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

gost.e-ecolog.ru

Москва
1977

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

УДК 622.81/.87

"Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт" разработаны Институтом горного дела им.А.А.Скочинского совместно с Центрогипрошахтом, Южгипрошахтом, ДонУГИ, КНИУИ, КузНИУИ, ВНПО "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.Ющенко, В.П.Степаненко, В.К.Колояров, Ю.И.Григорьев, Р.В.Малов, И.П.Ремизов, Л.А.Чубаров, С.Д.Вепринцев, Г.Я.Пейсахович, А.И.Митейко, Б.М.Щербаков, Э.Я.Базер, Я.И.Тютюник, В.А.Пономаренко, С.Ю.Кравчинский, П.С.Шахтарь, К.Ю.Белоусов, Р.В.Мерцалов, В.А.Шемякин, Б.Г.Климов, А.Е.Симаков, Е.М.Чернявский, А.А.Ткаченко, Д.А.Сасунов, В.Н.Адыканов, П.И.Овсиенко, И.Т.Чуйко, С.С.Шевчук.

© Институт горного дела им. А. А. Скочинского (ИГД им. А. А. Скочинского), 1977.

I. ВВЕДЕНИЕ

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 - аккумулирующими 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 II категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля и газа;

монорельсовые рудничные дизелевозы;

грузовые и грузолодские 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^3 и выше переход на тяжелые рельсы массой 33–38 кг на I м, уложенные на упрочненных шпалах и каменистом (щебеночном или гравийном) балласте.

11. 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 различных видов 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 взаимоувязанные 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).

Таблица 2.I

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 -I6 до +I8°
	Крутонаклонные ленточные конвейеры	То же	Прямолинейные в плане наклонные выработки с углами наклона до -25° или +35°
	Телескопические ленточные конвейеры	Транспортирование угля от очистных забоев	Прямолинейные в плане постоянно укорачивающиеся вслед за подвиганием очистных забоев горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона от -I2 до +I2°
	Грузолюдские ленточные конвейеры	Транспортирование угля, породы и горной массы и перевозка людей	Уклоны с углами наклона до +I8°
	Пластинчатые изгибающиеся конвейеры	Транспортирование угля от очистных забоев	Искривленные в плане горизонтальные выработки
	Скребковые конвейеры	Транспортирование угля, породы и горной массы из очистных и подготовительных забоев	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до 35° при небольшой длине транспортирования (до I00-I50 м)
Рельсовый	Электровозы, дизелевозы	Транспортирование составов вагонеток и секционных поездов с углем, породой, горной массой, оборудованием и материалами, а также пассажирских составов	Горизонтальные выработки
	Инерционные локомотивы (гировозы)	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 до 30°
	Канатная откатка в скипах	Транспортирование угля, породы или горной массы	Наклонные выработки с углами наклона свыше I8°
	Напочвенные канатные дороги	Транспортирование составов вагонеток с углем, породой или горной массой, материалами и оборудованием	Горизонтальные и слабонаклонные (до 5°) выработки
Безрельсовый самоходный	Грузовые самоходные вагонетки	Транспортирование угля, породы и горной массы	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до I6°
	Тягачи с прицепными платформами	Транспортирование материалов и оборудования	То же
	Грузолюдские самоходные вагонетки	Транспортирование материалов и оборудования, перевозка людей	-"-
Монорельсовый	Монорельсовые дороги с канатной тягой	То же	Горизонтальные и наклонные выработки с углами наклона до I8°
	Монорельсовые дороги с подвесными локомотивами	-"-	То же
Канатный подвесной	Моноканатные подвесные дороги	-"-	То же с углами наклона до 25°
	Двухканатные подвесные дороги	Транспортирование материалов и оборудования	То же с углами наклона до I5°

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.I 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.I0. Участковый транспорт – совокупность транспортных средств и устройств, размещенных в горизонтальных, наклонных и вертикальных выработках, расположенных в пределах выемочной панели или выемочного участка[x)] этажа.

Участковыми транспортными выработками следует считать на шахтах, разрабатывающих:

г о р и з о н т а л ь н ы е пласты – бортовые (участковые) и сбо ные штреки, к которым примыкают очистные забои;

п о л о г и е и н а к л о н н ы е пласты:

при п а н е л ь н о й подготовке шахтного поля – ярусные штреки, вспомогательные квершлаги, просеки, печи, панельные бремсберги и уклоны, к которым примыкают ярусные штреки;

при э т а ж н о й подготовке шахтного поля – подэтажные и промежуточные штреки, вспомогательные квершлаги, просеки, печи, участковые бремсберги и уклоны, примыкающие к этажным штрекам, наклонные ходки (при отработке столбов по восстанию или падению);

к р у т ы е пласты – промежуточные, подэтажные и параллельные штреки.

2.II. 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 квершлаги (капитальные, основные, промежуточные) на горизонте околоствольного двора шахты, этажные штреки и квершлаги 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.I2. В зависимости от технологического назначения транспортных средств и устройств в участковый и магистральный транспорт могут входить следующие основные транспортные подсистемы:

о с н о в н о й т р а н с п о р т угля из очистных забоев до околоствольного двора или поверхности (при наличии наклонного ствола) шахты;

---

x) Не смешивать с участком как административной единицей.

