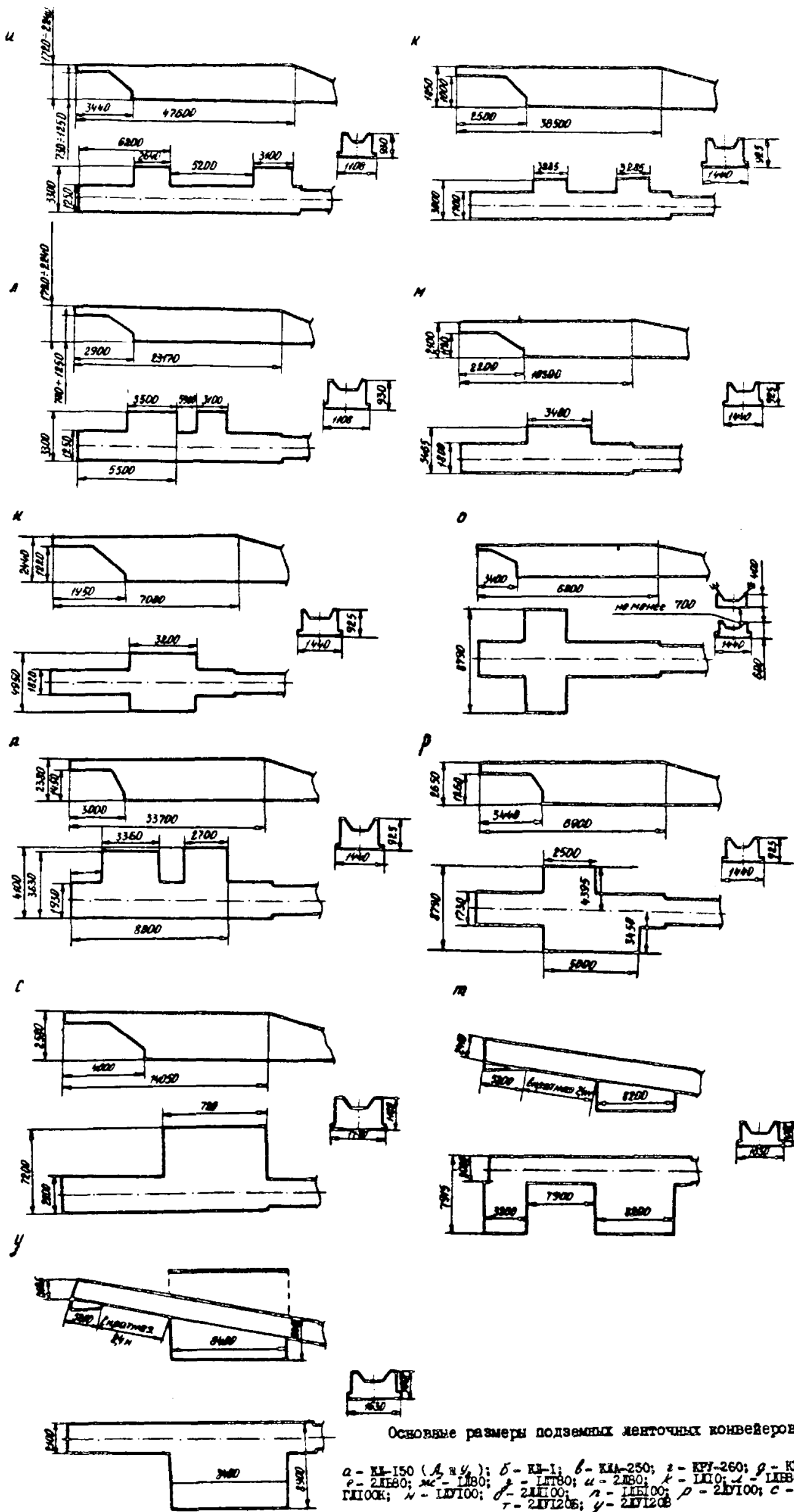


Рис. 37. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при  $P = 2000$  кВт

ОСНОВНЫЕ РАЗМЕРЫ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ





Основные размеры подземных ленточных конвейеров:

а - КЛ-150 (А, Б, Г); б - КЛ-1; в - КЛ-250; г - КЛ-260; д - КЛ-350;  
 е - 2ЛБ80; ж - ЛБ80; з - ЛТ80; и - 2ЛБ0; к - ЛЛ10; л - ЛБ80; м -  
 ЛЛ00К; н - ЛЛ100; о - 2ЛЛ100; п - ЛЛ100; р - 2ЛЛ100; с - ЛЛ120;  
 т - 2ЛЛ120Б; у - 2ЛЛ120Б

### НОМОГРАММЫ ДЛЯ РАСЧЕТОВ ЭЛЕКТРОВОЗНОЙ ОТКАТКИ

Номограммы позволяют существенно сократить время, затрачиваемое на выбор допустимой массы состава, определение расхода энергии и числа рейсов рудничного электровоза до полного разряда аккумуляторной батареи.

Номограммы построены в прямоугольной системе координат, имеют равномерные шкалы и пользование ими не вызывает затруднений. Если при пользовании номограммой искомая точка выходит за пределы поля номограммы, то это значит, что данное условие не является лимитирующим. С помощью номограмм можно решать не только прямую задачу выбора массы поезда, но и получить ответы при решении ряда обратных задач: например, определить на каком уклоне, с какими вагонетками, при каком состоянии рельсового пути состав данной массы может быть перевезен.

По номограмме № 1 можно определить также ускорение, с которым будет трогаться с места выбранный состав, нужна ли при этом подсыпка песка или можно произвести трогание состава с места без применения песка, но с меньшим ускорением.

Номограмма № 2 дополнительно позволяет по заданной максимальной силе тяги и уклону рельсового пути узнать массу состава, который может быть перевезен с постоянной скоростью движения, или определить уклон по заданной силе тяги, массе поезда и типу вагонеток.

Номограмма № 3 дает возможность определить, на каком уклоне и с какими величинами коэффициентов  $\lambda$  и  $\zeta$  состав данной массы может быть перевезен без опасности перегрева тяговых двигателей электровоза.

По номограмме № 4 по заданной массе состава можно определить максимальную скорость начала торможения, при которой обеспечивается на заданном уклоне необходимая длина тормозного пути. Можно также узнать максимальный уклон, на котором допускаются по условиям торможения заданная масса состава при заданной скорости движения, определить необходима ли при этом подсыпка песка и, если она необходима, то начиная с какого уклона. Номограмма позволяет ориентировочно определить длину тормозного пути при заданной массе состава и скорости начала торможения, с ее помощью можно проанализировать влияние состояния рельсового пути, уклона, тормозных средств локомотива на допустимую массу состава.

Номограмма № 5 позволяет по заданной энергоемкости аккумуляторной батареи, длине откатки и уклону рельсового пути определить массу поезда. Зная массу поезда, параметры откатки и число рейсов электровоза до полного разряда аккумуляторной батареи, по этой номограмме можно определить реальную отдаваемую емкость батарей.

Ниже в качестве примера приведен расчет массы состава и расхода энергии с помощью номограмм.

#### Исходные данные

1. Аккумуляторный электровоз АМ8-2 с вагонетками типа ВГ-2,5 900 емкостью 2,5 м<sup>3</sup>. Сцепной вес электровоза 9,1 тс, масса порожних вагонеток 1150 кг, удельная плотность перевозимого угля 1 т/м<sup>3</sup>, масса грузовой вагонетки 3650 кг. Аккумуляторная батарея электровоза 112 ТЕН-350 отдает 100% номинальной емкости.

2. Профиль откатки: первый участок имеет длину 2000 м со спрямленным уклоном 3‰, второй участок — длину 500 м с расчетным преобладающим уклоном 6‰. Рельсы покрыты жидкой угольной и породной грязью, коэффициент сцепления  $\psi = 0,07$ .

3. Торможение колодочное с ручным приводом,  $t_{\text{т}} = 3,6$  с,  $l_{\text{т}} = 40$  м.

4. Время простоев  $\theta = 30$  мин,  $\sum \Delta t$  пуск = 4 мин,  $\lambda = 1,05$ .

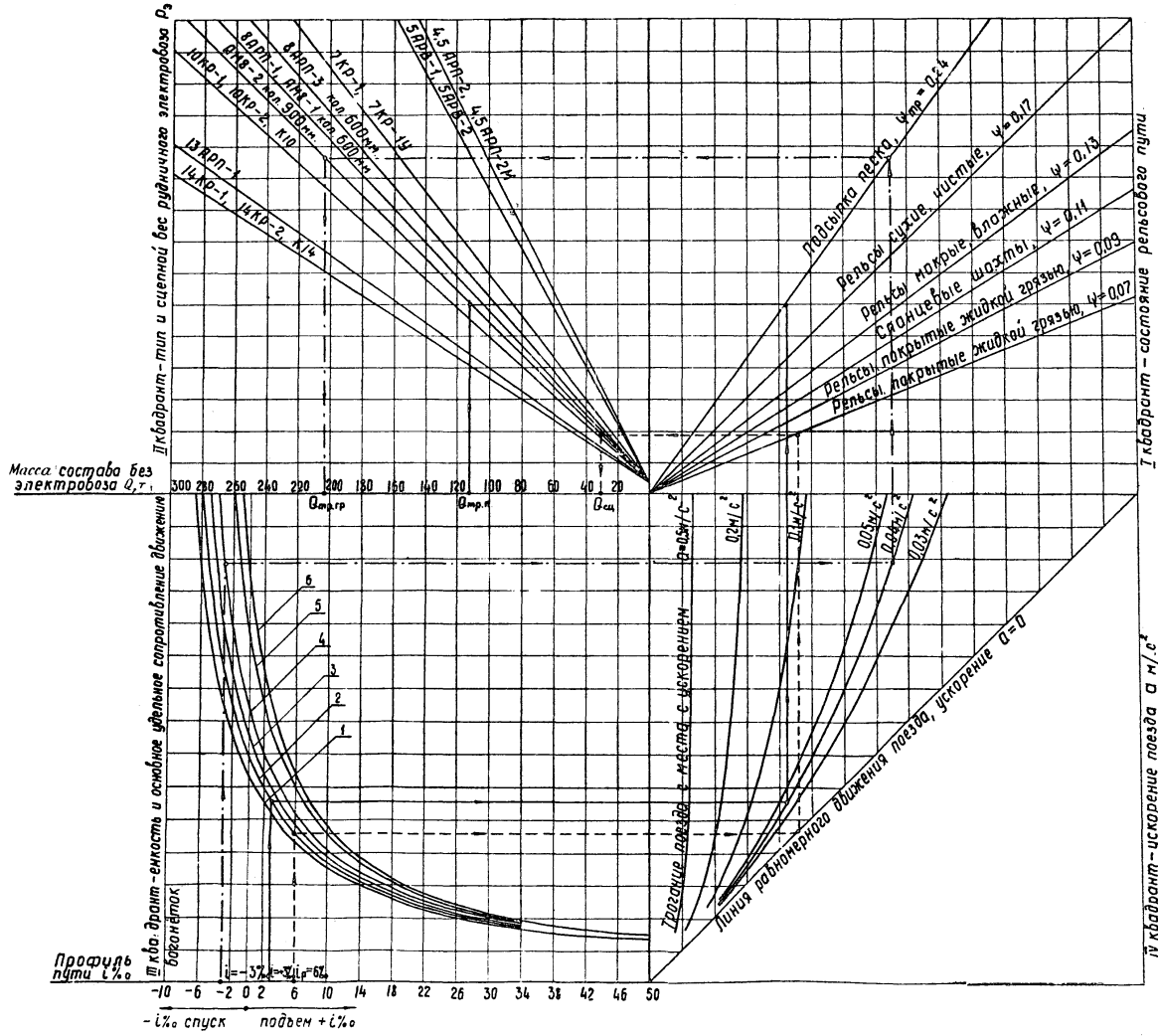
Требуется определить допустимую массу и количество вагонеток в составе, расход энергии за один рейс и число рейсов до полного разряда батарей.

#### Порядок вычислений

1. Определяется масса состава по условиям трогания электровоза с места. Для обеспечения больших ускорений при трогании с места (особенно для аккумуляторных электровозов с ограниченным источником энергии) целесообразно использовать подсыпку песка.

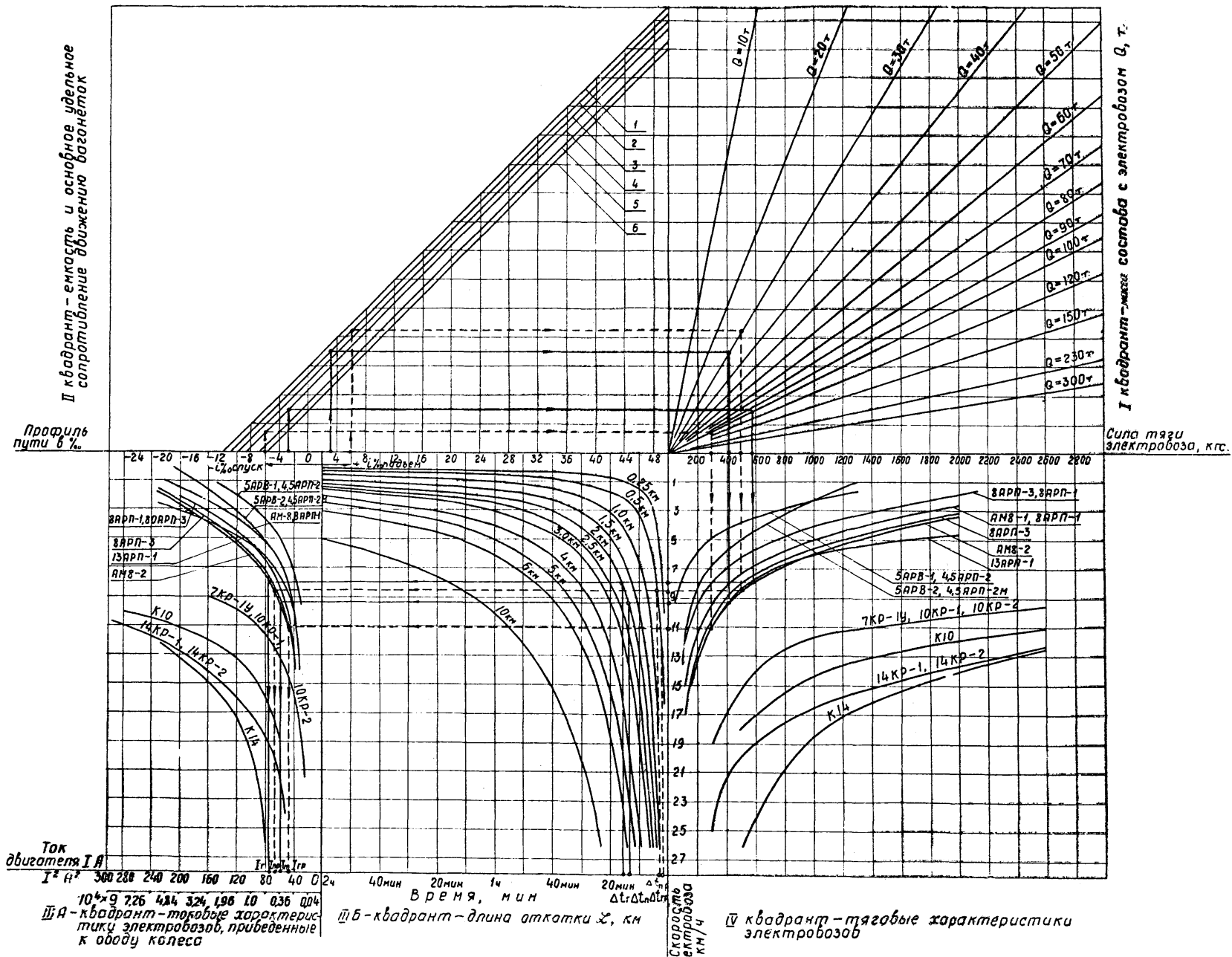
Нограмма №1

ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МАССЫ ПЕЗДА ПО УСЛОВИЯМ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СЦЕПЛЕНИЯ КОЛЕС С РЕЛЬСАМИ ПРИ ТРОГАНИИ С МЕСТА РУДНИЧНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА И ДВИЖЕНИЯ НА (РУКОВОДЯЩЕМ) ПОДЪЕМЕ