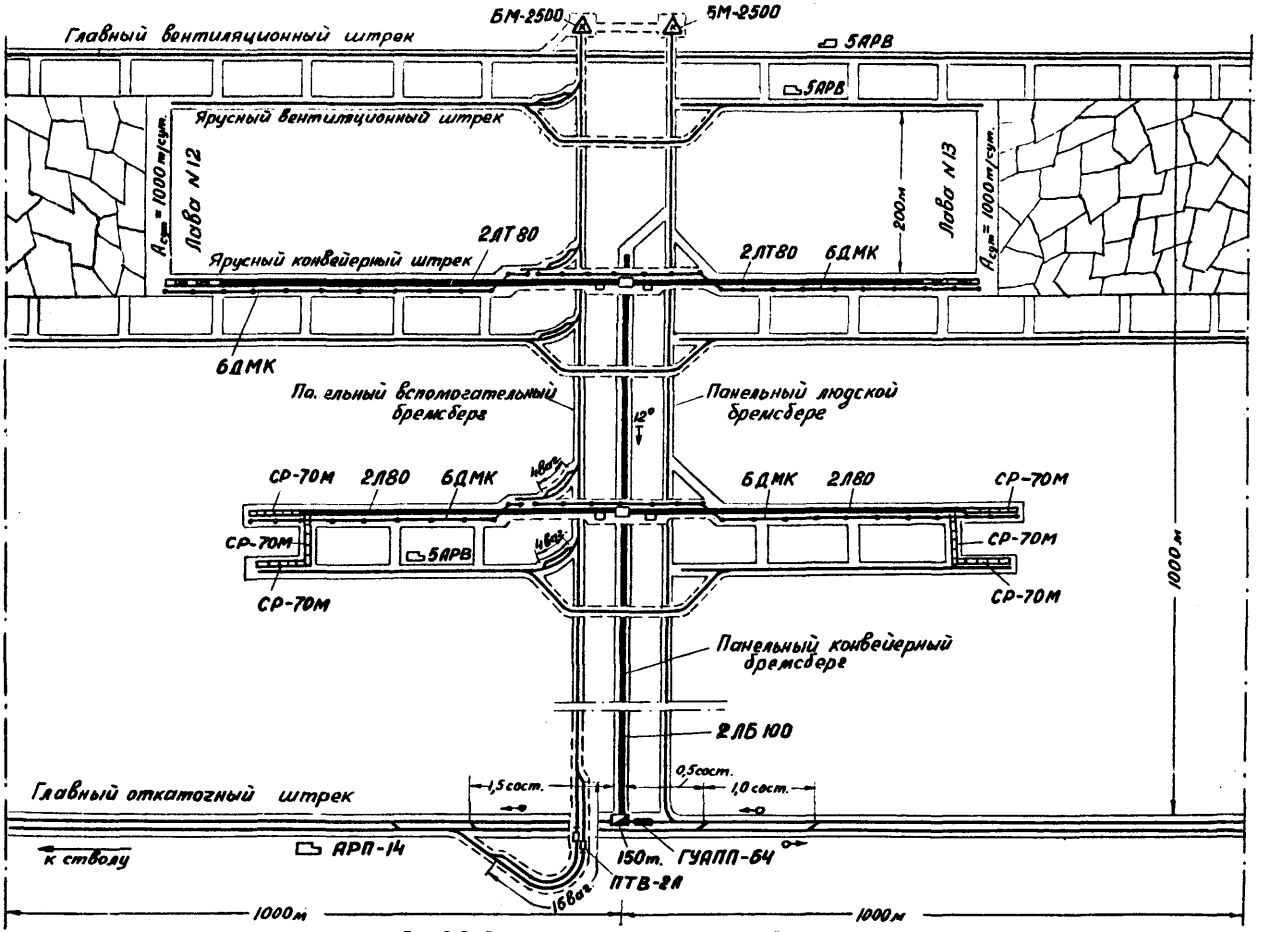
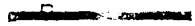
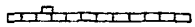
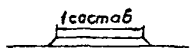
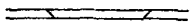
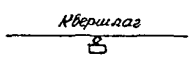
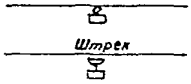


Рис. 2.1. Схема подземного транспорта выемочной панели

Таблица 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
	Скребковый конвейер
	Надвижной скребковый перегружатель
	Желоба или решетки для самотечного транспорта
	Одноколейный рельсовый путь с разминовкой (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, скребкового или пластинчатого конвейера
	Погрузочный пункт под лавой
	Горный бункер (гезенк)
	Бункер-конвейер
	Приемная воронка (разгрузочная яма)
	Автоматизированный погрузочный комплекс
	Толкатель
	Маневровая лебедка
	Лебедка для откатки бесконечным канатом
	То же концевым канатом
	Опрокидыватель

Продолжение табл. 2.2

I	2
	Компенсатор высоты
	Монорельсовая дорога с канатной тягой
	То же с подвесным дизелевозом
	Моноканатная 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. Конвейеризированными 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 конвейеризированным следует относить также выемочные участки с "коренными" 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. О к о л о с т в о л ь н ы й 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. П о г р у з о ч н ы й пункт – совокупность горных выработок, транспортного оборудования и устройств, предназначенных для: погрузки угля, поступающего с конвейера, из люка 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. П р и е м н о – о т п р а в и т е л ь н ы е 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. П р и е м н о – о т п р а в и т е л ь н ы е 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. П о д л а в н ы й к о н в е й е р н ы й 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. К о н в е й е р н ы й п е р е г р у з о ч н ы й узел – совокупность участка горной выработки в месте сопряжения двух конвейеров и транспортных устройств, предназначенных для перегрузки угля с конвейера на конвейер.

2.23. П е р е г р у з о ч н ы й 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. П р о м е ж у т о ч н ы е е м к о с т и в транспортных системах. По технологическому назначению следует различать:

аккумулирующую емкость, предназначенную для аккумулирования угля на стыке транспортных установок и обеспечивающую независимую работу предшествующей установки в периоды кратковременных отказов или остановок последующих. Применение аккумулирующих 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 внемочных 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 многотипности 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:

I. На шахтах, разрабатывающих п о л о г и е и н а к л о н н ы е пласты:

а) в участковых горизонтальных выработках - только конвейерный транспорт;

б) в участковых и главных (капитальных) наклонных выработках с углами наклона до I6-I8° - только конвейерный транспорт;

в) в наклонных выработках с углами наклона более I6-I8° - 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 к р у т ы е пласты:

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

б) в участковых углеспускных печах 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 (свыше I000 т/сут) очистных забоев. Комбинированный конвейерно-локомотивный транспорт целесообразно применять при разработке группы сближенных 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, I,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 (неравномерностью 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 устанавливают 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 $\mathcal{L}_{o.з}$, 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 $K_м$;

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 $a_{1(п)}$ (т/мин) рассчитывается по формуле

$$a_{1(п)} = \frac{A_{см}}{60\, T_{см}\, K_п},$$

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

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

$$K_п = K_м = \frac{t_в}{60\, T_{см}},$$

где $t_в$ – продолжительность работы очистной машины по выемке угля в течение смены, мин.

При односторонней схеме работы с зачисткой величина $K_п$ рассчитывается по формуле

$$K_п = \frac{t_в + t_з}{60\, T_{см}} = K_м + \frac{t_з}{60\, T_{см}},$$

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

$$t_з = \frac{\mathcal{L}_{о.з}\, N}{0{,}7\, V_{max.м}},$$

где $\mathcal{L}_{о.з}$ – длина очистного забоя, м;

N – число рабочих циклов выемочной машины в смену. Принимается по планограмме очистных работ;

$V_{max.м}$ – 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:

I. 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

$$a'_{max} = m\, b\, v_{max}\, \delta_1\, \psi_п\, \gamma_ц \quad ; \tag{2.1}$$

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

$$a''_{max} = m\, b\, v'_{max}\, \delta_2\, (1-\psi_п)\, \gamma_ц, \tag{2.2}$$

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			
				I20	I80	200	240
IK-I0I	I0,0	0,75 I,20	0,63 0,80	3,7 2,72	2,4 2,I	2,I I,77	I,6 I,37
MK-67	6,0	0,7-I,0 0,9-I,2	0,80	3,2 3,0	3,I 2,8	2,8 2,5	2,55 2,3
2K-52	6,0	I,I-I,7 I,35-2,0	0,63 0,80	3,6-3,I 3,2-3,0	3,2-2,8 3,0-2,8	3,0-2,6 2,6-2,4	2,6-2,3 2,2-2,0
ГШ-68	6,0	I,I-2,8	0,63 0,80	5,5-3,8 4,5-3,6	5,0-3,3 4,0-3,0	4,4-3,0 3,7-2,7	3,7-2,6 3,2-2,8
КШ-IKГ	6,0	I,4-2,2 2,2-3,0	0,63	3,2-3,0 3,0-2,3	3,0-2,8 2,8-2,I	2,6-2,4 2,4-I,8	2,2-2,0 2,0-I,5
КШ-3М	6,0	2,5-3,5	0,63 0,50	3,8-2,2 4,0-3,0	3,5-I,9 3,6-2,9	3,I-I,5 3,3-2,6	2,5-I,0 3,I-2,45
"Комсомолец"	5,88	0,5-0,8	0,90	I,0-0,9	0,9-0,8	0,8-0,7	0,7-0,6
"Темп-I"	5,88	0,6-I,2 0,95-I,5	0,90 I,00	I,I-0,9 I,0-0,8	I-0,85 0,95-0,75	0,9-0,8 0,9-0,7	0,8-0,7 0,8-0,65
УСТ-2А	0,48	0,5 I,0	0,06 0,I0	До 29	-	-	-
УСТ-3	I,3	0,55 I,00	0,05 0,07	До 78	-	-	-
УСБ-67	0,63	0,9-2,0	0,05	До 38	До 38	До 38	-

где $в$ – 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

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

δ_1, δ_2 – расчетные коэффициенты, определяемые по формулам:

$$\delta_1 = \frac{V_к}{V_к + V_{max}}; \quad \delta_2 = \frac{V_к}{V_к - V'_{max}},$$

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

$\psi_п$ – 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.I) следует принимать $\psi_п$ = I,а в формуле (2.2) $\psi_п$ = 0; при работе выемочной машины по односторонней схеме без зачистки (с полной погрузкой при прямом ходе) следует принимать $\psi_п$ = I; при работе выемочной машины по односторонней схеме с зачисткой следует принимать $\psi_п$ по табл. 2.5 в соответствии с шириной захвата и мощностью пласта;

$\gamma_ц$ – средняя плотность угля с прослойками породы в целике, т/м^3. Устанавливается по характеристике пласта.

Таблица 2.4

Техническая характеристика скребковых конвейеров

Тип скребкового конвейера	Скорость рабочего органа $V_н$, м/мин	Максимальная производительность конвейера $a_{з.к.}$, т/мин	Тип скребкового конвейера	Скорость рабочего органа $V_н$, м/мин	Максимальная производительность конвейера $a_{з.к.}$, т/мин
СК-38	33,0	I,5	СПП-87ДН	55,2	4,I
СК-38Р	37,5	I,7		67,2	5,0
СП-64	57,5	5,0	СКТ-64	I8,6	3,4
С-53А	44,0	2,6		43,2	6,7
	63,6	3,8	СУ-IМК	55,8	4,4
СР-70А	56,4	4,4	СУ-2МК	55,8	4,4
СР-70М	6I,I	6,0	СУ-ОКП	70,2	6,4
	82,2	7,5	СП-87П	84,0	I0,0
СП-63М	48,0	4,3	СП-202	84,0	I0,0
	55,2	4,9	СП-64П2	84,0	6,7
	67,2	6,0	СПУ-26I	84,0	I3,0
			СП-30I	84,0	I3,0

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

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

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

Таблица 2.5

Значения коэффициента погрузки $\psi_п$

Ширина захвата $в$, м	Значения коэффициента $\psi_п$ при вынимаемой мощности пласта m, м									
	0,8	I,0	I,2	I,4	I,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	0,8I	0,83

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

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

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

$$a_{1(max)_Σ} = \sum_{i=1}^{n} a_{1(n)_i} + n_б \sqrt{\sum_{i=1}^{n} б_i^2} ,$$

где $n_б$ – вероятностный параметр. Для его определения предварительно вычисляется произведение коэффициентов поступления всех суммируемых забойных грузопотоков $K_{n1}, K_{n2}, \ldots, K_{nn}$ и по полученному его значению в табл. 2.6 находится значение $n_б$;

Таблица 2.6

Значения вероятностного параметра $n_б$

$K_{п_1}, K_{п_2} \ldots K_{п_n}$	$n_б$	$K_{п_1}, K_{п_2} \ldots K_{п_n}$	$n_б$	$K_{п_1}, K_{п_2} \ldots K_{п_n}$	$n_б$
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	-	-

$б_i$ - среднеквадратическое отклонение значений минутных грузопотоков за время поступления по каждому из суммируемых очистных забоев. Значение $б$ для каждого забоя рассчитывается по формуле

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

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 $Q_ц$, м^3/цикл;

средняя плотность в целике угля, породы или горной массы $\gamma_ц$, т/м^3;

продолжительность одного цикла проходческих работ $t_ц$, мин;

продолжительность работы комбайна или оборудования для погрузки угля, породы или горной массы за один цикл $t_п$, мин.

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

$$q_{i(n)} = \frac{Q_ц \gamma_ц}{t_п} ,$$

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

при поступлении груза из одного очистного и одного подготовительного забоя

$$U_{1(max)} = a_{1(max)} + q_{1(n)};$$

при поступлении груза из нескольких очистных и подготовительных забоев

$$U_{1(max)_\Sigma} = a_{1(max)_\Sigma} + \mathcal{Z} \sum_{i=1}^{n} q_{i1(n)_i}.$$

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

Таблица 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 относится:

подземное оборудование (стационарное, полустационарное, передвижное);

металлические крепи (индивидуальные и механизированные для лав и подготовительных выработок);

лесоматериалы (брусья, стойки, затяжки, обаполы, доски, распилы и пр.);

железобетонные изделия (стойки, шпалы, плиты, затяжки);

прокат черных металлов (двутавровые 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 $A_в$ (т/сут) следует определять по формулам:

при отработке запасов обратным ходом

$$A_в^o = K_л \gamma_д A_{сут} + K_к \mathcal{L};$$

при отработке запасов прямым ходом

$$A_в^n = K_л \gamma_д A_{сут} + (q_м + q_п) l_{пз} + K_к \mathcal{L},$$

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

$\gamma_д$ – средняя плотность дерева, т/м^3;

$A_{сут}$ – суточный грузопоток угля из лавы, т;

$q_м$ – расход материалов на I м проведения подготовительной выработки, т;

$q_п$ – выход породы (горной массы) с I м проведения выработки;

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

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

$\mathcal{L}$ – длина поддерживаемой выработки, м.

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

$$A_в^{нв} = \sum A_i + \frac{\mathcal{L}_г}{t_п}(q_м + q_п) + \frac{KZ_1 h_{др}}{t_п}(q'_м + q'_п),$$

где $A_в^{нв}$ – суммарный грузопоток материалов и породы по вспомогательной наклонной выработке, т/сут;

A_i – грузопоток на участок, т/сут;

$L_г$ – годовой объем подготовительных работ, м;

t – срок службы яруса (этажа), год;

n – количество рабочих дней в году;

$q'_м, q'_п$ – соответственно расход материалов и выход породы, приходящиеся на I м наклонной выработки, т;

K – количество проводимых наклонных выработок, шт.;

z_i – количество подготовительных ярусов (этажей), шт.;

$h_{яр}$ – высота яруса (этажа), м.