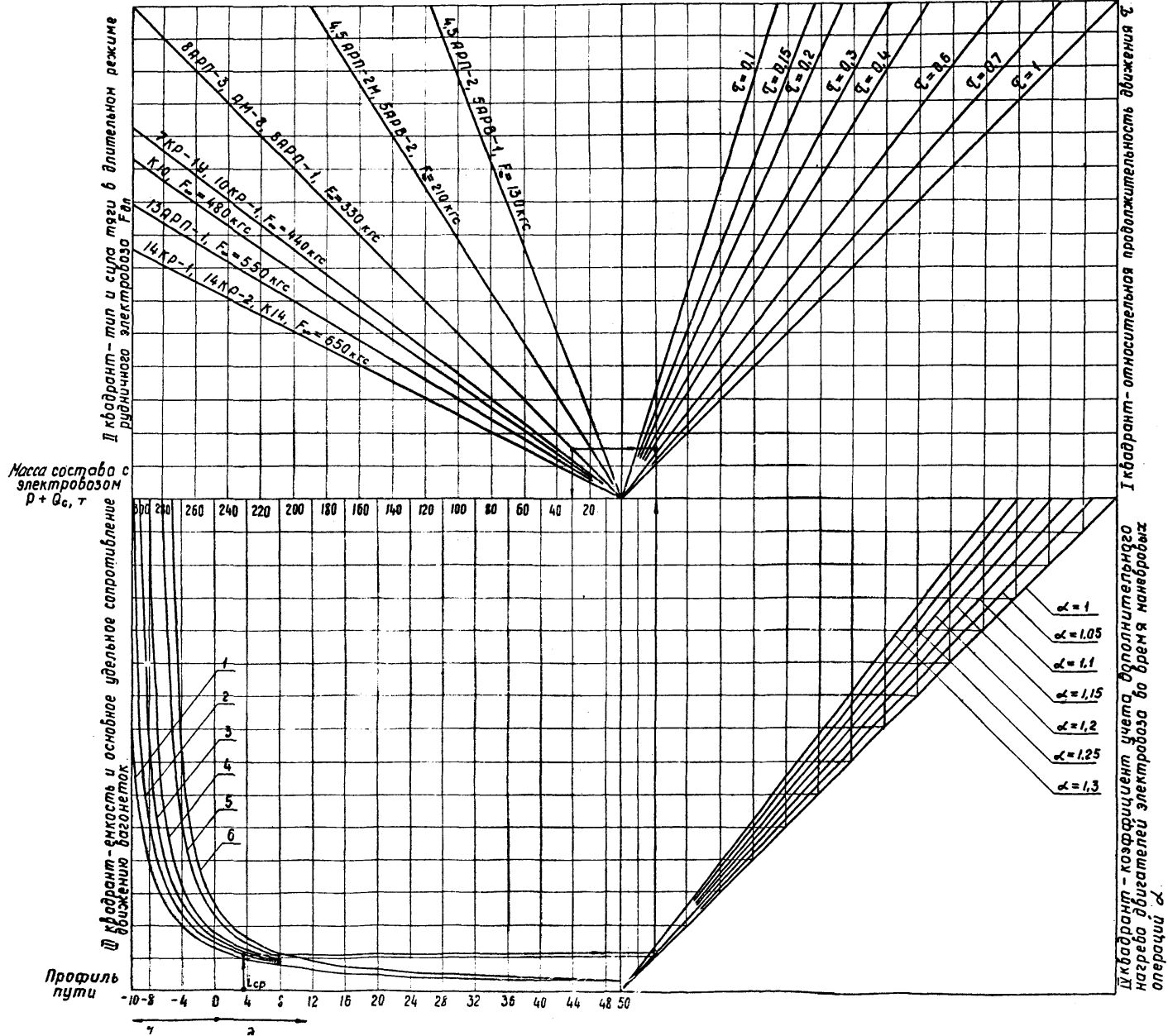


# НОМОГРАММА №2

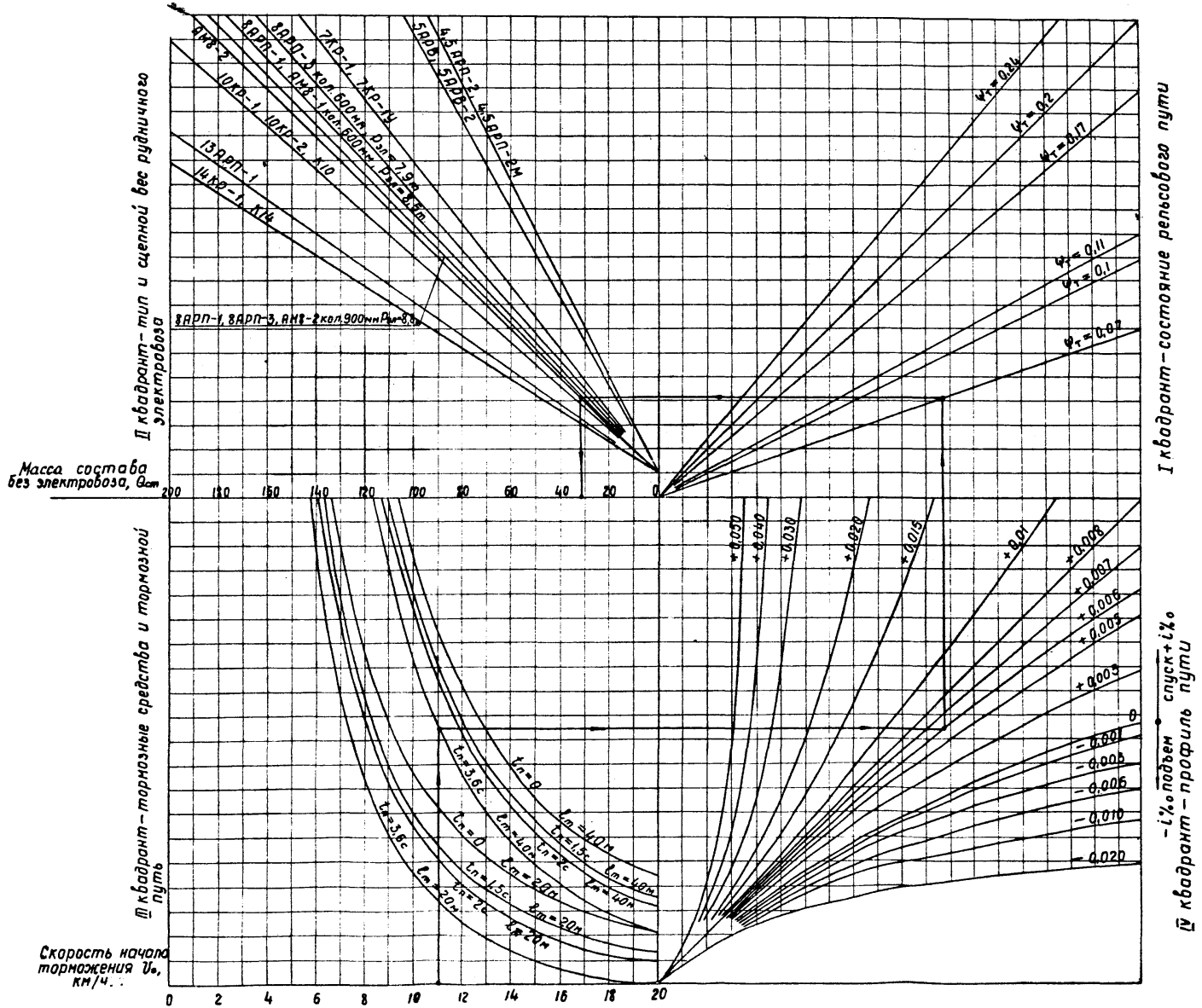
## ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАССЫ Поезда по УСЛОВИЯМ НАГРЕВАНИЯ ТЯГОВЫХ ДВИГАТЕЛЕЙ РУДНИЧНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА



**Номограмма №3**  
**для упрощенного способа определения массы поезда по условиям нагрева тяговых двигателей рудничных электровозов**



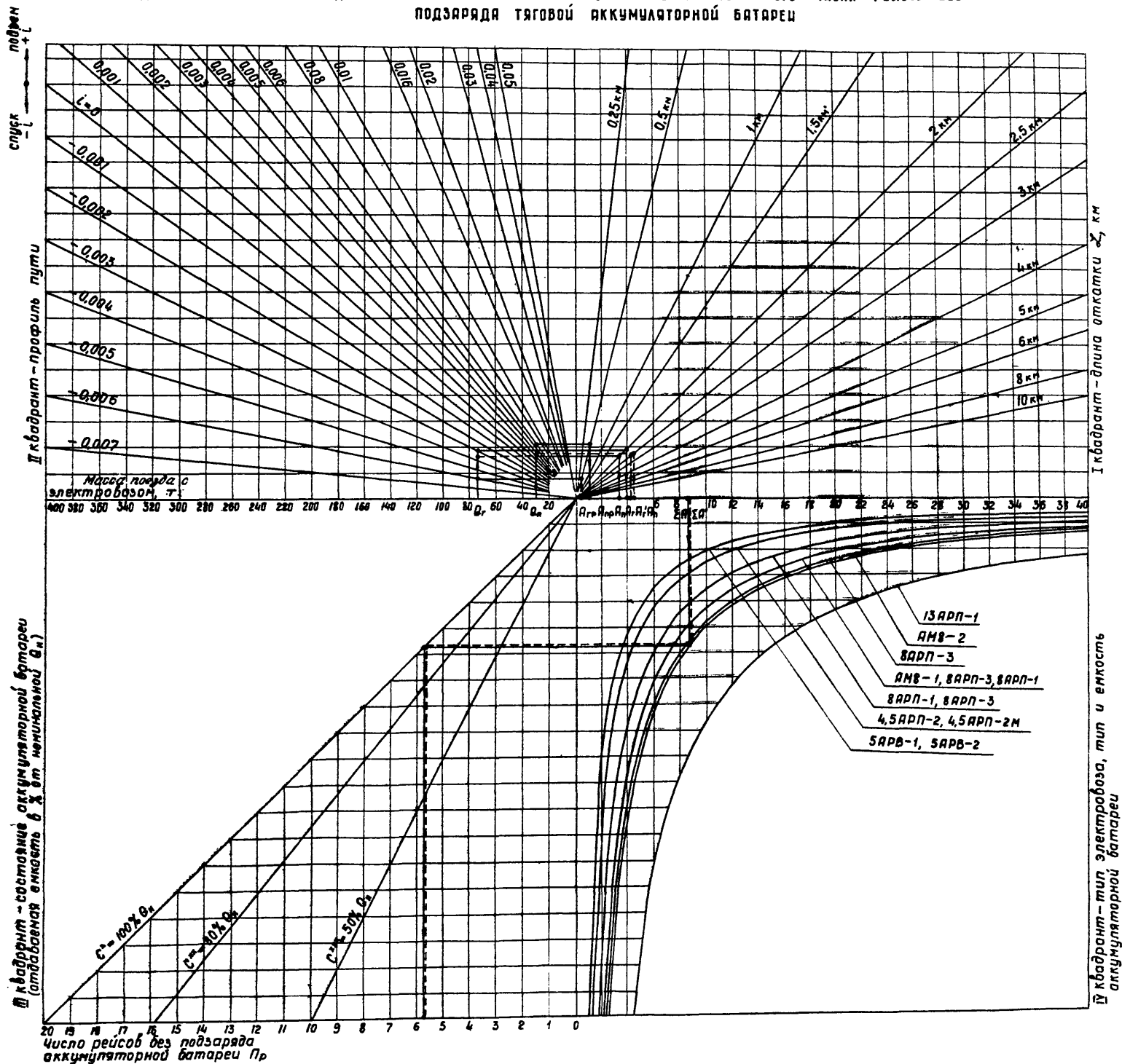
**НОМОГРАММА № 4**  
**ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МАССЫ ПЕЗДА ПО УСЛОВИЯМ ТОРМОЖЕНИЯ**





### НОМОГРАММА №5

ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСХОДА ЭНЕРГИИ ЭЛЕКТРОВОЗАМИ И УСТАНОВЛЕНИЯ ВОЗМОЖНОГО ЧИСЛА РЕЙСОВ БЕЗ ПОДЗАРЯДА ТЯГОВОЙ АККУМУЛЯТОРНОЙ БАТАРЕИ



По номограмме № I при трогании с места порожних вагонеток на подъеме  $i = 3\%$  (сплошная линия) находим массу состава  $Q_{тр,п} = 112,5$  т и число вагонеток в составе  $Z = 89$  шт. При трогании с места груженых вагонеток на спуске  $i = 3\%$  (штрих-пунктирные линии) масса состава больше  $Q_{тр,с} = 283,5$  т, а число вагонеток меньше  $Z = 55$  шт.

На номограммах № I-3 приняты следующие цифровые обозначения: 1 - порожняя вагонетка (секция) емкость  $0,8-1,6$  м<sup>3</sup>, основное удельное сопротивление движению  $W_{о,п}^* = 12$  даН/т; 2 - порожняя вагонетка (секция) емкость  $2,5$  м<sup>3</sup>,  $W_{о,п}^* = 11$  даН/т; 3 - груженная вагонетка (секция) емкость  $0,8-1,6$  м<sup>3</sup>,  $W_{о,п}^* = 10$  даН/т; 4 - груженная вагонетка (секция) емкость  $2,5$  м<sup>3</sup>, порожняя вагонетка (секция) емкость  $3,3$  м<sup>3</sup>,  $W_{о,п}^* = W_{о,с}^* = 9$  даН/т; 5 - порожняя вагонетка (секция) емкость  $5,6$  м<sup>3</sup>, груженная вагонетка (секция) емкость  $3,3$  м<sup>3</sup>,  $W_{о,п}^* = W_{о,с}^* = 7$  даН/т; 6 - груженная вагонетка (секция) емкость  $5,6$  м<sup>3</sup>,  $W_{о,с}^* = 6$  даН/т.

2. Определяется допустимая масса состава по условиям равномерного движения электровоза на преобладающем уклоне  $i_n = 6,0\%$ . На номограмме № I определение массы  $Q_{сч}$  показано пунктирными линиями.  $Q_{сч} = 30$  т, число вагонеток  $Z = 26$  шт., число порожних и груженых вагонеток одинаковое. Выбираем наименьшее число вагонеток  $Z = 26$  шт. Масса груженого состава без электровоза равна  $95$  т, порожнего -  $30$  т.

3. Полученную массу состава проверяем по условию нагревания тяговых двигателей электровоза.

При расчете методом эквивалентного тока необходимо пользоваться номограммой № 2. Отложив по горизонтали II квадранта уклон  $\pm 3\%$ , по которому движутся порожние и груженные составы, и, переходя из квадранта в квадрант по часовой стрелке, определим соответствующие величины времени  $\Delta t_r$  и  $\Delta t_n$  и токов  $I_r$  и  $I_n$ , с которыми электровоз движется по участку откатки длиной  $L = 2$  км (порядок определения в этом случае показан сплошными линиями). Затем определим эти же величины при движении на преобладающем уклоне  $\pm 6\%$  по участку откатки длиной  $0,5$  км. Порядок определения величин тока и времени в этом случае показан штриховыми линиями.

По номограмме № 2 при числе вагонеток в составе  $Z = 26$  шт. (масса порожнего состава с электровозом  $39$  т и груженого состава с электровозом  $105$  т) получим, что  $I_{р,п} > I_{р,с}$ . В связи с этим необходимо повторить расчет, уменьшив предварительно число вагонеток в составе с  $26$  до  $18$  шт. Масса порожних вагонеток будет  $21$  т, груженых -  $65,5$  т. Масса порожнего состава с электровозом  $30$  т, груженого состава с электровозом  $74,6$  т. По номограмме № 2 получим:

$$\begin{aligned} I_r &= 60 \text{ А}; & I_n &= 58 \text{ А}; & I_{р,п} &= 40 \text{ А}; & I_{р,с} &= 64 \text{ А}; \\ \Delta t_r &= 14 \text{ мин}; & \Delta t_n &= 13 \text{ мин}; & \Delta t_{р,п} &= 1,8 \text{ мин}; & \Delta t_{р,с} &= 3 \text{ мин}; \\ I_p &= \Delta t_r + \Delta t_n + \Delta t_{р,п} + \Delta t_{р,с} + \theta + 2 \Delta t_{пуск} = 66 \text{ мин}; \end{aligned}$$

$$\tau = \frac{T_{об}}{T_{об} + \theta} = 0,55;$$

$$I_{эп} = \alpha \sqrt{\frac{\sum I \Delta t}{T_p}} = \sqrt{\frac{I_r^2 \Delta t_r + I_n^2 \Delta t_n + I_{р,п}^2 \Delta t_{р,п} + I_{р,с}^2 \Delta t_{р,с}}{T_p}} = 43 \text{ А.}$$

Длительный ток двигателя ЭДР-10П равен  $50$  А. Отсюда следует, что количество вагонеток, по условиям нагревания равно  $Z = 18$  шт., несколько занижено, поэтому надо увеличить число вагонеток в составе и снова повторить расчет.

Повторяя аналогичные расчеты, получим, что  $I_{р,п} \approx I_{р,с}$  при  $22$  вагонетках в составе. Поэтому по условиям нагревания двигателей принимается: количество вагонеток -  $22$  шт., масса порожнего состава без электровоза  $25,4$  т, с электровозом -  $34,5$  т, масса груженого состава с электровозом  $89,6$  т, без электровоза -  $80,5$  т.

4. Массу состава из условия нагревания тяговых двигателей можно определить также по упрощенной номограмме № 3, которая построена на основании метода "среднеквадратичной силы тяги".

Определяем спрямленный уклон  $i_c$ :

$$i_c = \frac{i_l + i_n \ln}{l + l_n} = 3,66\%.$$

Далее следует отложить по горизонтальной оси III квадранта оси уклон профиля пути  $i_c$ , проведя против часовой стрелки линии из III квадранта во II квадрант и т.д., получим при  $L = 1,05$  и  $\tau = 0,55$  массу порожнего состава с вагонетками  $30$  т, число вагонеток  $18$  шт. Однако из номограммы № 2, дающей более точные результаты, известно, что  $18$  - это заниженное число вагонеток в со-

ставе. Отсюда видно, что при наличии преобладающего уклона номограмма № 3 при выборе массы состава дает существенную погрешность.

5. С помощью номограммы № 4 проверяем выбранную массу состава ( $\chi = 22$  шт.) по условиям торможения состава с груженными вагонетками на расчетном преобладающем уклоне  $i_n = 6\%$ . Из номограммы № 2 известно, что установившаяся скорость движения в этом случае равна  $11,0$  км/ч.

Приняв установившуюся скорость движения на преобладающем спуске, равной скорости начала торможения  $11$  км/ч, полученное значение отложим на горизонтальной оси III квадранта номограммы № 4. После чего проводим необходимые линии, как это показано на номограмме № 4 стрелками, и определим по условиям торможения массу груженого состава без электровоза. Она равна  $32,5$  т, что соответствует, примерно, 9 вагонеткам.

6. В данном расчете масса состава ограничивается тормозными средствами и тормозным путем.

Для того чтобы увеличить массу состава до величины, ограниченной условиями нагревания, следует проходить преобладающий спуск на последовательном соединении тяговых двигателей с установившейся скоростью  $5,6$  км/ч.

По номограмме № 4 найдем допустимую массу состава при скорости начала торможения  $5,6$  км/ч. Она превышает  $200$  т. При движении на спуске  $3\%$  груженого состава с 22 вагонетками его установившаяся скорость по номограмме № 2 равна  $8,1$  км/ч. Приняв это значение, за скорость начала торможения, по номограмме № 4 найдем, что допустимая масса по условиям торможения грузового поезда превышает  $200$  т, т.е. снижать скорость при движении на спуске  $3\%$  ниже установившегося значения  $8,1$  км/ч нет необходимости.

7. По номограмме № 2 уточняем время хода груженого поезда по преобладающему уклону с установившейся скоростью  $5,6$  км/ч на 4-й позиции контроллера при параллельном соединении тяговых двигателей:  $5$  мин вместо  $1,8$  мин. Отсюда уточненное время рейса составит примерно  $69$  мин, а величины  $\tau$  и  $T_{\text{пр}}$  останутся практически неизменными.

8. По номограмме № 5 определяем расход энергии на откатку за один рейс состава с 22 вагонетками, а также число рейсов до полного разряда батарей.

Расход энергии за рейс будет складываться на 4 составляющие: расход электроэнергии при движении с порожними вагонетками на участках с уклонами  $3$  и  $6\%$  и расход электроэнергии при движении с груженными вагонетками на тех же участках:

$$\sum A = A_r + A_n + A_{rp} + A_{np}.$$

По номограмме № 4 найдем, что:  $A_r = 4,4$  кВт.ч,  $A_{rp} = 0,5$  кВт.ч,  $A_{np} = 1,25$  кВт.ч,  $A_n = 3,9$  кВт.ч.

Отсюда  $\sum A = 10,25$  кВт.ч.

Далее, отложив по горизонтали I квадранта расход электроэнергии за один рейс и проведя необходимые построения, найдем, что при отдаче по емкости  $100\%$  электровоз может совершить до полной разрядки батарей 4 рейса.

9. Окончательно принимается число вагонеток ВГ-2,5-900 в составе равным 22 шт. В этом случае вести состав на всех участках откатки можно на 7-ходовой позиции контроллера и двигаться с установившейся скоростью  $5,6$  км/ч. Расход электроэнергии на откатку за один рейс равен  $10,25$  кВт.ч, удельный расход электроэнергии составляет примерно  $33$  Втч/ткм. Электровоз может совершить 4 рейса без перезарядки или замены батарей.

ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТЯГОВЫХ ДВИГАТЕЛЕЙ РУДИННЫХ ЭЛЕКТРОВЗОВ

$D_k = 500 \text{ мм}$ ;  $i = 29,75$ ;  $U_0 = 80 \text{ В}$ ;  $P_{\text{тип}} = 6 \text{ кВт}$ ;  $\Pi_{\text{мод}} = 1500 \text{ об/мин}$

**Тяговое усилие:**  
 часовое  $F_z = 375 \text{ кгс}$   
 длительное  $F_0 = 65 \text{ кгс}$

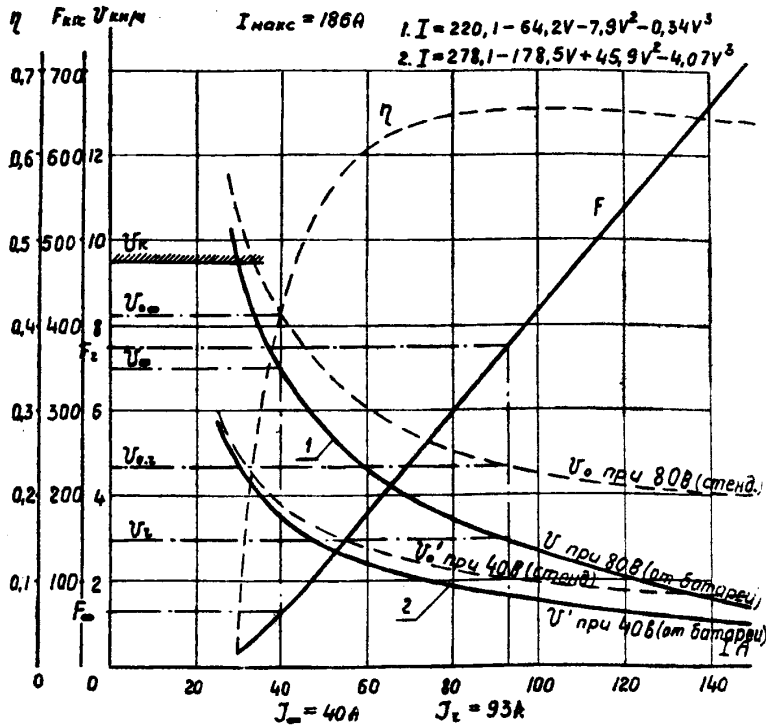
$R_{06} = 0,0549 \text{ Ом}$   
 $R_{\text{мод}} = 0,0201 \text{ Ом}$   
 $R_{\text{квБ}} = 0,152 \text{ Ом}$

**Скорость при постоянной напряженности:**

часовая  $U_{0,ч} = 4,75 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{0,д} = 8,2 \text{ км/ч}$

**Фактическая скорость:**  
 часовая  $U_ч = 2,9 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_д = 7,0 \text{ км/ч}$

**Конструктивная скорость**  
 $U_k = 9,5 \text{ км/ч}$



Примечание. Эти характеристики примерно соответствуют характеристикам электровоза 4,5 АРП2 с аккумуляторной батареей 66ТЖН-300.

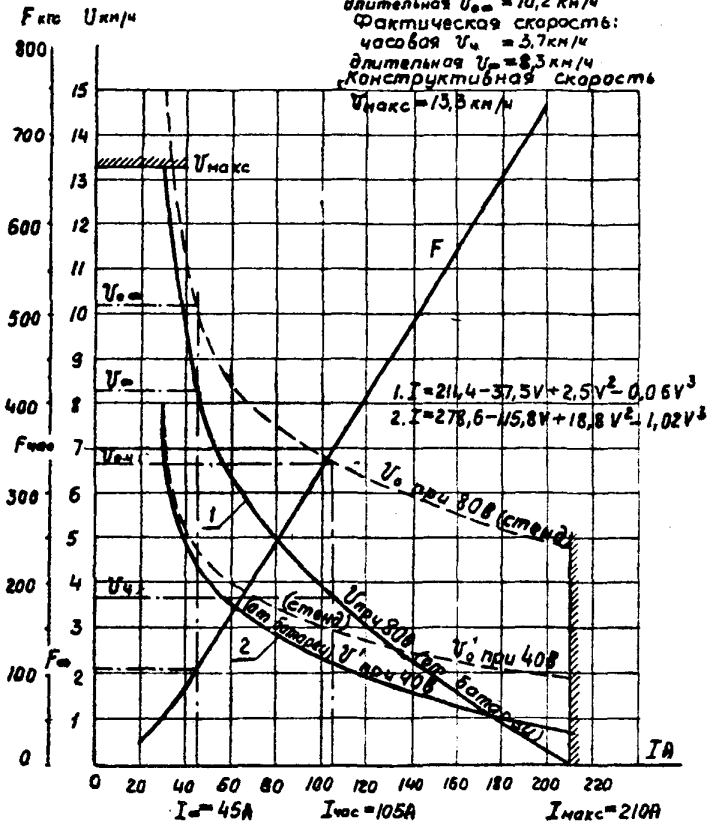
Рис. 1. Характеристики электродвигателя ЭДР-6, приведенные к ободу колеса электровоза БАРВ-1 (4,5 АРП-2) с аккумуляторной батареей 66ТЖН-250П

$D_k = 540 \text{ мм}$   
 $U_n = 80 \text{ В}$   
 $n_{ном} = 1500 \text{ об/мин}$   
 $I_{макс} = 2I_n = 210 \text{ А}$   
 $i = 22,87$   
 $R_{ц} = 7 \text{ кВт (тип. номм)}$   
 $n_{макс} = 2n_{ном} = 3000 \text{ об/мин}$

Тяговое усилие:  
 часовое  $F_ч = 350 \text{ кгс}$   
 длительное  $F_д = 105 \text{ кгс}$

$R_{аб} = 0,0549 \text{ Ом}$   
 $R_{мант} = 0,0201 \text{ Ом}$   
 $R_{акб} = 0,1526 \text{ Ом}$

Стендовая скорость:  
 часовая  $U_{ч} = 6,66 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{дл} = 10,2 \text{ км/ч}$   
 Фактическая скорость:  
 часовая  $U_ч = 3,7 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_д = 8,3 \text{ км/ч}$   
 конструктивная скорость  
 $U_{макс} = 13,5 \text{ км/ч}$



Примечание. Эти характеристики примерно соответствуют характеристикам ЭДР-7П на электровазе 4,5 АРП-2М с аккумуляторной батареей 66ТЖН-300

Рис. 2. Характеристики электродвигателя ЭДР-7П, приведенные к ободу колеса электроваза 5АРВ-2 с аккумуляторной батареей 66ТЖН-250П

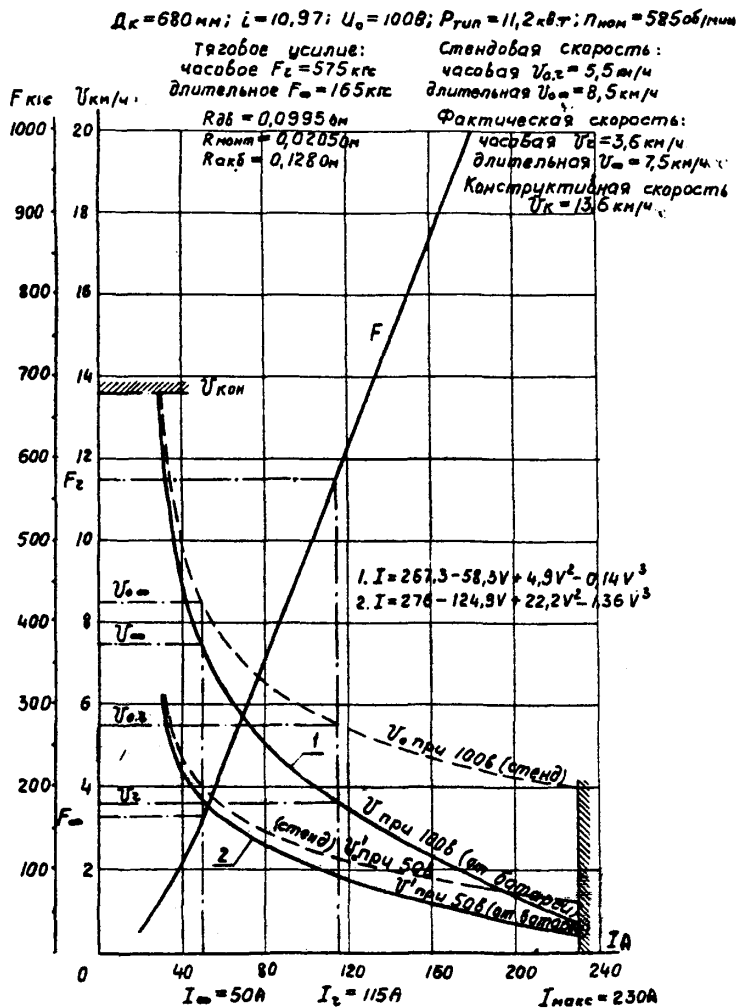


Рис. 3. Характеристики электродвигателя ЭДР-10Б, приведенные к ободу колеса электровоза ВАР-1 с аккумуляторной батареей 80ТЖВ-350

$D_k = 680 \text{ мм}; i = 10,97; U_0 = 120 \text{ В}; P_{\text{тип}} = 11,2 \text{ кВт}; n_{\text{ном}} = 585 \text{ об/мин}$

Тяговое усилие:  
 часовая  $F_{\text{час}} = 575 \text{ кгс}$   
 длительная  $F_{\text{дл}} = 165 \text{ кгс}$   
 $R_{\text{вв}} = 0,0995 \text{ Ом}$   
 $R_{\text{двиг}} = 0,0205 \text{ Ом}$   
 $R_{\text{акб}} = 0,1536 \text{ Ом}$

Стандартная скорость:  
 часовая  $U_{0,ч} = 6,8 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{0,дл} = 10,2 \text{ км/ч}$   
 Фактическая скорость:  
 часовая  $U_{\text{ф}} = 4,3 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{\text{дл}} = 9,0 \text{ км/ч}$   
 Конструктивная скорость  
 $U_k = 13,6 \text{ км/ч}$

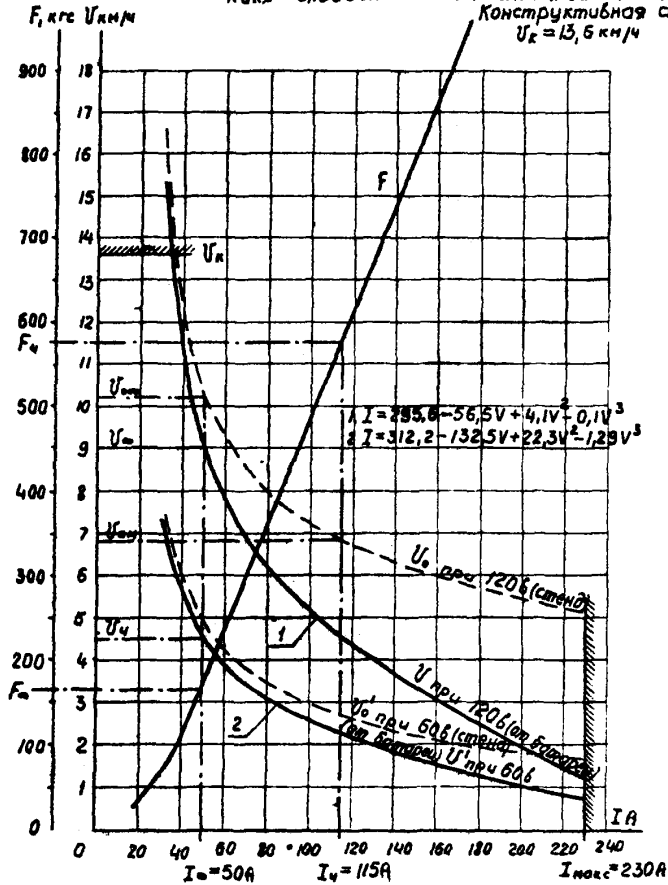


Рис. 4. Характеристики электродвигателя ЗДР-10Б, приведенные к ободу колеса электровоза БАР1-1 (АМБ-1) с аккумуляторной батареей 96ТЖБ-350

$D_k = 680 \text{ мм}; i = 10,97; U_0 = 1358; P_{\text{тил}} = 11,2 \text{ кВт}; n_{\text{ном}} = 585 \text{ об/мин}$

Тяговое усилие:  
 часовое  $F_z = 575 \text{ ктс}$   
 длительное  $F_{\infty} = 165 \text{ ктс}$

Стендовая скорость:  
 часовая  $U_{0ч} = 7,7 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{0\infty} = 11,6 \text{ км/ч}$

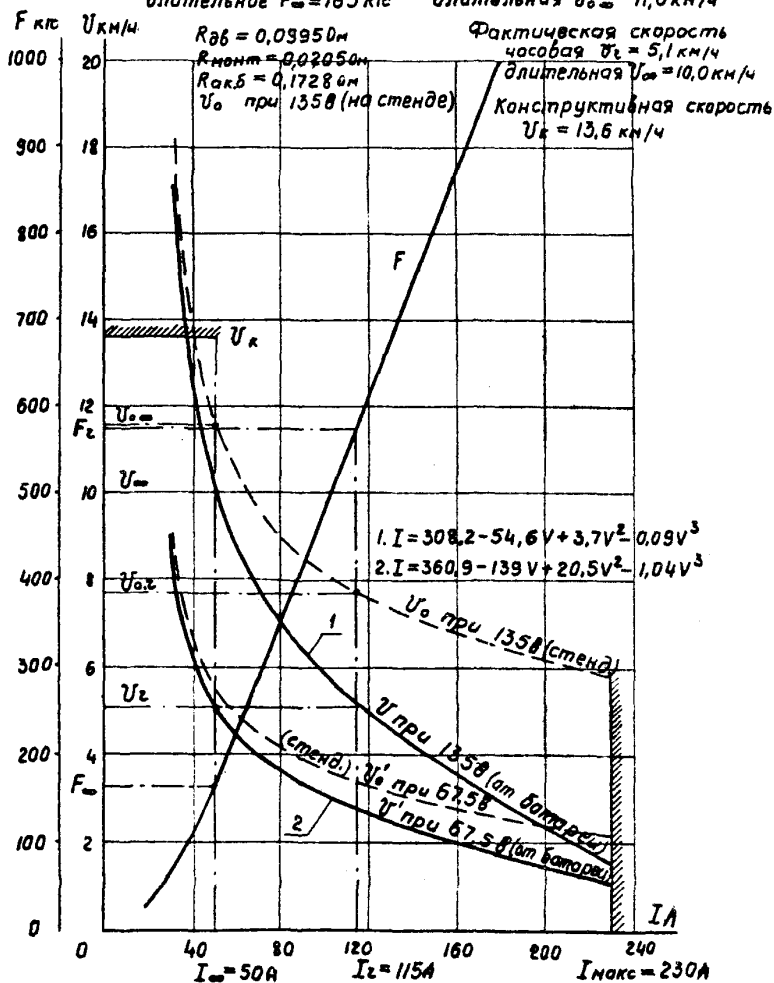


Рис. 5. Характеристики электродвигателя ЭДР-10Б, приведенные к ободу колеса электровоза ВАР-3 с аккумуляторной батареей ЮВТЛН-350



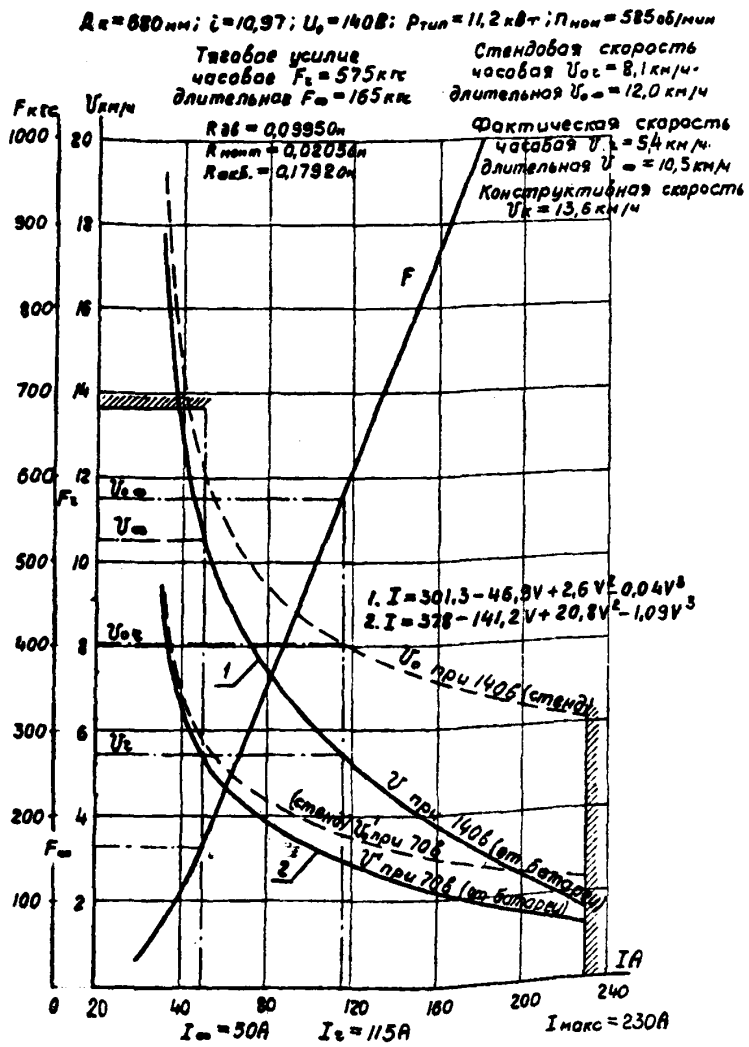


Рис. 6. Характеристики электродвигателя ЭДР-ЮП, приведенные к ободу колеса электровоза ЛМ-8 на колес 900 мм с аккумуляторной батареей ИИ2ТБВ-350

$D_k = 680 \text{ мм}; i = 10,97; U_0 = 160 \text{ В}; I_0 = 117 \text{ А}; I_{\text{макс}} = 55 \text{ А};$   
 $R_{\text{гип}} = 15 \text{ кВТ}; n_{\text{ном}} = 515 \text{ об/мин}; n_{\text{макс}} = 2 n_{\text{н}} = 1030 \text{ об/мин}; I_{\text{ном}} = 2 I_0 = 234 \text{ А}$

Тяговое усилие:  
 часовое  $F_{\text{ч}} = 850 \text{ кгс}$   
 длительное  $F_{\text{дл}} = 280 \text{ кгс}$   
 $R_{\text{дв}} = 0,1122 \text{ Ом}$   
 $R_{\text{конт}} = 0,02080 \text{ Ом}$   
 $R_{\text{акб}} = 0,1250 \text{ Ом}$