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

$$Q_з = m L_{о.з} l_{о.з} K_у \gamma,$$

где $Q_з$ – суточный грузопоток закладочных материалов, т;

$L_{о.з}$ – длина лавы (закладываемого участка), м;

$l_{о.з}$ – суточное подвигание очистного забоя, м;

$K_у$ – коэффициент уплотнения закладочного материала.

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:

I. 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:I000, 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 потребуется 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 надшахтных 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 околоствольного 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 аккумулирующих) 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.I,а

Техническая характеристика подземных ленточных конвейеров унифицированного ряда

Тип конвейера	Приемная способность, м³/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
	стационарная установка	полустационарная установка			минимум	максимум				
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
	7,2	6,5		I,6	I00	330				Александровский машзавод им. К.Е.Ворошилова
LI80	9,3	8,4	800	2,0	I50	420	40	Для участковых выработок с углами наклона от -3 до +6°	Серийный	
		6,5		I,6	I00	330				
LIT80	-	8,4	800	2,0	I50	420	40	Для выработок с углами наклона от -3 до +6°, непосредственно примыкающих к лавам	То же	То же
	7,2	6,5		I,6	I00	330				
LIБ80	9,3	8,4	800	2,0	I50	420	40	Для участковых бремсбергов с углами наклона от -3 до -I6°	-"-	-"-
	7,2	6,5		I,6	I00	330				
2LI80	9,3	8,4	800	2,0	I50	420	До II0	Для участковых выработок с углами наклона от -3 до +6°	-"-	-"-
	-	6,5		I,6	I00	330				
2LIT80	-	8,4	800	2,0	I50	420	До II0	Для выработок с углами наклона от -3 до +6°, непосредственно примыкающих к лавам	I977	-"-
	7,2	6,5		I,6	I00	330				
2LIБ80	9,3	8,4	800	2,0	I50	420	До II0	Для участковых бремсбергов с углами наклона от -3 до -I6°	I977	-"-
3LIH80	4,7/3,5	-	800	I,6	50	200	200	Для уклонов с углами наклона от +I8 до +25°	I976	-"-
LII00	II,2	-	I000	I,6	I50	530	200	Для выработок с углами наклона от -3 до +6°	Серийный	Краснолучский машзавод
		I0,I		I,6	I50	530				
LITI00	-	I5,7	I000	2,5	500	840	До 300	Для выработок с углами наклона от -I0 до +I0°, непосредственно примыкающих к лавам	I978	То же

Продолжение табл. 3.I,а

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
IЛУI00	II,2	-	I000	I,6	200	530	200	Для уклонов с углами наклона от 6 до I8°	Серийный	Краснолучский машзавод
IЛБI00	II,2	I0,I	I000	I,6	I50	530	I00	Для бремсбергов с углами наклона от -3 до -I6°	То же	То же
IЛI00К	II,2	I0,I	I000	I,6	I50	530	I00	Для участковых выработок с углами наклона от -3 до +I8°	-"-	-"-
2ЛУI00	I3,3	-	I000	2,0	250	680	500	Для капитальных уклонов с углами наклона от 6 до I8°	-"-	-"-
2ЛТI00	-	I5,7	I000	2,5	500	840	500	Для выработок с углами наклона от -I2° до +I0°, непосредственно примыкающих к лавам	I977	-"-
2ЛЛI00	II,2	-	I000	I,6	200	550	500	Для капитальных уклонов с углами наклона от 5 до I8°	Серийный	-"-
IЛУI20	25	-	I200	2,5	450	I200	500	Для капитальных выработок с углами наклона от 0 до +I8°	-"-	Александровский машзавод им. К.Е.Ворошилова
2ЛБI20	3I,6	-	I200	3,I5	300	I400	500	Для капитальных бремсбергов с углами наклона от -3 до -I6°	I977	То же
А	3I,6	-	I200	3,I5	700	I400	I000			
2ЛУI20 Б	3I,6	-	I200	3,I5	700	I400	I500	Для капитальных выработок с углами наклона от 0 до I8° и наклонных стволов с углами наклона до I8°	Серийный	-"-
В	3I,6	-	I200	3,I5	700	I400	I000			
А	53	-	I600	3,I5	I000	3000	I000			
2ЛУI60 Б	53	-	I600	3,I5	I000	3000	I500	То же	I978	Сызранский завод тяжелого машиностроения
В	53	-	I600	3,I5	I000	3000	2000			

Примечание. Для конвейеров, устанавливаемых в выработках с углами наклона от -I2 до +I0°, от -3 до +I8°, от -3 до -I6°. В таблице дана приемная способность при установке в выработках с углами наклона от 0 до ±6°. При установке в выработках с большим углом наклона приемная способность конвейеров должна быть уменьшена на 5%.

Таблица 3.I,6

Техническая характеристика подземных ленточных конвейеров, заменяемых конвейерами унифицированного ряда

Тип конвейера	Приемная способность, $м^3$/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					
КЛI50А2	6,7 8,3	6,0 7,5	800	I,6 2,0	I00 300	300 380	40	Участковые выработки с углами наклона от -3 до +6°	Александровский машзавод им. К.Е.Ворошилова	I978	ЛЛ80 ЛЛТ80
КЛI50У2	6,3 7,9	5,7 7,I	800	I,6 2,0	I00 290	290 360	40	Участковые выработки с углами наклона от +6 до +I0° и от -3 до -I0°	То же	I978	ЛЛ00К
КЛА-250	8,7	7,9	900	I,8	I00	380	75	Участковые выработки с углами наклона от 0 до +I8°	Краснолучский машзавод	I978	То же
КЛ-I	8,2	7,4	900	I,5	I00	360	90	То же	То же	I974	-"-
КРУ-260	8,2	7,4	900	I,5	I00	360	I80	-"-	-"-	I974	ЛУI00
КРУ-350	I2,5 25,0	- -	I200	I,5 3,0	250 600	600 I200	270	Стационарные выработки с углами наклона от -3 до +I8°	Александровский машзавод им. К.Е.Ворошилова	I976	ЛУI20

Узел сопряжения лавы с конвейерной выработкой

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

а) телескопическими конвейерами, состоящими из приставного перегружателя и ленточного конвейера с телескопическим устройством;

б) надвижными перегружателями, осуществляющими погрузку угля с помощью стрелы непосредственно на ленточный конвейер.