Стендовая скорость:  
 часовая  $U_{\text{ч.ст}} = 6,0 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{\text{дл.ст}} = 8,6 \text{ км/ч}$   
 Фактическая скорость:  
 часовая  $U_{\text{ч.ф}} = 4,8 \text{ км/ч}$   
 длительная  $U_{\text{дл.ф}} = 7,9 \text{ км/ч}$   
 Конструктивная скорость  
 $U_{\text{к}} = 12 \text{ км/ч}$

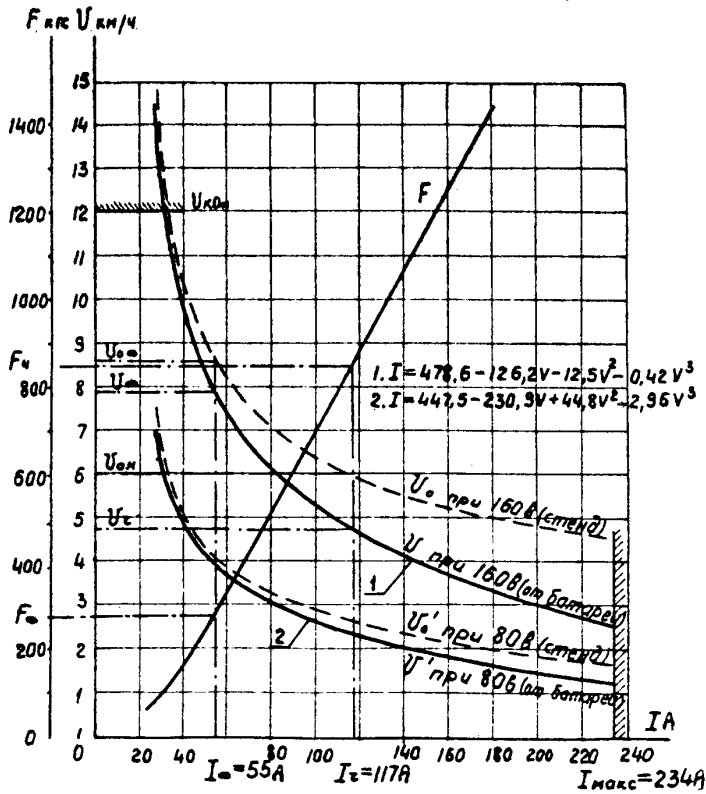


Рис. 7. Характеристики электродвигателя ЭДР-15, приведенные к ободу колеса электровазона ЭЗАРП-1 с аккумуляторной батареей Г26ТКВ-550

$D_k = 680 \text{ мм}; L = 10,97; U_0 = 120 \text{ В}; P_{\text{тип}} = 12 \text{ кВт};$   
 $I_0 = 125 \text{ А}; I_{\text{н}} = 62 \text{ А}; n_0 = 585 \text{ об/мин}$

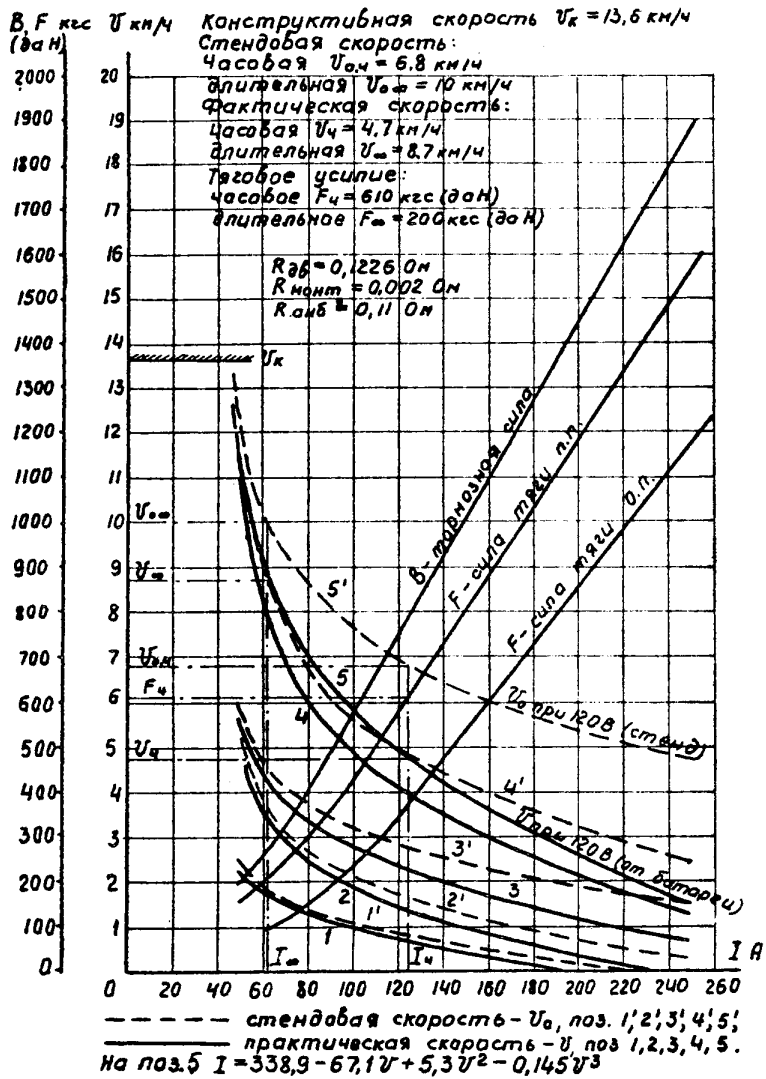


Рис. 8. Характеристики электродвигателя ДЭТР-12, приведенные к ободу колеса электровоза АМ-ВД на колес 600 мм с аккумуляторной батареей 96ТЖ-350

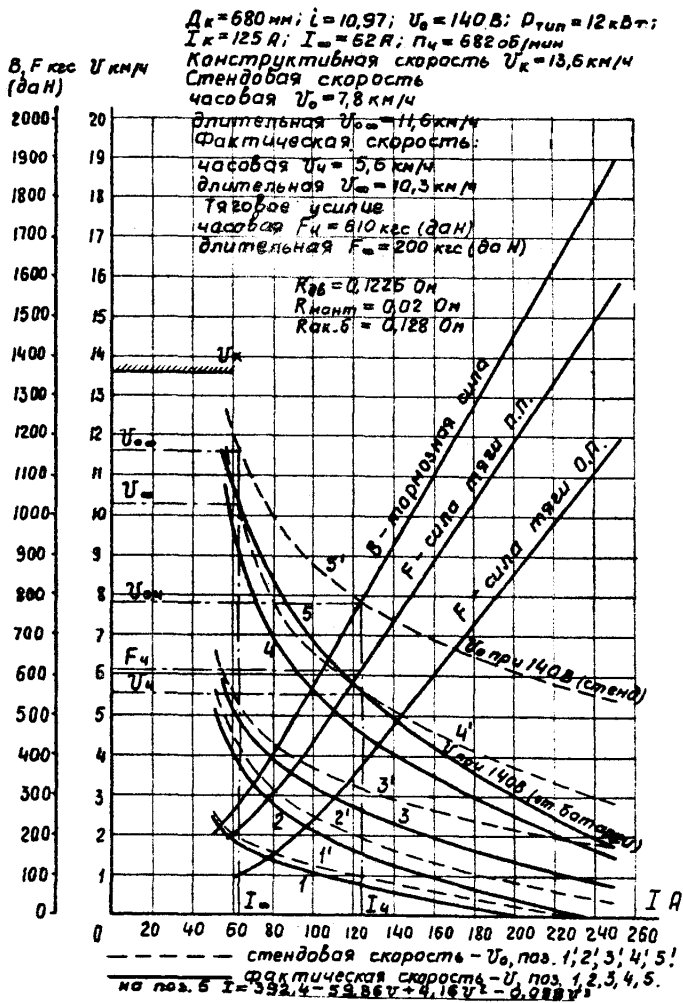
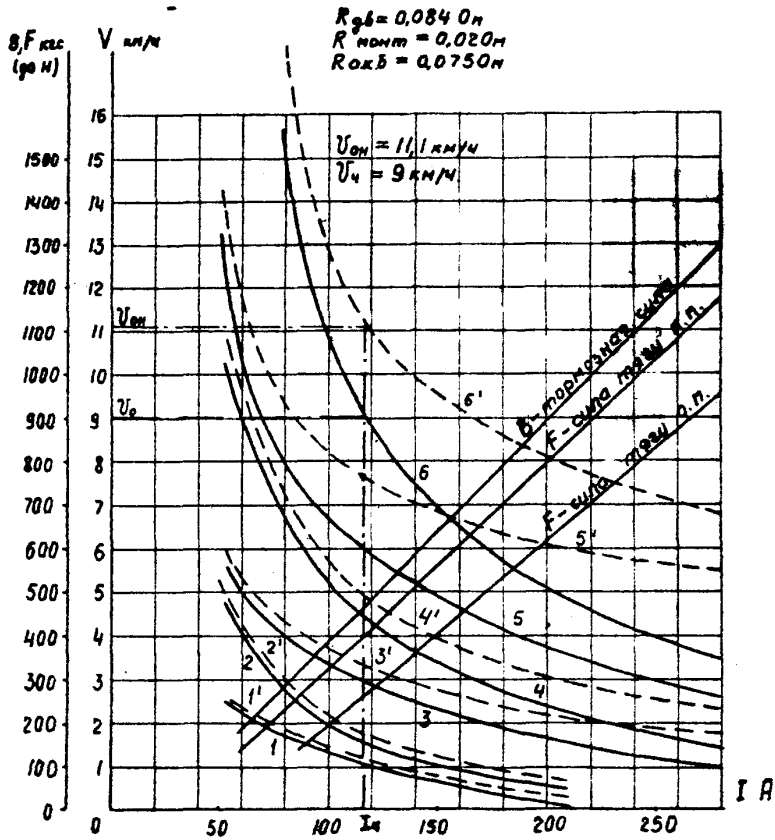


Рис. 9. Характеристики электродвигателя ДИТР-12, приведенные к ободу колеса электровагона АМ-8Д на колес 900 мм с аккумуляторной батареей 112ТМВ-350

$U_0 = 105 \text{ В}; P_{\text{тип}} = 10 \text{ кВт}; I_4 = 116,5 \text{ А}$   
 $\Pi_4 = 1575 \text{ об/мин}$



----- стандартная скорость 1', 2', 3', 4', 5', 6'  
 ————— фактическая скорость 1, 2, 3, 4, 5, 6  
 На поз. 6  $I = 446,65 - 77,1v + 5,44v^2 - 0,134v^3$

Рис. 10. Характеристики электродвигателя ДРТ-10, приведенные к ободу колеса электроваза АРП7-600 (АРВ7-600) с аккумуляторной батареей 90ТНМ-550

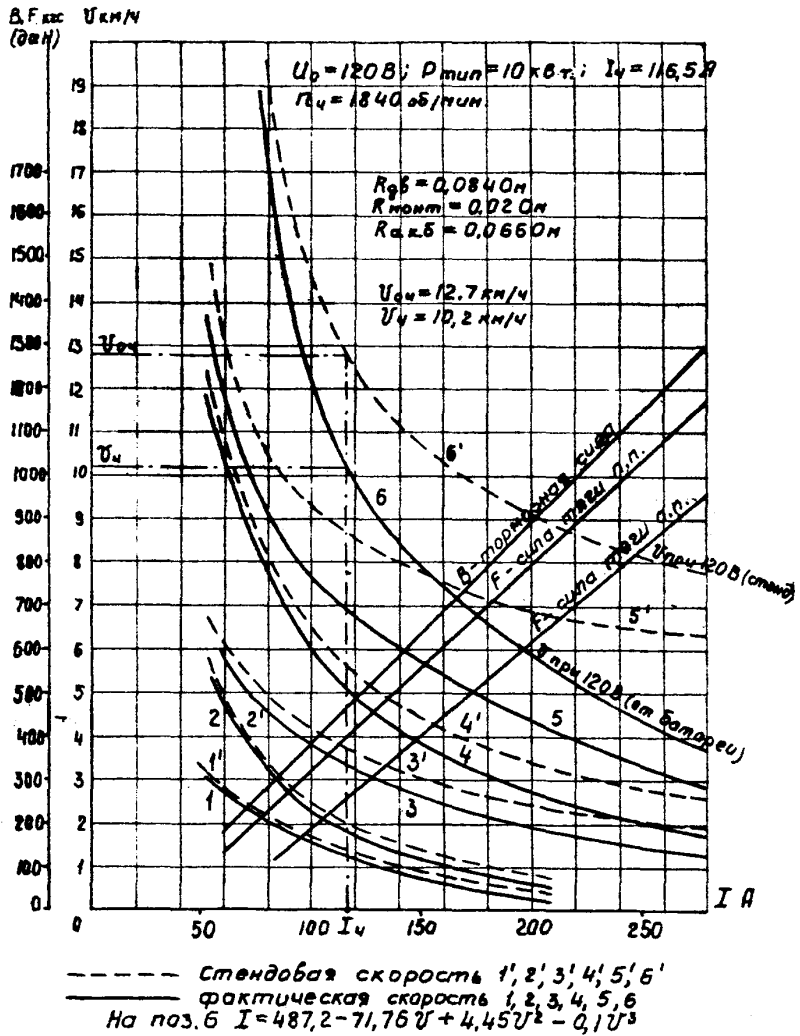


Рис. II. Характеристики электродвигателя ДРТ-10, приведенные к ободу колеса электровоза АРП7-900 (АРВ7-900) с аккумуляторной батареей ГСЭТНШ-550

$U_0 = 140 \text{ В}; R_{\text{тип}} = 12 \text{ кВт}; R_4 = 14 \text{ кВт}$   
 $I_4 = 125 \text{ А}; I_{\infty} = 62 \text{ А}; n_4 = 682 \text{ об/мин}; D_k = 680 \text{ мм}$

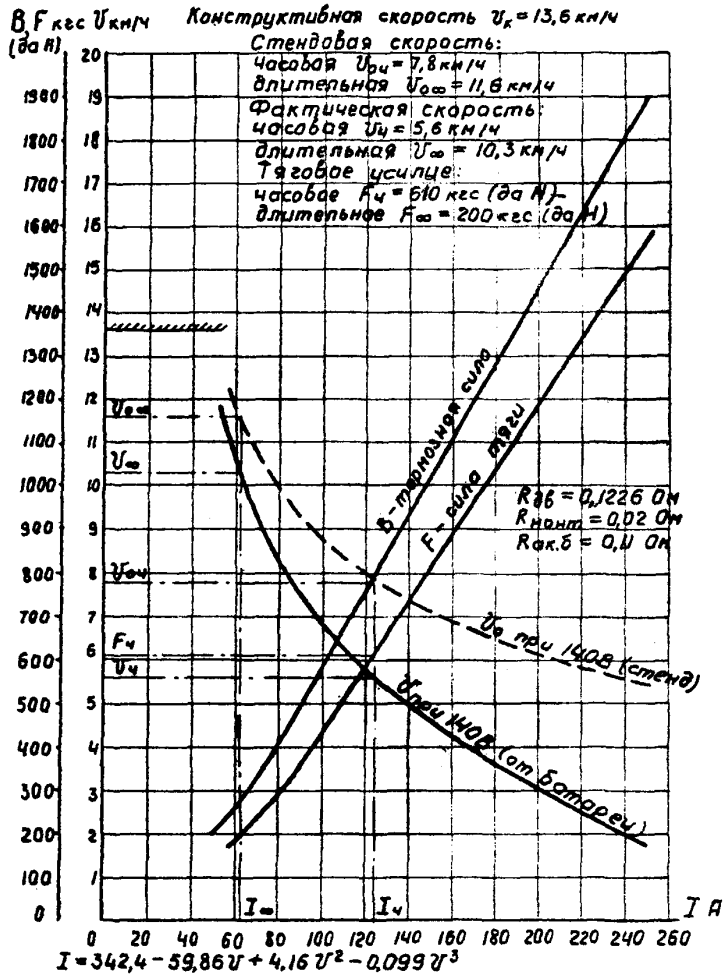


Рис. 12. Характеристики электродвигателя ДПТР-12, приведенные к ободу колеса электроваза АР110 на колес 600 мм с аккумуляторной батареей П2ТМШ-550 и тиристорной системой управления

$U_0 = 185 \text{ В}; P_{\text{тин}} = 23,5 \text{ кВт}; I_4 = 144 \text{ А};$   
 $n_4 = 900 \text{ об/мин}$

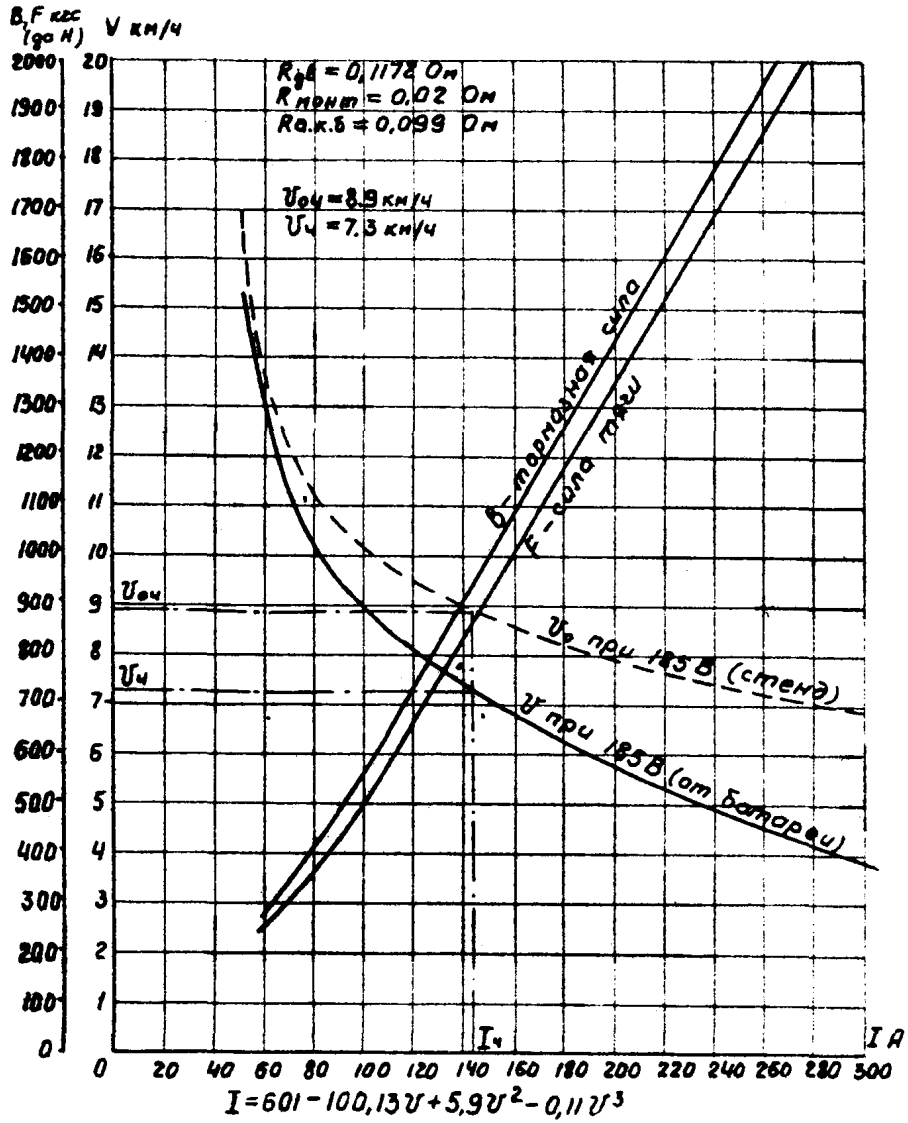


Рис. 13. Характеристики электродвигателя ЭТ-23,5, приведенные к ободу колеса электровоза АРШ4 с аккумуляторной батареей 161ТНМК-650



$U_0 = 210 \text{ В}; P_{\text{тип}} = 26 \text{ кВт}; I_0 = 144 \text{ А}$   
 $\Pi_0 = 1035 \text{ об/мин}$

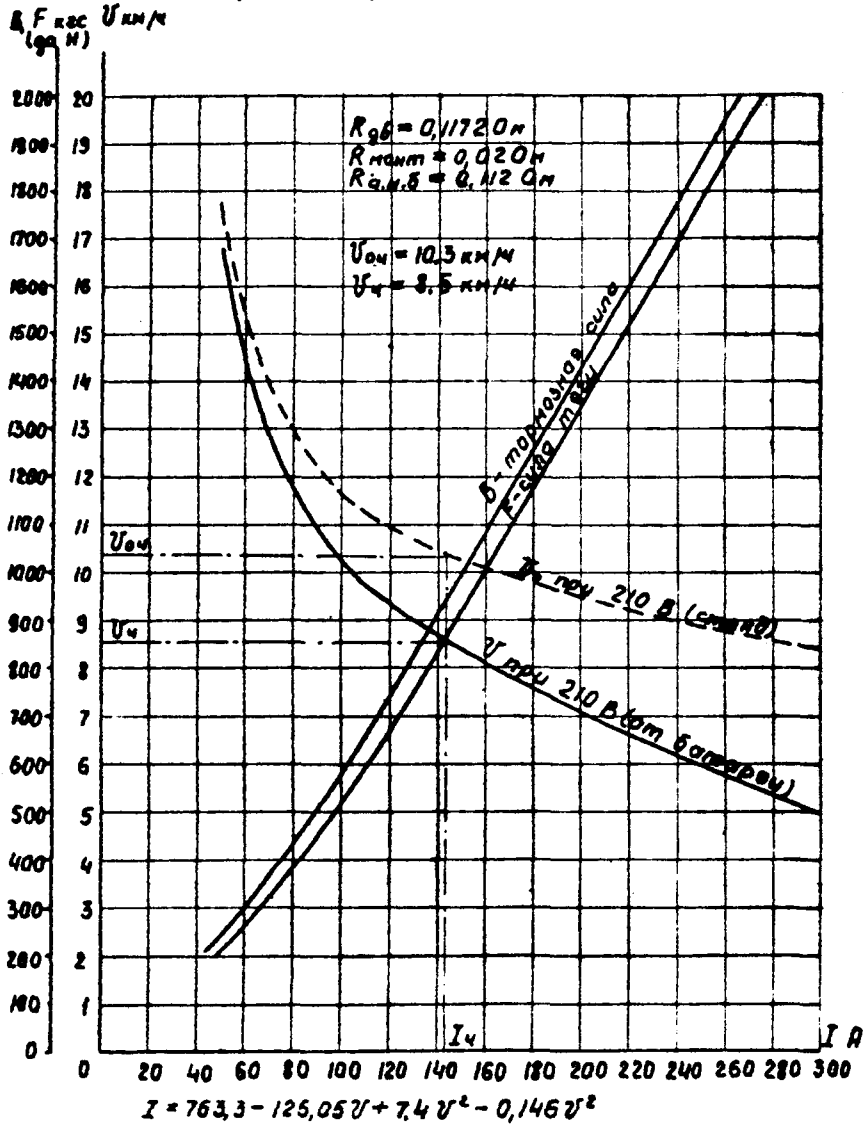


Рис. 14. Характеристики электродвигателя ЭТ-26, приведенные к ободу колеса электровоза АЭ128 с аккумуляторной батареей 162 ТМК-650

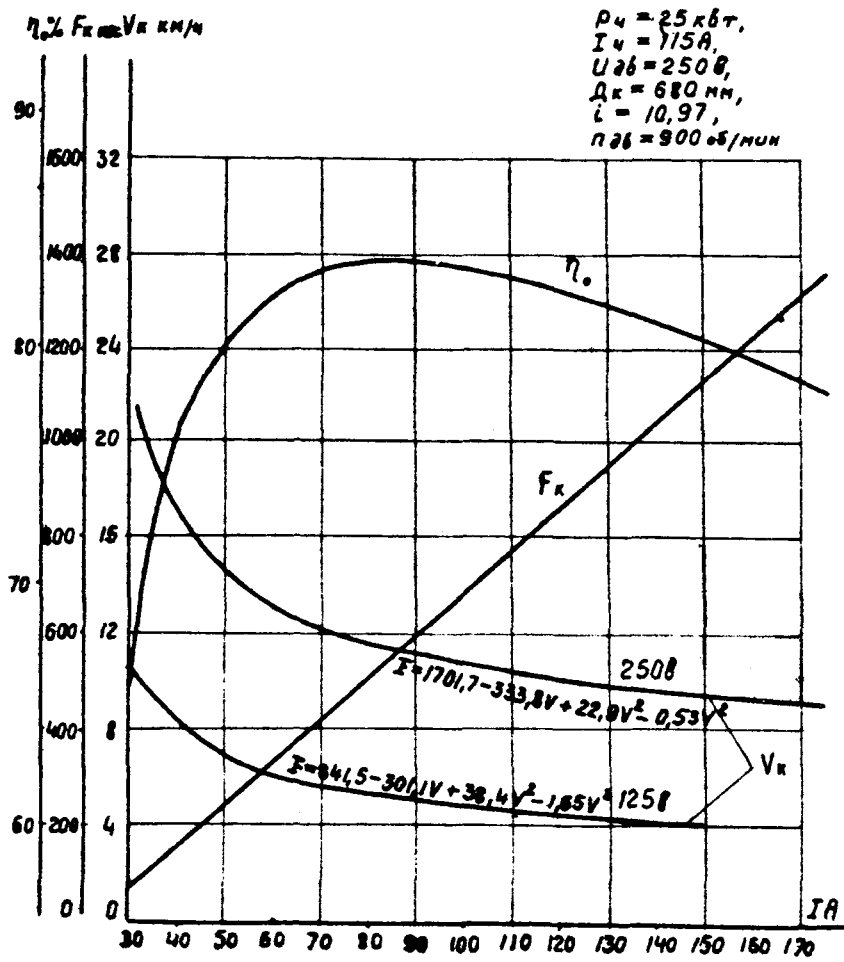


Рис. 1б. Характеристики электродвигателя ЭДР-25Б, приведенные к ободу колеса электровозов 7КР-1У, 10КР-1 и 10КР-2

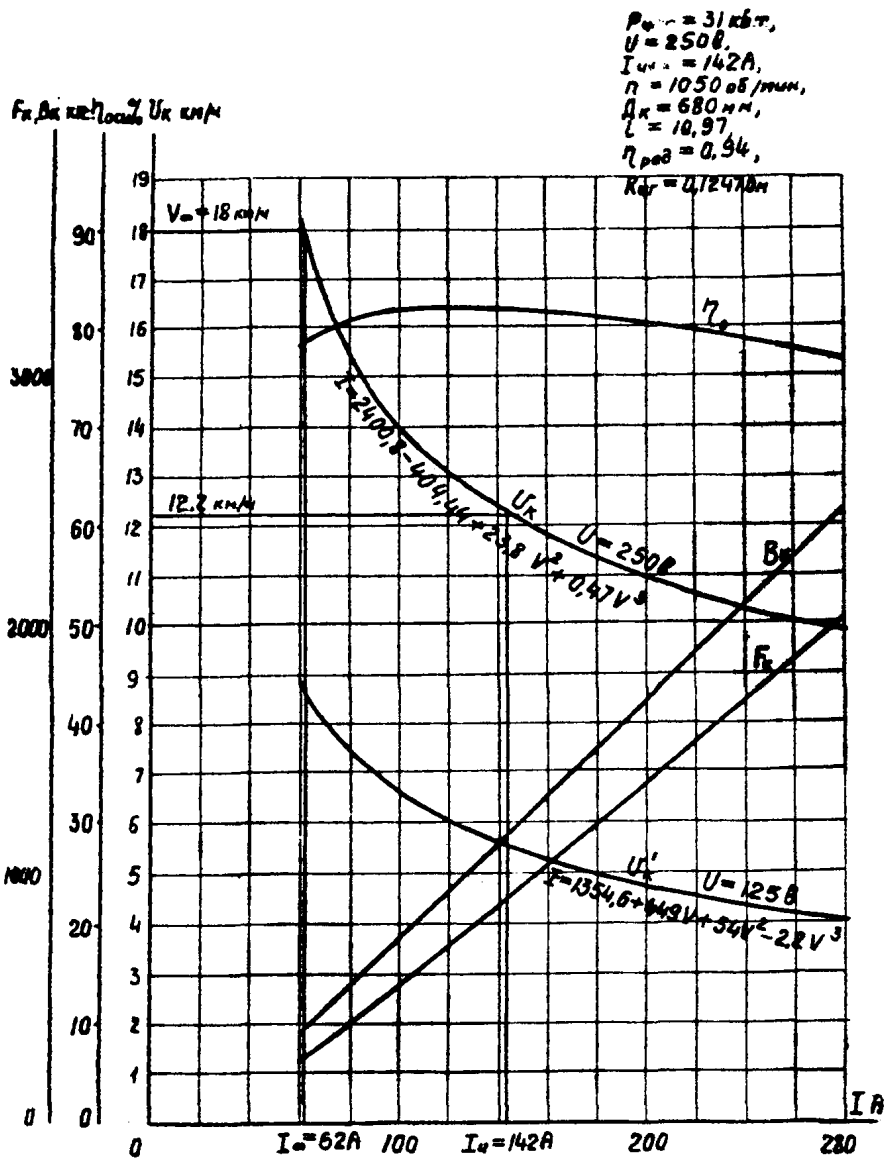


Рис. 16. Характеристики электродвигателя ЭТ-31, приведенные к ободу колеса электровоза К10

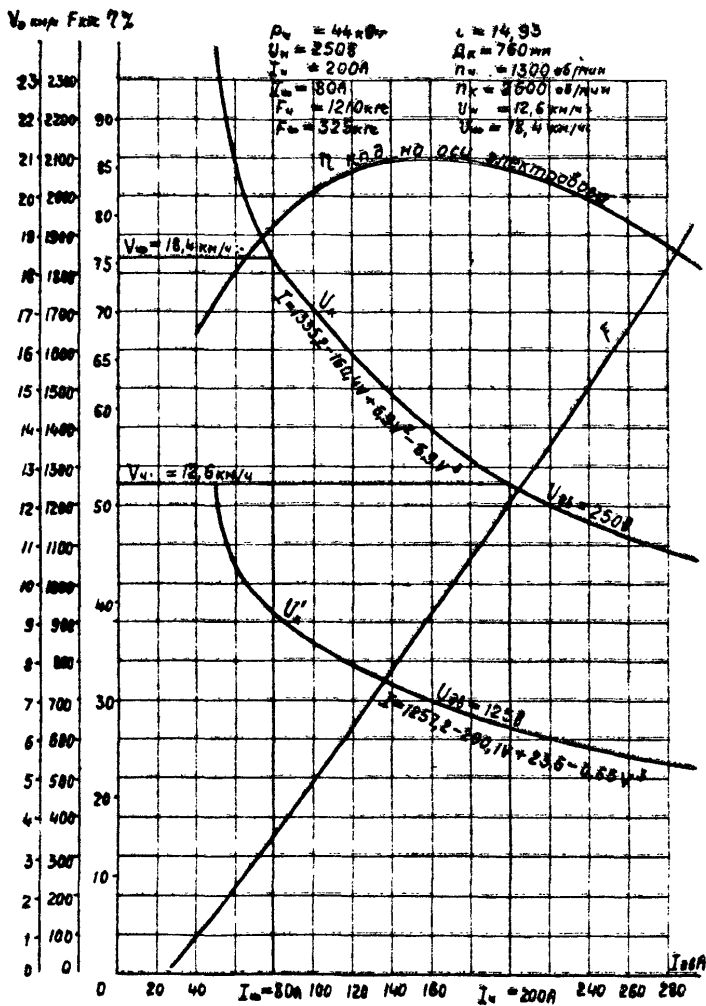


Рис. 17. Характеристики тягового двигателя ДК-809А, приведенные к осью колеса электровозов IAP-1 и IAP-2

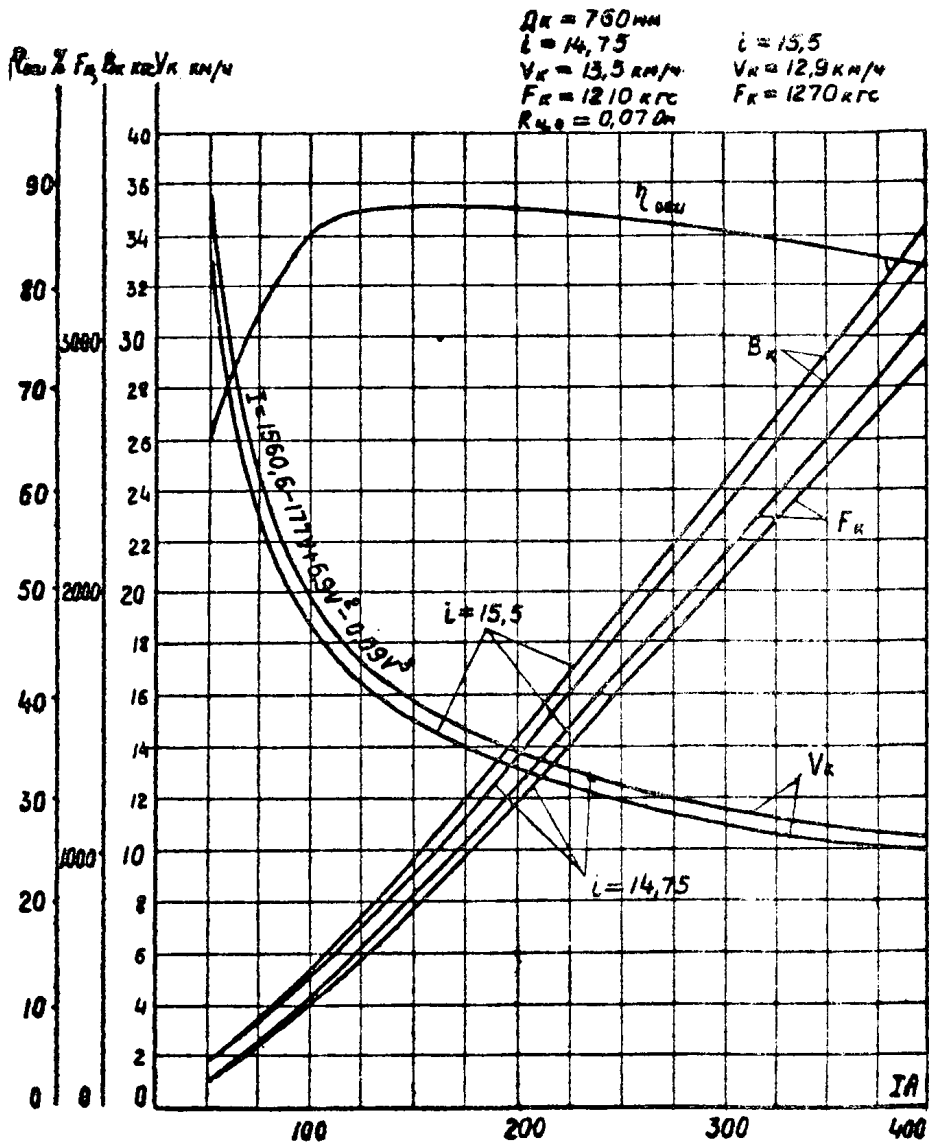


Рис. 18. Характеристики электродвигателей ЭТ-46 и ЭТ-47, приведенные к ободу колеса электровозов КТ4-2 и 14КР-2А

ТИПОВЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ РУДИННЫХ ЭЛЕКТРОВЗОВОВ

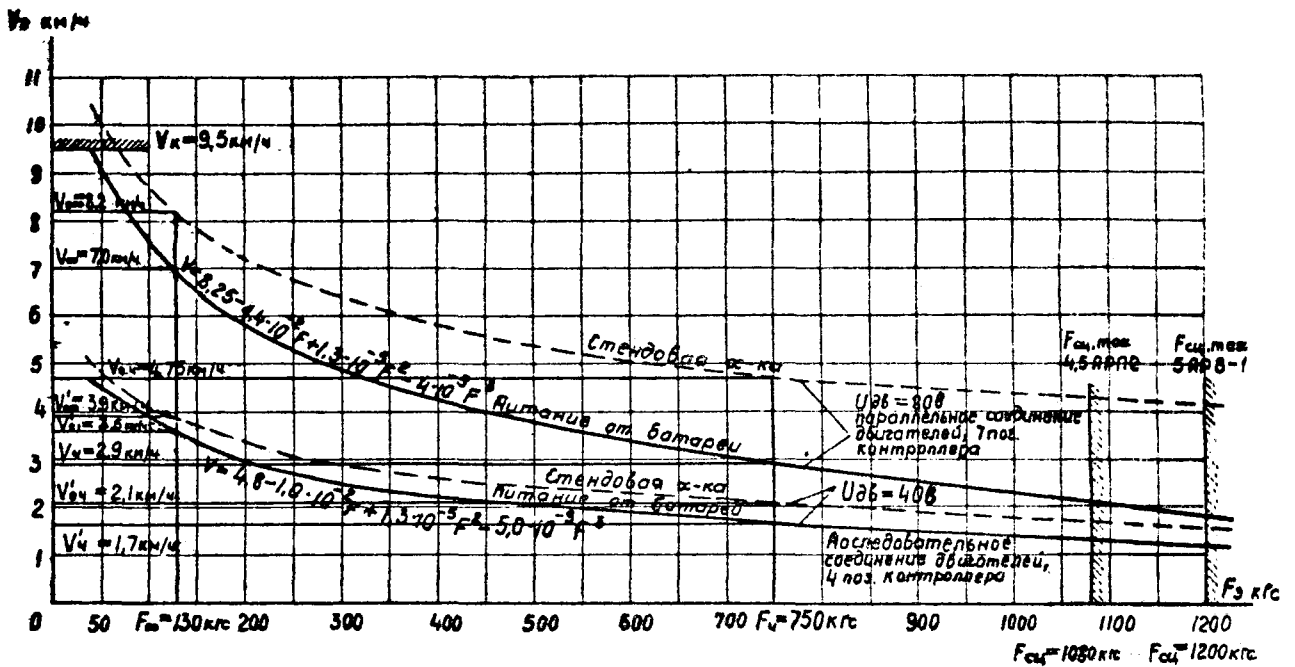


Рис. 1. Типовые характеристики рудинных аккумуляторных электровззовов 5АРВ-1 и 4,5АРВ-2 с аккумуляторными батареями 66ТЖН-250П и 66ТЖН-300 и электродвигателям ЭДР-6