Таблица 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; I2,5
Пределы рационального использования по производительности, т/ч	До 500	250; 350	250-450	450; 750
Максимальная длина, м	500	До I200	До I600 (с промежуточным приводом)	До 5000 (с промежуточным приводом)
Скорость движения несущего полотна, м/с	0,3-I,46	0,72; I,06	0,77-I,I7	0,8; I,2
Несущее полотно, мм:				
ширина пластин	500	650	650	800
высота пластин	I75	I85	I85	I80
расстояние между ходовыми роликами	I280	I280	I280	I376
Установленная мощность двигателей, кВт	40	88	I20	I92
Приведенная масса конвейера кг/м	I94	237	2I6	324
Минимальный радиус изгиба става, м	20	20	20	20
Суммарный угол изгиба на всей длине става, град	I20	I90	360	360
Способ установки	Полустационарный	Стационарный		
Область применения	Криволинейные в плане горизонтальные выработки		Криволинейные в плане магистральные горизонтальные выработки	
Стадия освоения	Серийное производство с I980 г.	Серия	Серийное производство с I978 г.	Серия
Завод-изготовитель	Анжерский			

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 конвейеров или надвижных перегружателей представляет большую сложность;

г) при сохранении выработки и ее перекреплении вслед за подвиганием лавы.

3.6. Для предотвращения завышовки нижней ветви забойного конвейера необходимо, чтобы максимальная 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 примыкает 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.

Таблица 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
IКСП2	400	I,I2	90	45	65	Скопинский машзавод	Серия
КСП3	450	I,I4	I60	50	I00	То же	Изготовление в 1979 г.
ПТК	360; 420	0,98; I,I7	55	45	55	-"-	Серия
ШI, изгибающийся	200	I,32	I0	30-60	40-70	Экспериментальный завод Гипроуглегормаша	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.

Таблица 3.4

Техническая характеристика скребковых конвейеров

Тип конвейера	Производительность, т/ч	Максимальная длина в поставке, м	Мощность привода, кВт	Скорость цепи, м/с	Завод-изготовитель	Стадия освоения
СК-38Р, разборный	I00	I00; I50	22; 44	0,62	Харьковский машзавод "Свет шахтера"	Серия
С-53А -"-	I55; 225	I20	32	0,73; I,06	Анжерский машзавод	То же
СР-52 -"-	I40	I00; I50	44; 60	0,80	Скопинский машзавод	-"-
СР-70А -"-	260	70; I00; I50; 220	32; 64; 96; I28	0,94	Анжерский машзавод	-"-
СР-70М -"-	360; 450	70; I50; 200; 250	45; 90; I35; I80	I,024; I,37	То же	-"-
СР-73, разборный тормозной	240	I50	22	0,93	"Свет шахтера"	-"-
2СК-66, угловой	260; 480	90	74; 90	0,98; I,8	Анжерский машзавод	I977 г.

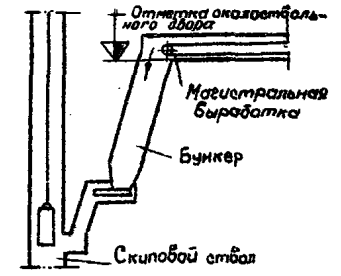
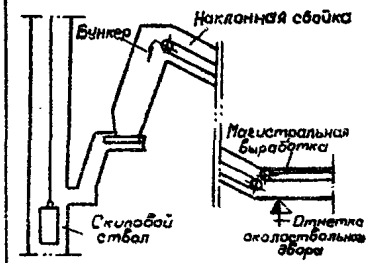
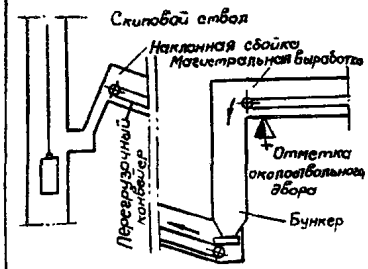
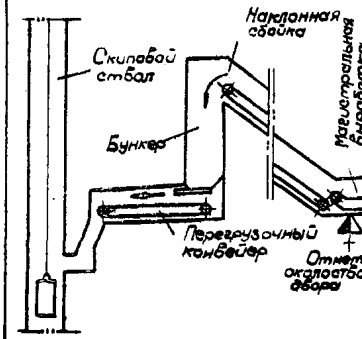
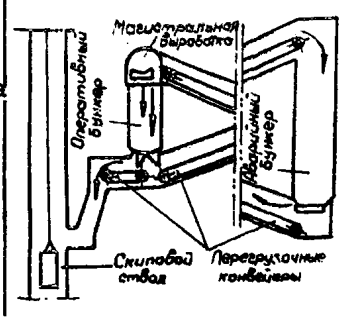
Для шахт, разрабатывающих антрациты и энергетические угли, теряющие сортность из-за измельчения в бункерах, необходимо избегать применения усредняющих бункеров, через которые проходит весь поток угля. Аккумулирующие бункера могут применяться в случае, когда уголь в них поступает только при остановке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

3.I0. 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.

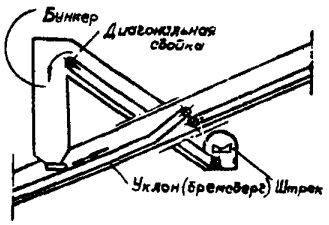
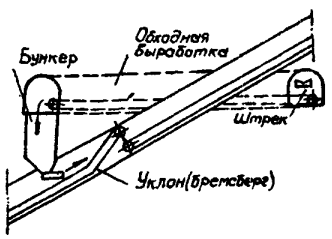
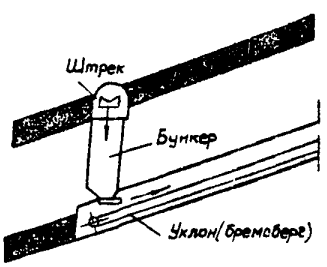
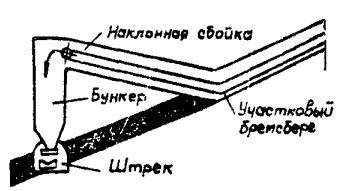
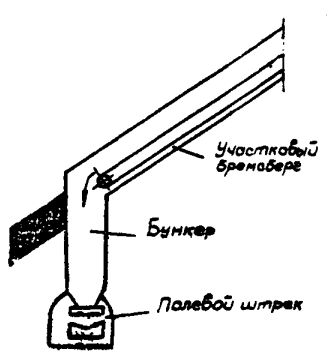
а) Бункера в околоствольном дворе и у наклонных выработок рекомендуется создавать в виде вертикальных или наклонных выработок с креплением монолитным или сборным железобетоном и футе-