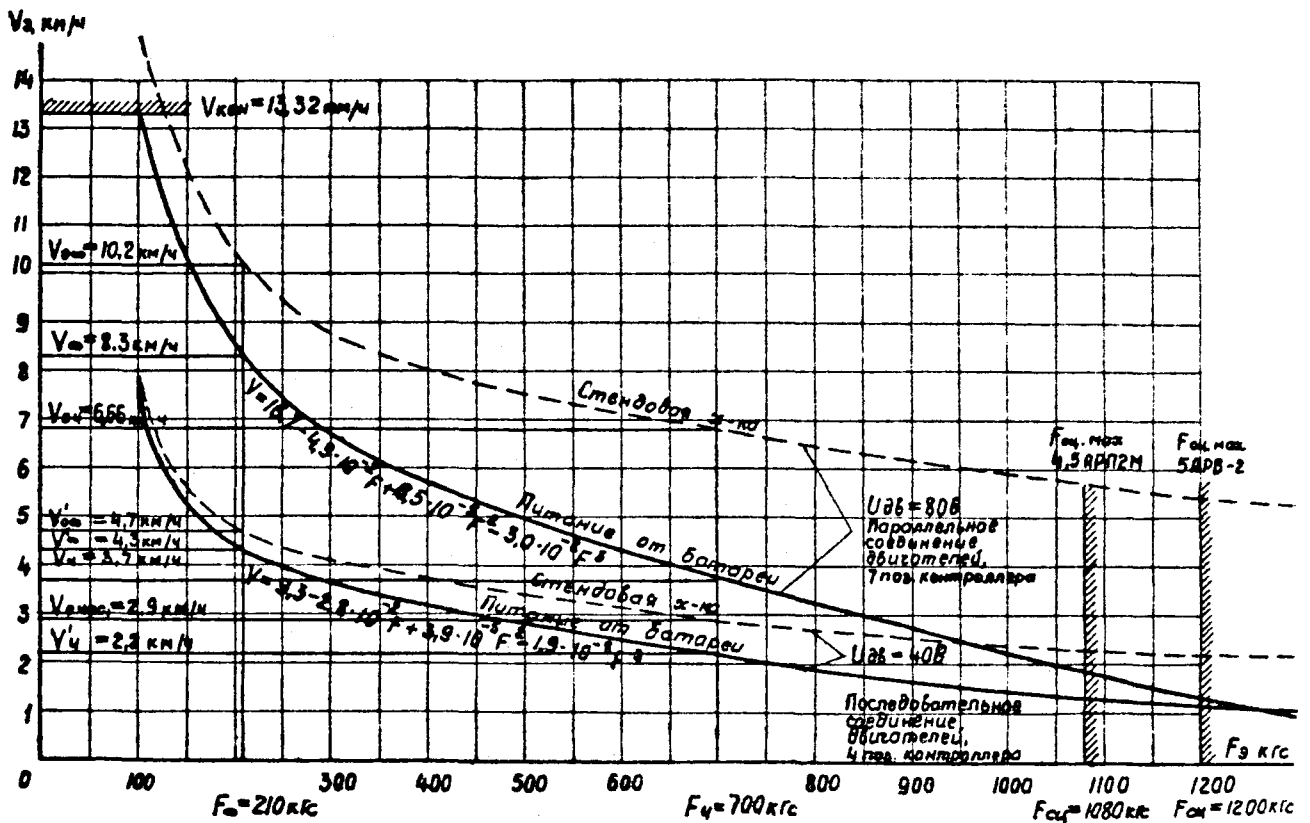


Рис. 2. Типовые характеристики рудинных аккумуляторных электровззовов 5АРВ-2 и 4,5АРВ-2М с аккумуляторными батареями 66ТЖН-250П и 66ТЖН-300 и электродвигателем ЭДР-7П

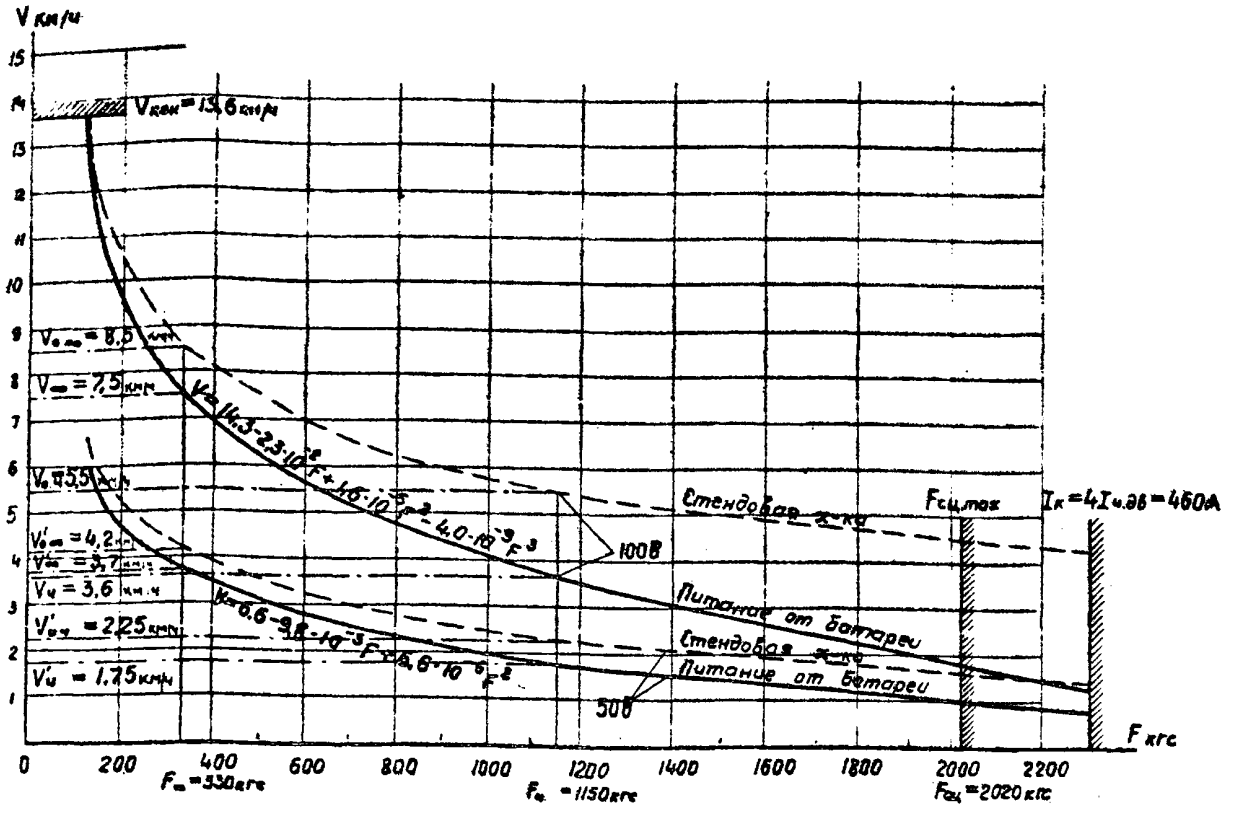


Рис. 3. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза BAPl-I с аккумуляторной батареей 80ТЖН-350 и электродвигателем ЭДР-10Б

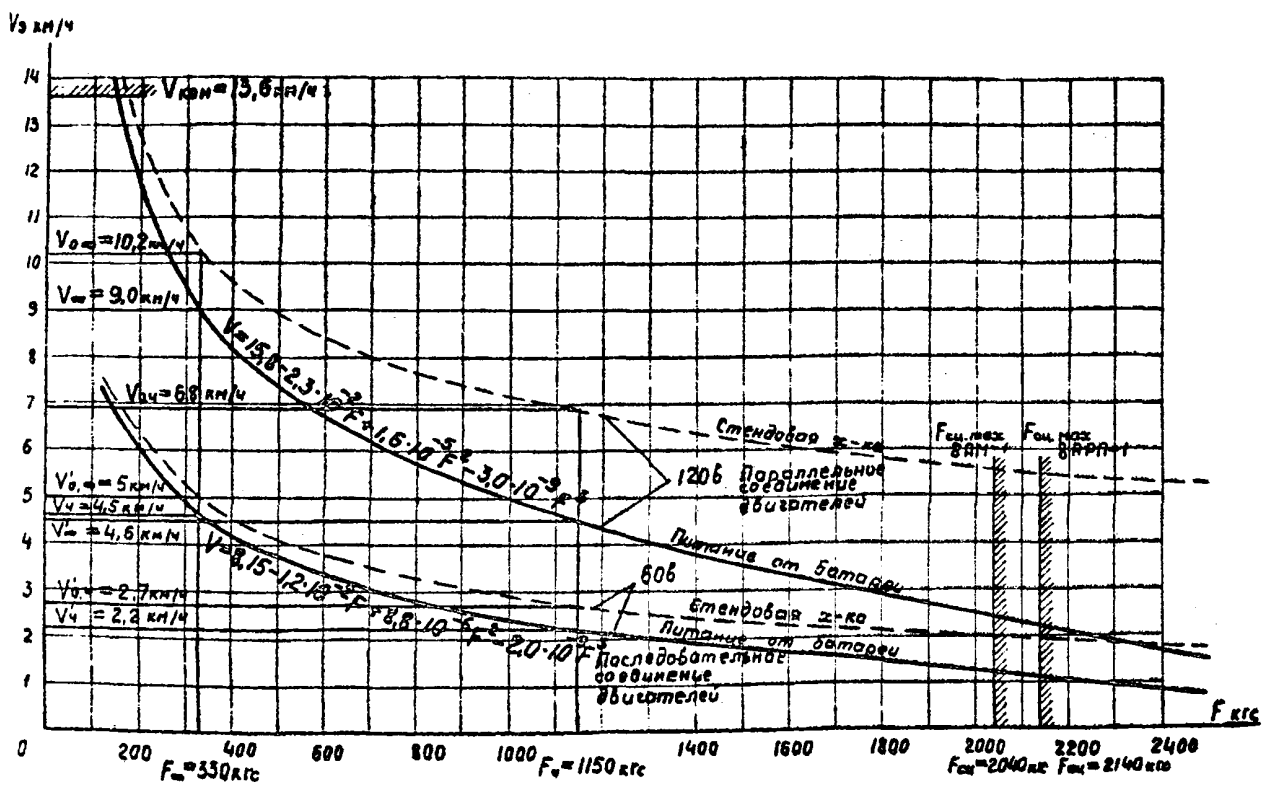


Рис. 4. Тяговые характеристики рудничных аккумуляторных электровозов BAPl-I и AMB-I с аккумуляторной батареей 96ТЖН-350 и электродвигателем ЭДР-10Б

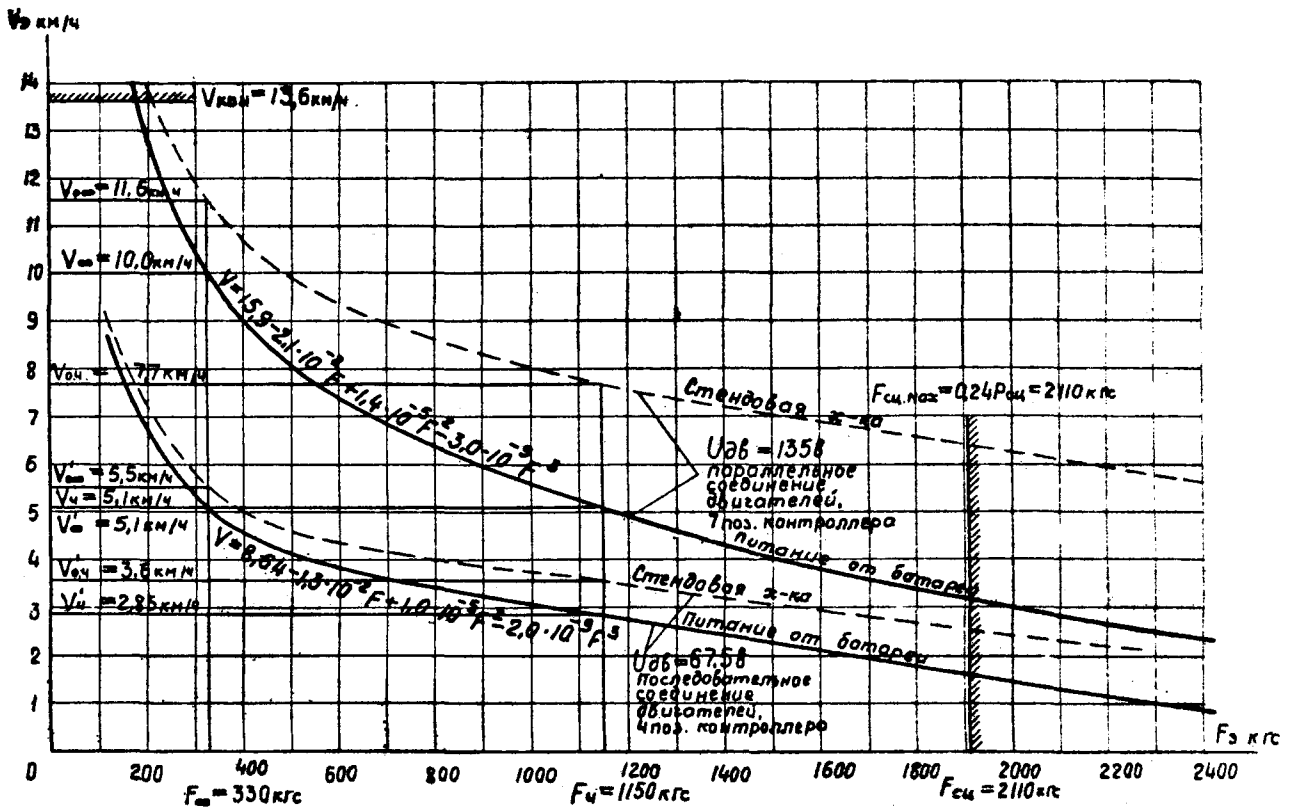


Рис. 5. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза BAPl-3 с аккумуляторной батареей 106ТЖ-350 и электродвигателем ЭДР-10Б

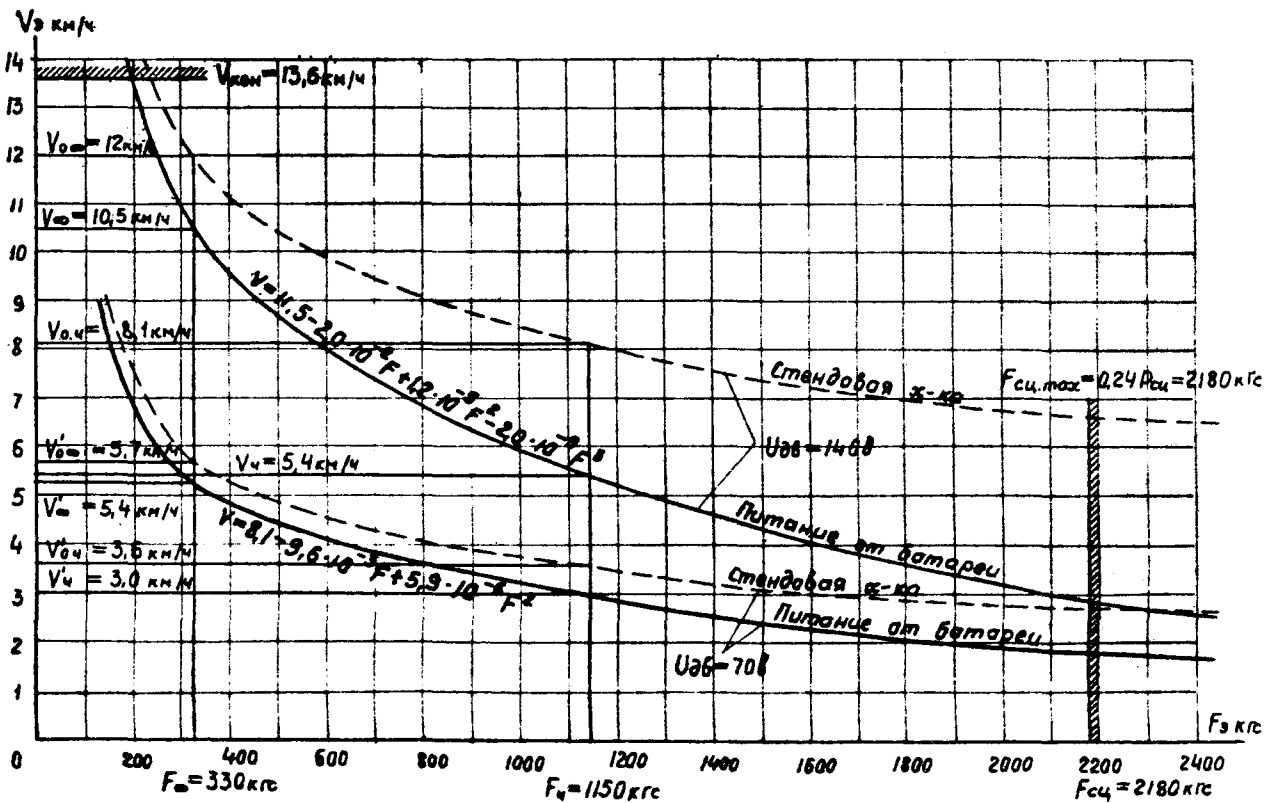


Рис. 6. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза AMB-2 с аккумуляторной батареей 112ТЖ-350 и электродвигателем ЭДР-10В



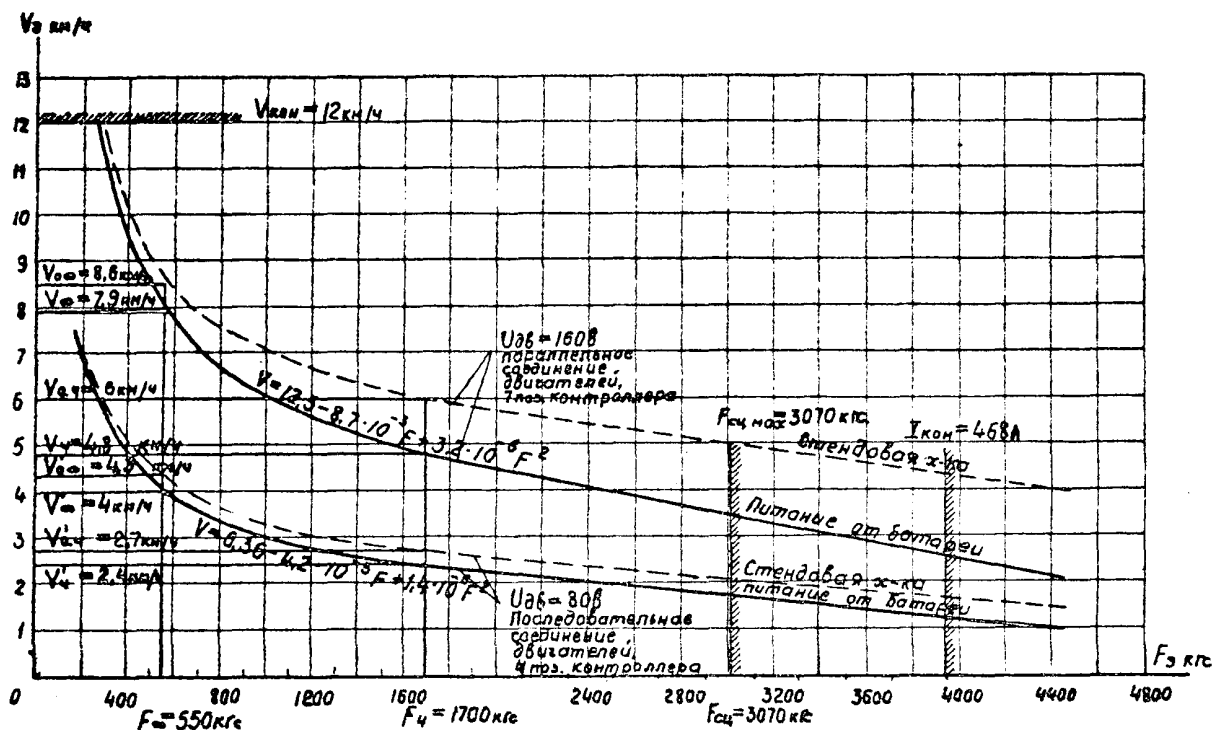


Рис. 7. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза IЗАР-I с аккумуляторной батареей 126ТЖ-550 и электродвигателем ЗДР-15

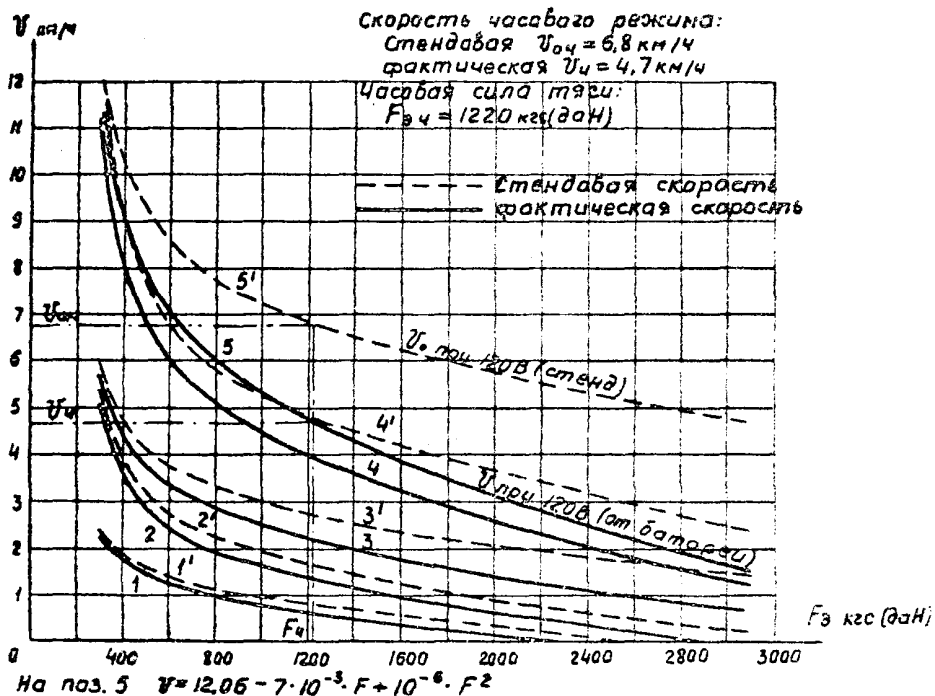


Рис. 8. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АМВЛ на колесах 600 мм с аккумуляторной батареей 96ТЖ-350 и электродвигателем ЗДР-12

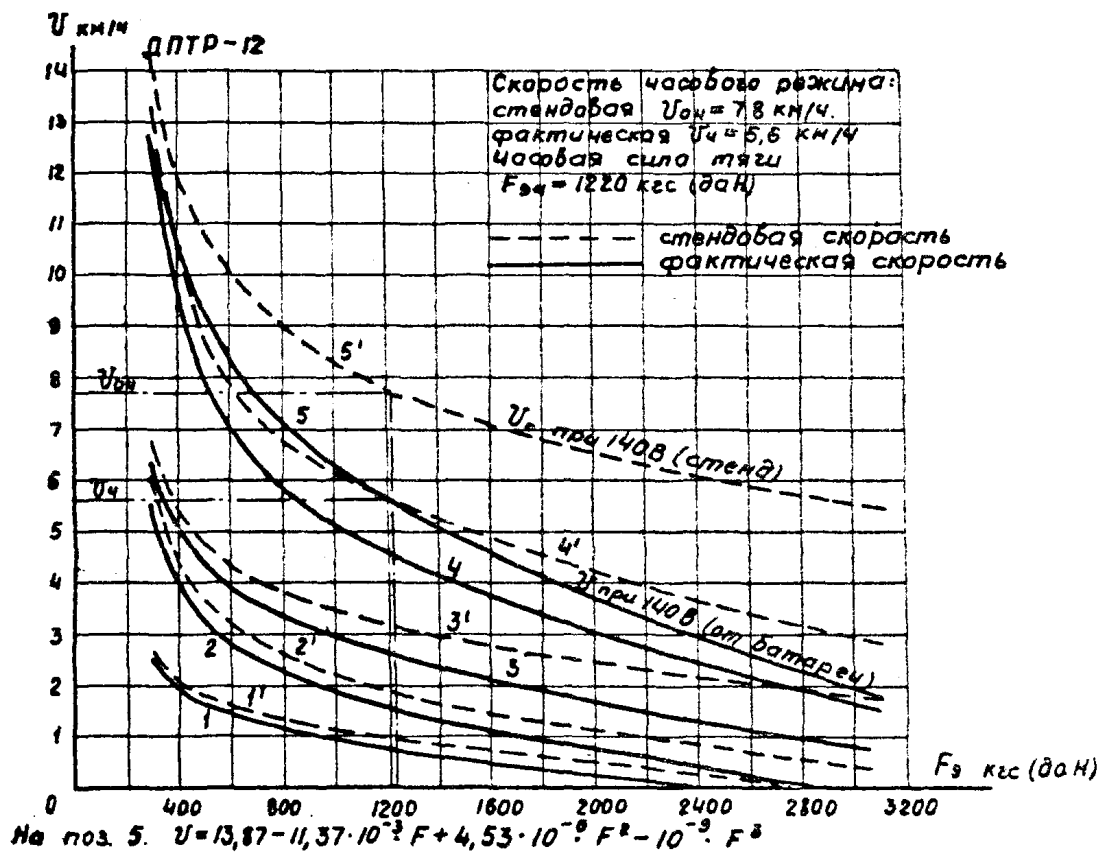


Рис. 9. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АМЭД на колеях 900 мм с аккумуляторной батареей ИЭТДН-350 и электродвигателем ДПТР-12

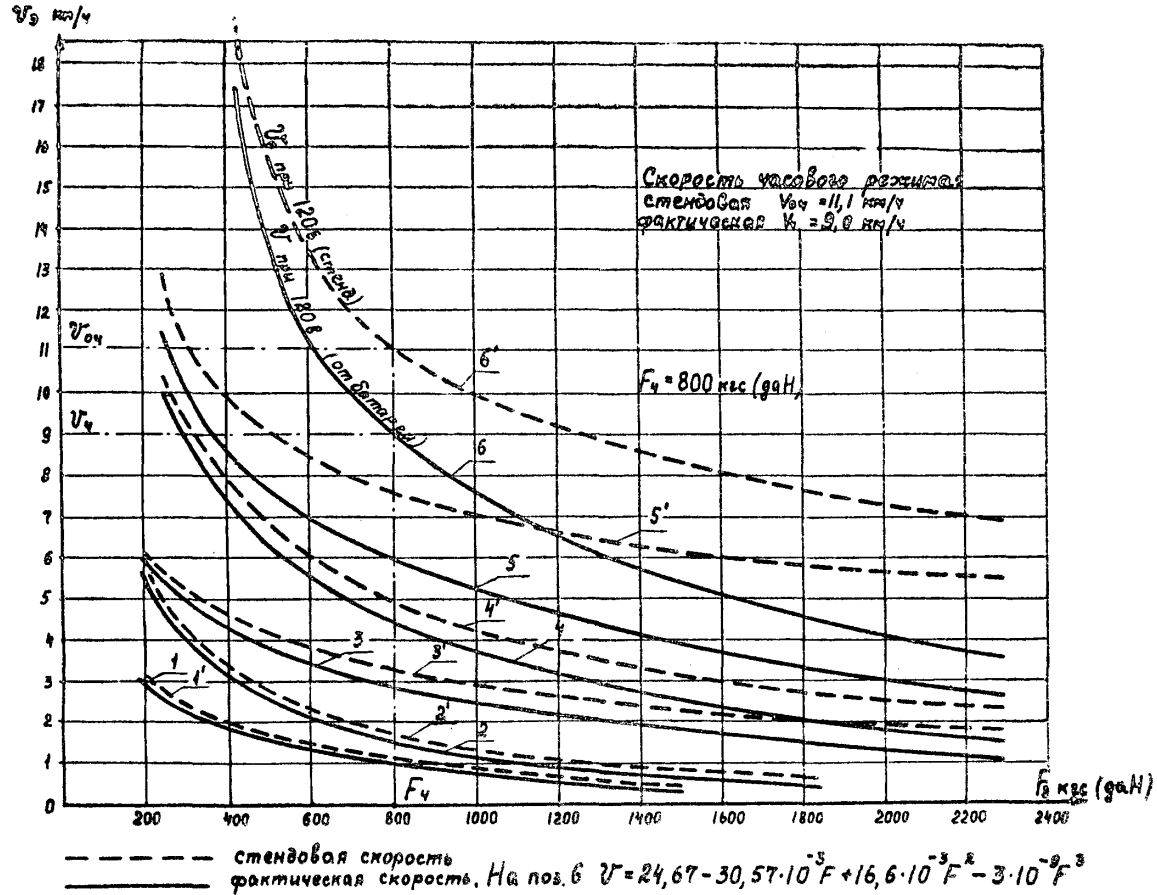


Рис. 10. Тяговые характеристики гудачного аккумуляторного электровоза АРВ7-600 с аккумуляторной батареей 90ТНШ-550 и электродвигателем ДРТ-10

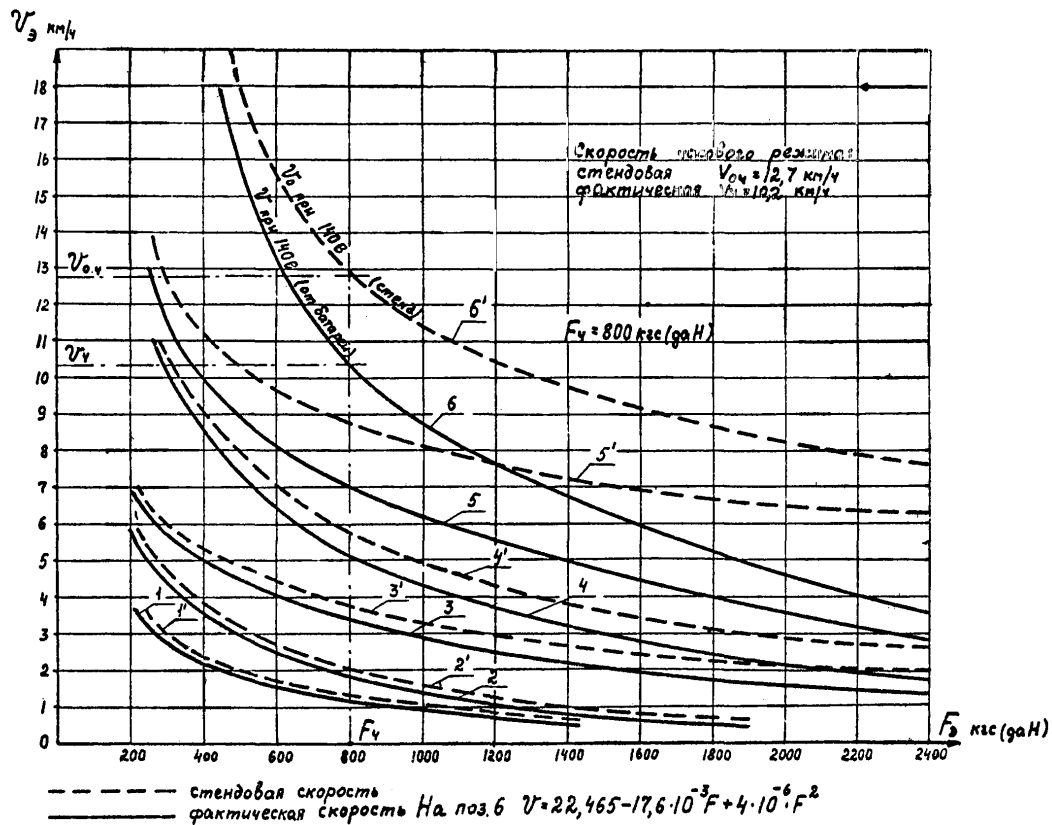


Рис. 11. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электроваза АРВ7-900 с аккумуляторной батареей 102ТНШ-550 и электродвигателем ДРТ-10

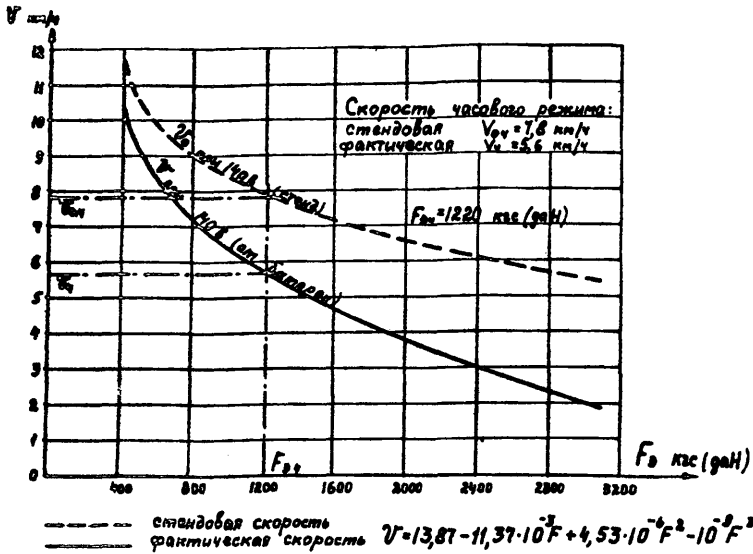


Рис. 12. Типовые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРП-10 на колесах 600 мм с аккумуляторной батареей ИСТЭИИ-550, электродвигателем ДИТР-12 и тиристорной системой управления

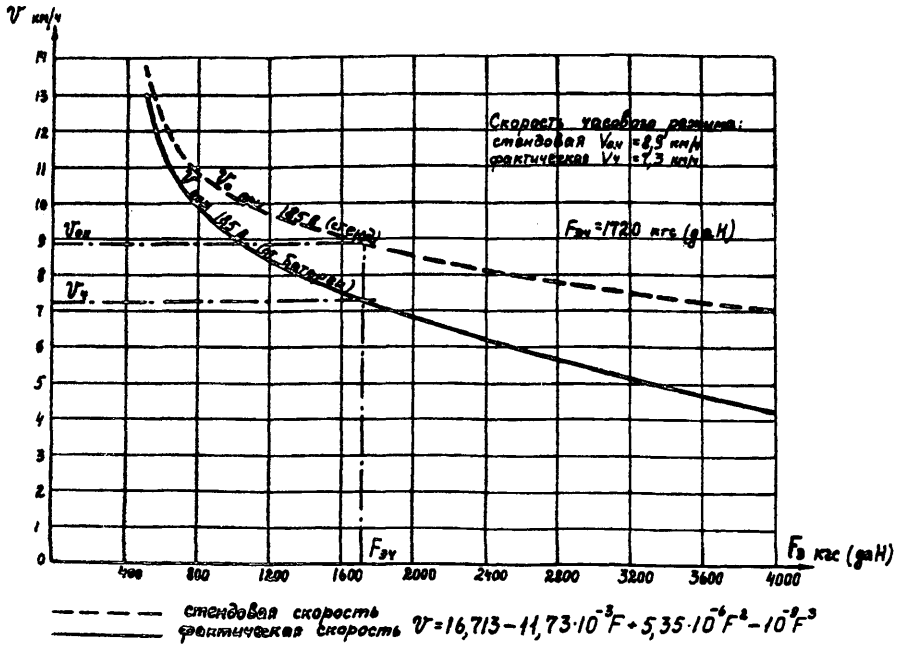


Рис. 13. Типовые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРП-14 с аккумуляторной батареей ИСТЭИИ-650, электродвигателем ЭТ-23,5 и тиристорной системой управления