Таблица 3.5

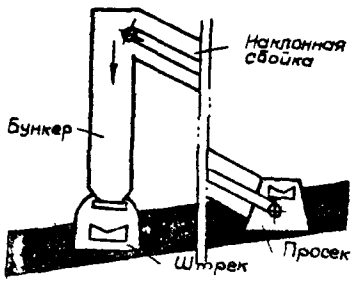
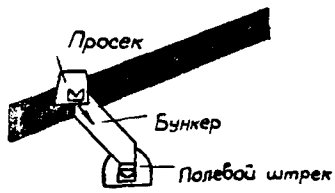
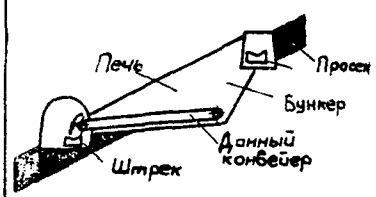
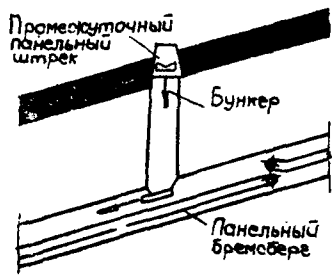
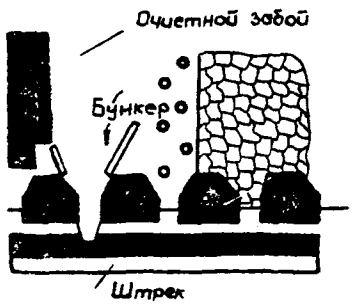
Характерные схемы устройства подземных самотечных бункеров

Номер схемы	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 подъема		При создании бункера, отнесенного от скипового ствола и расположенного ниже основной отметки околоствольного двора
IУ	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
У	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

Продолжение табл. 3.5

1	2	3	4
	Бункера у сопряжения магистральных и горизонтальных выработок		
УI	С проведением дополнительной наклонной выработки для передачи груза с полевого (пластового) штрека		Рекомендуется при полевой и пластовой подготовке в местах сопряжения этажных штреков с капитальными уклонами (бремсбергами)
УП	С проведением горизонтальной обходной выработки для передачи груза с полевого (пластового) штрека в бункер		Рекомендуется при полевой и пластовой подготовке в местах сопряжения этажных штреков с капитальными уклонами (бремсбергами)
УШ	С проведением уклона (бремсберга) по нижележащему пласту		Рекомендуется при разработке двух или более сближенных угольных пластов
	Бункера в пределах выемочного участка		
IX	С проведением дополнительной сбойки между участковым бремсбергом и бункером		При выемке столбами по падению, а также в местах сопряжения панельного бремсберга с этажным штреком
X	С проведением полевого этажного штрека в породах почвы пласта		При выемке столбами по падению, а также в местах сопряжения панельного бремсберга с этажным штреком

Продолжение табл. 3.5

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

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

Рекомендуется сооружать бункера круглого или овального сечения, но допускается и прямоугольная форма сечения. Площадь поперечного сечения самотечных бункеров должна быть не менее 4 $м^2$. 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 кровле рельсов или цепей, создание перегибов бункера в плане и профиле;

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

3.11. 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:

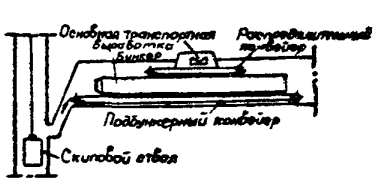
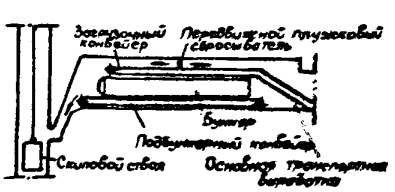
тип А – механизированные бункера с донным конвейером (конвейерные);

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

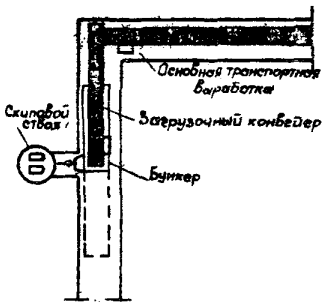
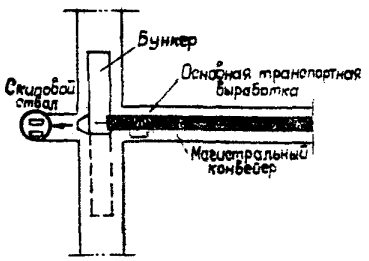
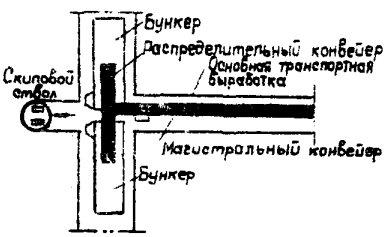
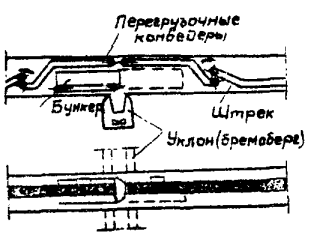
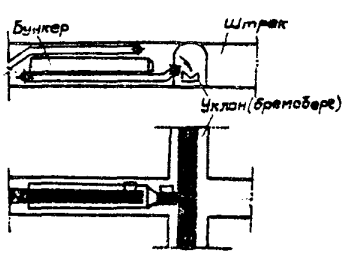
тип В – механизированные бункера с люками в днище.

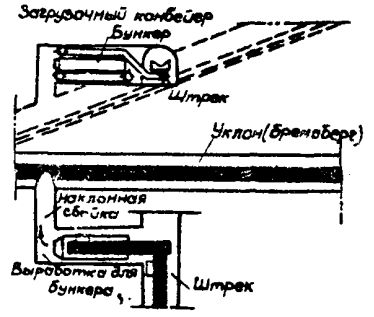
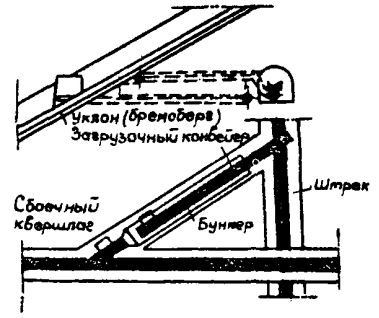
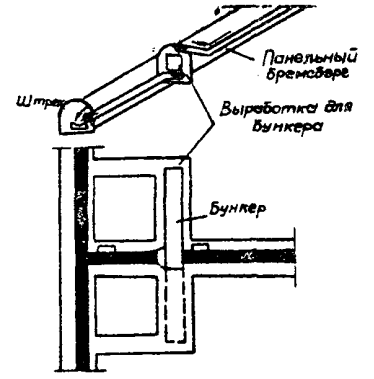
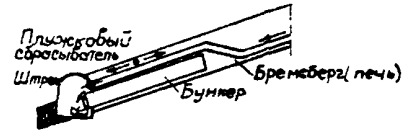
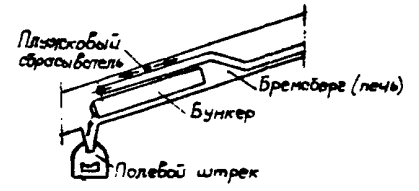
Таблица 3.6

Характерные схемы установки механизированных бункеров

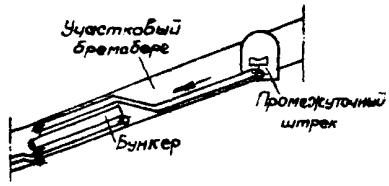
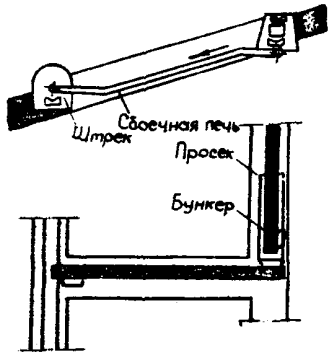
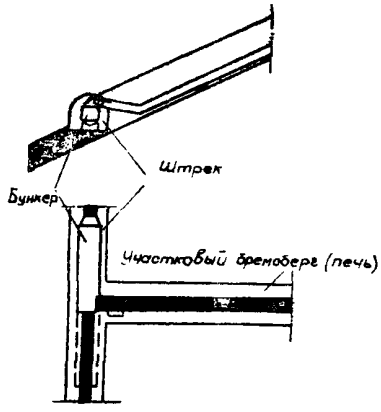
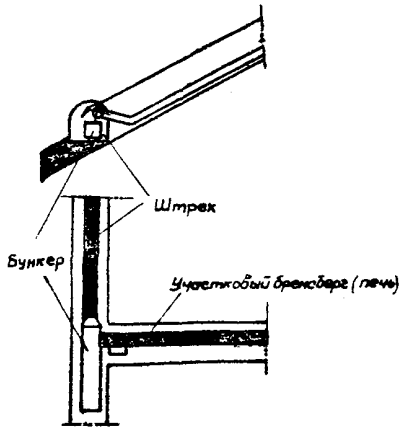
Номер схемы	Место установки бункера	Рекомендуемый тип бункера	Область применения
I	2	3	4
	Бункера в околоствольных дворах		
I	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест основной транспортной выработки. Загрузка бункера осуществляется передвижным распределительным конвейером	А, В	
II	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, являющейся продолжением основной транспортной выработки. Загрузка бункера осуществляется передвижным плужковым сбрасывателем	А, В	

Продолжение табл. 3.6

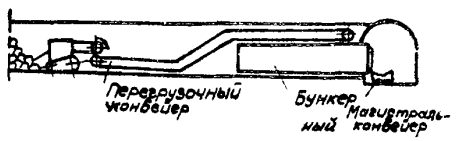
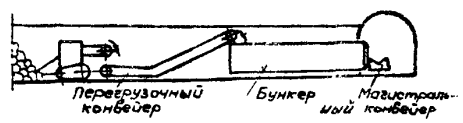
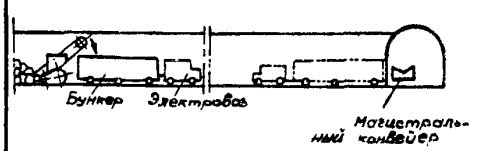
I	2	3	4
Ш	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест магистральной выработки. Загрузка бункера осуществляется путем протягивания емкости под неподвижной стрелой загрузочного конвейера либо реверсированием донного конвейера	А, Б	
IУ	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест основной выработки. Загрузка бункера осуществляется протягиванием емкости, разгрузочным барабаном магистрального конвейера либо реверсированием донного конвейера	Б	
У	В выработке, примыкающей к скиповому стволу, проведенной вкрест основной выработки. Загрузка двух емкостей осуществляется одним реверсивным распределительным конвейером или реверсированием донного конвейера	А, Б	
	Бункера у сопряжения магистральных горизонтальных и наклонных выработок		
УI	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	А,Б,В	
УП	В пластовом штреке перед сопряжением с уклоном (бремсбергом). Загрузка осуществляется реверсированием донного конвейера для бункеров типа А или плужковым сбрасывателем для бункеров типа В	А, В	

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

Продолжение табл. 3.6

I	2	3	4
XIII	В участковом квершлаге при полевой подготовке. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера или передвижным плужковым сбрасывателем	А	
XIУ	В участковом бремсберге. Загрузка емкости осуществляется передвижным плужковым сбрасывателем	А	
XУ	В промежуточном штреке или просеке на сопряжении со сбоечной печью. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера или передвижным плужковым сбрасывателем	А	
XУI	В штреке погрузочного пункта. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера для типа бункеров А, В или изменением направления перемещения емкости относительно пункта погрузки	А,Б,В	
XУII	В штреке погрузочного пункта очистного забоя, наиболее удаленного от ствола. Загрузка емкости осуществляется реверсированием донного конвейера или распределительным конвейером	А,Б,В	

Продолжение табл. 3.6

1	2	3	4
	Бункера в подготовительных забоях		
XVIII	На сопряжении существующей и проводимой выработок. Загрузка емкости породой или горной массой осуществляется реверсированием донного конвейера	А	
XIX	На сопряжении существующей и проводимой выработок. Загрузка емкости породой или горной массой осуществляется донным конвейером	А	
XX	Бункер перемещается в проводимой выработке с помощью локомотивной канатной тяги	А	

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 аккумулирующих 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.

Аккумулирующий 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 выработки могут быть не одинаковы.

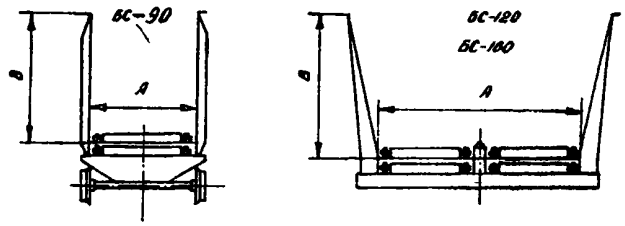
Если грузопотоки в начальном или промежуточных пунктах выработки поступают из аккумулирующих бункеров, то эти бункера следует включать в состав сборного расчетного участка.

Выработки, представляющие собой сборный расчетный участок, могут оборудоваться как однотипными 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, $м^3/м$	Наибольшая вместимость бункера, т	Наибольшая производительность выгрузки, $м^3/мин$	Наибольшая скорость скребкового рабочего органа, м/с	Количество донных конвейеров, шт.	Наименьшее требуемое сечение горной выработки, $м^2$
БС-90	0,85	50	6,0	0,120	I	6,0
БС-120	I,4	I00	8,0	0,095	2	7,4
БС-160	2,3	200	I0,5	0,075	2	I0,0



Основные размеры, мм

Тип бункера	Желоб		Секции								Наибольшая длина бункера L
	А	В	С	Д	Е	F	G	Н	К	М	
БС-90	900	I060	I600	II00	I600	I600	I400	I600	I400	-	65000
БС-120	I200	II00	I800	I700	I400	I800	I700	I820	2I00	500	75000
БС-160	I600	I320	I800	2250	I650	I800	2250	2050	2500	600	90000

Примечание. Расчет параметров бункеров произведен для груза с насыпной прочностью γ = I т/$м^3$ при коэффициенте заполнения желоба 0,9.

3.I4. Каждый конвейер или участок конвейерной линии принимает и передает определенный грузопоток, который может быть постоянным или переменным.

Если аккумулирующий 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" аккумулирующих бункеров грузопоток будет постоянным и по величине равным производительности разгрузки бункера. Участки конвейерных линий, на которые может поступать груз из "обходных" аккумулирующих бункеров, необходимо рассчитывать как для режима работы с поступлением груза в "обход" бункера, так и для режима разгрузки бункера.