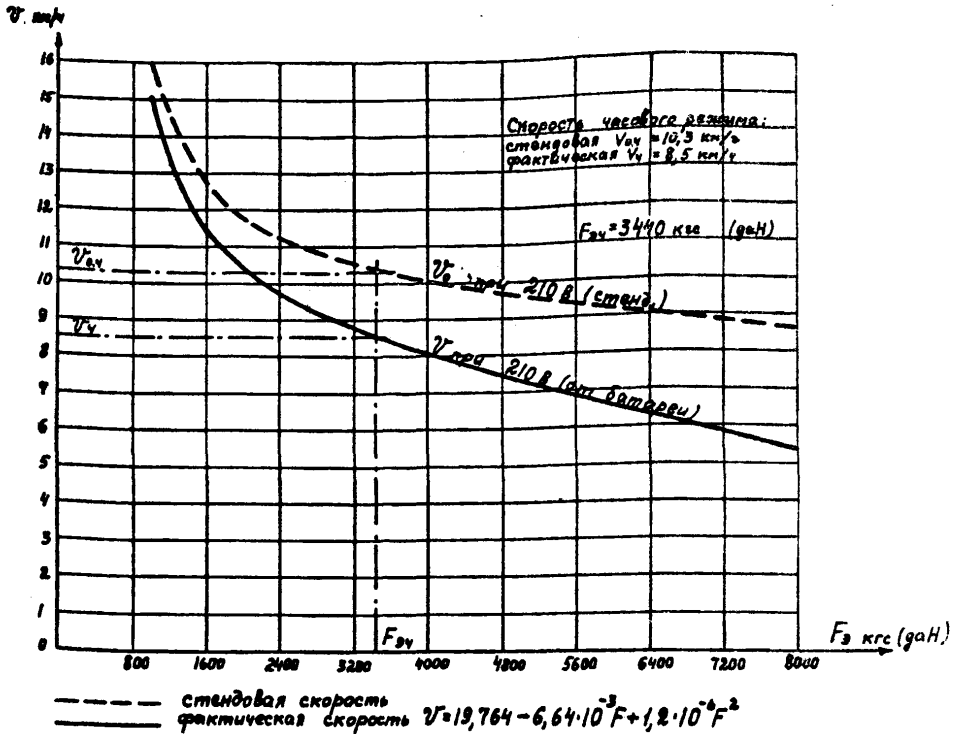


Рис. 14. Типовые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АР1-28 с аккумуляторной батареей 182ТМХ-650, электродвигателем ЭТ-26 и тиристорной системой управления

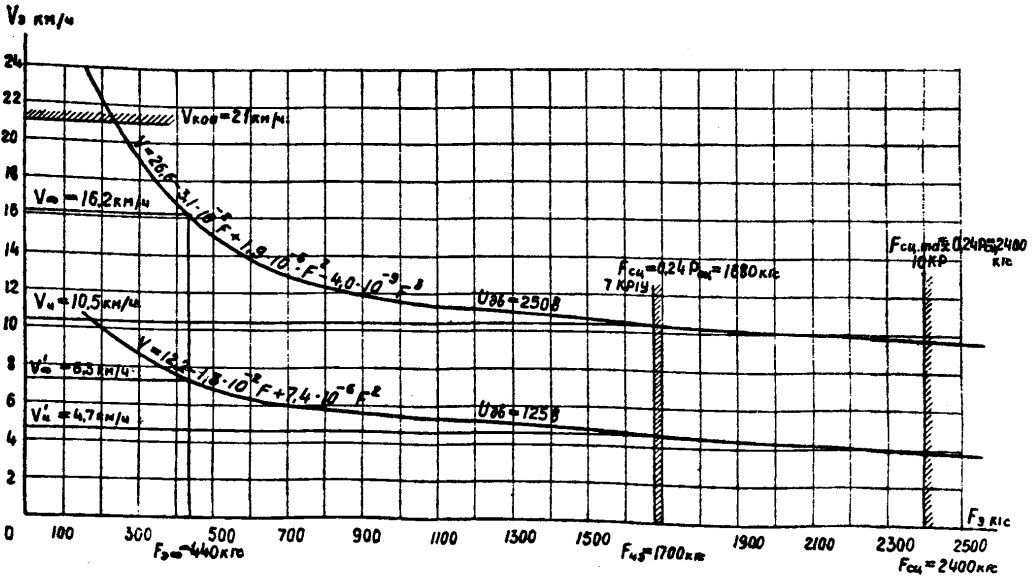


Рис. 15. Типовые характеристики рудничных контактных электровозов ТР-17, ЮКР-1 и ЮКР-2 с электродвигателем ЗДР-25Б

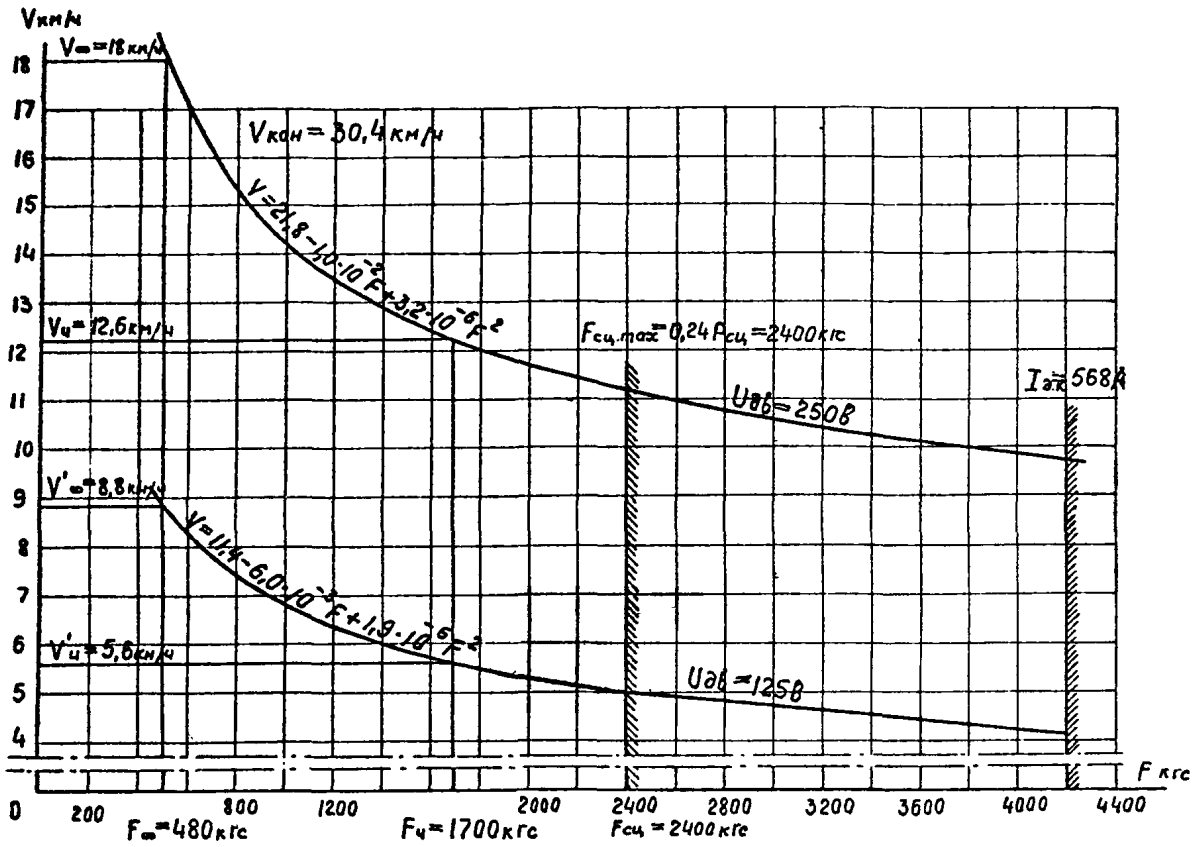


Рис. 16. Тяговые характеристики рудничного контактного электровоза К-10 с электродвигателем ЭТ-31

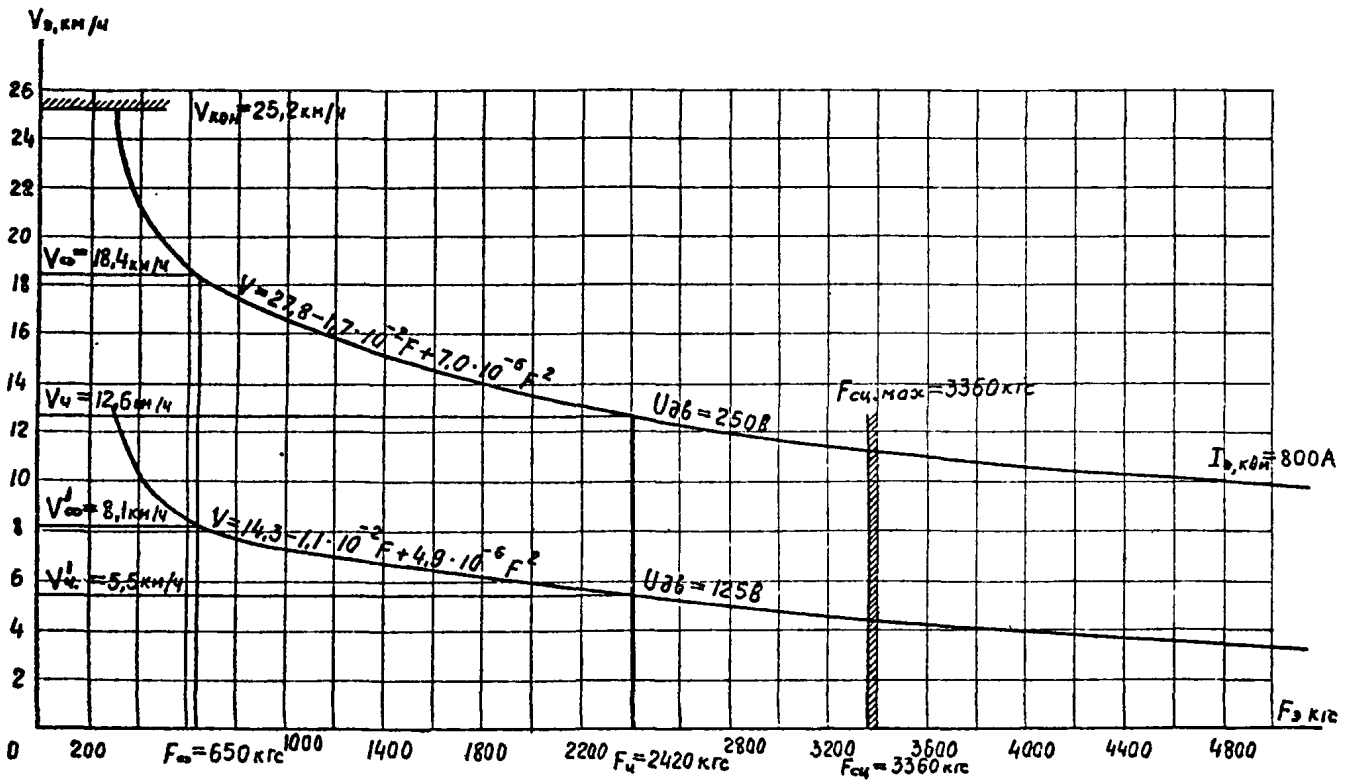


Рис. 17. Тяговые характеристики рудничных контактных электровозов I4KP-1 и I4KP-2 с электродвигателем ДК-809А

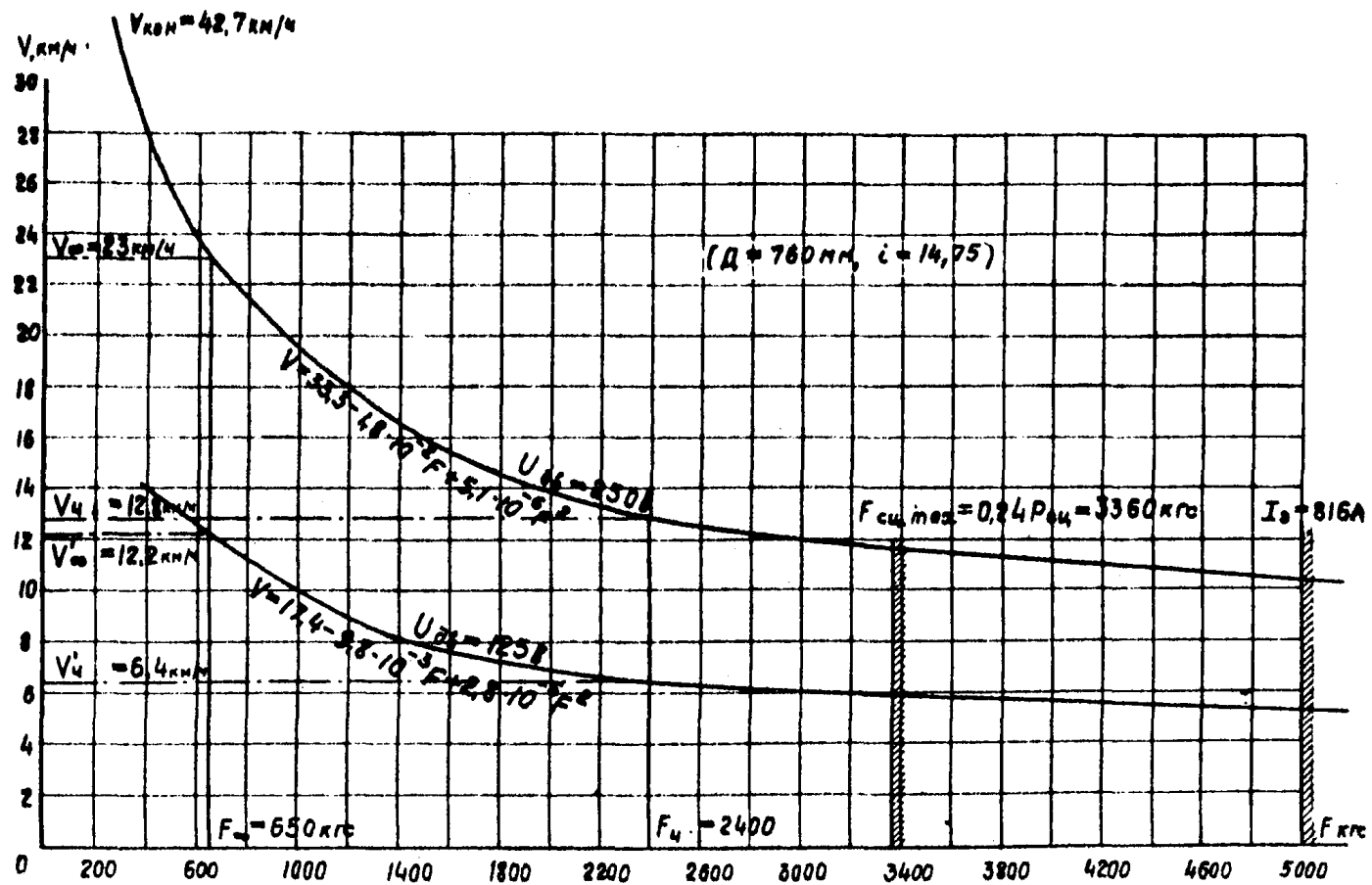


Рис. 18. Тяговые характеристики ручных контактных электроловов К-14 и I4KP-2M с электродвигателем 3T-46



## СОДЕРЖАНИЕ

1. ВВЕДЕНИЕ . . . . .	3
2. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ . . . . .	4
Технологические задачи и виды подземного транспорта . . . . .	4
Схемы подземного транспорта и их составные части . . . . .	4
Основные технологические транспортные узлы . . . . .	10
Задачи проектирования и рекомендации по выбору различных видов основного транспорта . . . . .	10
Характеристика грузопотоков из очистных забоев . . . . .	11
Характеристика грузопотоков из подготовительных забоев . . . . .	15
Характеристика грузопотоков на вспомогательном транспорте . . . . .	16
Содержание раздела "Подземный транспорт" пояснительной записки проекта шахты . . . . .	17
3. КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ . . . . .	18
Область применения и технические характеристики конвейеров . . . . .	18
Конвейерные линии . . . . .	18
Узел сопряжения лавы с конвейерной выработкой . . . . .	22
Промежуточные емкости в конвейерных линиях . . . . .	23
Общие положения по выбору оборудования конвейерных линий . . . . .	31
Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков с неравномерным грузопотоком и установление необходимости применения усредняющего бункера . . . . .	33
Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков, начинающихся с аккумулярующих (не "обходных") бункеров, в которые поступает неравномерный грузопоток . . . . .	35
Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков с равномерным грузопотоком . . . . .	36
Выбор конвейеров для транспортирования горной массы из одного подготовительного забоя . . . . .	36
Выбор конвейеров для сборных расчетных участков . . . . .	37
Выбор емкости усредняющих бункеров . . . . .	39
Определение емкости и производительности разгрузки аккумулярующих бункеров в конвейерных линиях . . . . .	41
Определение электроэнергии, потребляемой ленточными конвейерами . . . . .	42
Основные положения по обеспечению нормальной эксплуатации конвейерных установок и конвейерных линий . . . . .	43
4. ЛОКОМОТИВНЫЙ ТРАНСПОРТ . . . . .	45
Конструктивные типы локомотивов и вагонеток . . . . .	45
Технические характеристики подвижного состава . . . . .	45
Рекомендации по применению секционных поездов, вагонеток и локомотивов . . . . .	45
Расчет электровозной откатки в выработках с уклоном рельсового пути 0,003-0,005 . . . . .	50
Организация работы и обеспечение безопасности локомотивного транспорта . . . . .	66
5. ПРИЕМНО-ОТПРАВИТЕЛЬНЫЕ СТАНЦИИ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ ПРИЕМНО-ОТПРАВИТЕЛЬНЫЕ ПЛОЩАДКИ И ИНДИВИДУАЛЬНЫЕ ПОГРУЗОЧНЫЕ ПУНКТЫ . . . . .	67
Выбор технологических схем приемно-отправительных станций . . . . .	67
6. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ . . . . .	74
Выбор технологических схем транспорта околоствольных дворов . . . . .	74
Методика экономической оценки вариантов основных параметров околоствольного двора . . . . .	76
Определение пропускной способности околоствольного двора . . . . .	78
Выбор оборудования для производства транспортных работ в околоствольном дворе . . . . .	81
7. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ . . . . .	81
Общие положения . . . . .	81
Канатный транспорт . . . . .	84
Локомотивный малогабаритный вспомогательный транспорт . . . . .	96
Самостоятельный безрельсовый транспорт . . . . .	96
Монорельсовый и моноканатный транспорт . . . . .	98
Средства контейнерной и пакетной доставки . . . . .	100
Транспорт материалов и оборудования с помощью напочвенных дорог в выработках с переменным профилем рельсовых путей . . . . .	100
Приложение 1. Кривые зависимости длины конвейеров от угла наклона и производительности . . . . .	103
Приложение 2. Основные размеры ленточных конвейеров . . . . .	140
Приложение 3. Номограммы для расчетов электровозной откатки . . . . .	142
Приложение 4. Электромеханические характеристики тяговых двигателей рудничных электровозов . . . . .	145
Приложение 5. Тяговые характеристики рудничных электровозов . . . . .	163

Коллектив авторов

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА НОВЫХ И ДЕЙСТВУЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Редактор В.И. Емкин

Технический редактор З.Н. Крупова

T-06094

Тираж 1500

Цена 1 руб. 24 коп.

Изд. № 7832

Заказ № 777

16, 62 уч.-изд.л. + 6 вклеек

Типография Института горного дела им. А.А. Скочинского

Подписано к печати 18/17 1977 г.