3.I5. Для каждого расчетного участка необходимо:

выбрать конвейер;

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

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

определить емкость аккумулирующих и усредняющих бункеров.

3.I6. 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 $Q_{к.пр}$, м³/м;

техническая производительность конвейера $Q_к$, 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 24-076.0I.

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 I0% 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 определить допустимую длину конвейера ($L_{к.доп}$) для данных условий.

3.I7. Для выбора типа конвейера для конкретной горной выработки необходимо иметь следующие горнотехнические данные:

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

б) насыпную плотность транспортируемого груза γ, т/м³.

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

3.I8. Неравномерный грузопоток имеет место на расчетных участках неразветвленных конвейерных линий, располагаемых между очистными забоями и первым (по направлению движения) не "обходным" аккумулирующим 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 $Q_{к.пр}$, м³/мин

Тип конвейера, угол наклона выработки	Ширина ленты конвейера B, мм						
	800		I000			I200	
	Скорость ленты конвейера $v_к$, м/с						
	I,6	2,0	I,6	2,0	2,5	2,5	3,I5
Стационарный, до 6°	7,2	9,3	II,2	I4,0	I7,5	25,0	3I,6
Стационарный, от 6 до I8°	6,8	8,8	I0,6	I3,3	I6,6	23,7	30,0
Полустационарный, до 6°	6,5	8,4	I0,I	I2,6	I5,7	-	-
Полустационарный, от 6 до I8°	6,2	8,0	9,6	I2,0	I4,9	-	-

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 $a_{1(max)} > \gamma Q_{к.пр} \geq 0{,}5 a_{1(max)}$. Когда $\gamma Q_{к.пр} < 0{,}5 a_{1(max)}$ 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 $v_к$ 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.I в соответствии с установленными параметрами B и $v_к$ и технологическим назначением конвейера.

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

3.2I. Эксплуатационная производительность для каждой из выработок определяется из условия установки одного става конвейера на всю длину выработки ($\mathcal{L}_в$). Определение производится для всех найденных значений $v_к$.

Эксплуатационная производительность конвейера $Q_э$ (т/ч) длиной $\mathcal{L}_к = \mathcal{L}_в$ для транспортирования угля, поступающего из одного забоя, рассчитывается по формуле

$$Q_э = 60\, a_{1(п)}\, K_t \,, \tag{3.I}$$

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

K_t – расчетный коэффициент нагрузки; принимается по табл. 3.9 в зависимости от времени загрузки несущего полотна конвейера $t_к$ и коэффициента неравномерности минутного грузопотока K. Продолжительность загрузки несущего полотна конвейера $t_к$ (мин) устанавливается по формуле

$$t_к = \frac{\mathcal{L}_к}{60\, v_к} \,, \tag{3.2}$$

где $\mathcal{L}_к$ – длина става конвейера, м;

Значение K_1 определяется по формуле

$$K_1 = \frac{a_{1(max)}}{a_{1(n)}} .$$

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.

Таблица 3.9

Значение расчетного коэффициента нагрузки K_t

Минутный коэффициент неравномерности K_1	Продолжительность загрузки несущего полотна $t_н$, мин									
	2 и меньше	4	6	8	I0	I2	I4	I6	I8	20 и больше
2,6 и больше	2,48	2,28	2,I3	2,05	I,98	I,95	I,9I	I,86	I,83	I,82
2,4	2,3I	2,I2	I,99	I,92	I,87	I,83	I,79	I,76	I,73	I,7I
2,2	2,I2	I,96	I,85	I,78	I,75	I,7I	I,68	I,65	I,63	I,6I
2,0	I,93	I,80	I,7I	I,66	I,62	I,59	I,56	I,54	I,53	I,5I
I,8	I,74	I,64	I,57	I,53	I,50	I,47	I,45	I,43	I,42	I,4I
I,6	I,56	I,48	I,43	I,39	I,37	I,36	I,34	I,32	I,3I	I,30
I,4	I,37	I,32	I,28	I,26	I,25	I,24	I,23	I,22	I,2I	I,20
I,2 и меньше	I,I8	I,I6	I,I4	I,I3	I,I3	I,I2	I,I2	I,II	I,II	I,I0

На характеристике находится кривая с технической производительностью, равной эксплуатационной производительности $Q_э$. По этой кривой в соответствии с углом наклона выработки β устанавливается допустимая длина $\mathcal{L}_{к.доп}$. 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 $\mathcal{L}_{к.доп} \geq \mathcal{L}_в$, могут быть приняты к установке.

Если все отобранные типы конвейеров имеют $\mathcal{L}_{к.доп} < \mathcal{L}_в$, необходимо предусмотреть установку в выработке последовательно нескольких конвейеров, или выбрать по табл. 3.I 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.I) новую эксплуатационную производительность и вторично произвести проверку выбора типов конвейеров по изложенной методике.

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

3.23. Выбор конвейеров в этом случае производится в соответствии с изложенной в п.п. 3.I8-3.22 методикой с учетом усредняющего действия аккумулирующего бункера. Поэтому при выполнении расчетов по указанной методике на этапе выбора конвейера по приемной способности (п.п. 3.I8 и 3.I9) 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 $Q_б$ (по п. 3.44) можно скорректировать выбор конвейера, если $Q_б$ 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 аккумулирующего 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 (бункера) 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.I выбрать тип конвейера, руководствуясь столбцом, в котором указаны пределы рационального использования конвейеров по производительности. Далее по графикам приложения I определить значения $L_{к.доп}$ при заданном угле наклона выработки. Если $L_{к.доп}$ 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.I) больше требуемой $Q_э$. 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

$$Q_э = 60\, a_{1(п)},$$

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

б) в аккумулирующий 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

$$Q_э \geqslant \kappa Q_{разг},$$

где κ – коэффициент, равный 0,5, если емкость ямы (бункера) больше половины состава; 0,8 – при емкости ямы от 0,5 до 0,2 состава и I,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):

$$Q_э = Q_{ск.под}.$$

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

$$Q_э = 60\, q_{1(п)},$$

где $q_{1(п)}$ – 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.

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 ($Q_{к.пр_{\Sigma}}$) и приведенной эксплуатационной производительности ($Q_{э(прив)}$) конвейеров для сборных расчетных участков.

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

$$Q_{к.пр_{\Sigma}} \geqslant a_{1(max)_{\Sigma}} + z\sum q_{1(п)} + \sum Q_{б} + \sum Q_{б.у} \ , \qquad (3.3)$$

где $a_{1(max)_{\Sigma}}$ – 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;

$z\sum q_{1(п)}$ – сумма минутных грузопотоков, поступающих из подготовительных забоев на сборный конвейер, т/мин. Определяется по п. 2.38;

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

$\sum Q_{б.у}$ – 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

$$Q_{э(прив)} = \frac{Q_{э_1} l_1 + \ldots + Q_{э_i} l_i + \ldots + Q_{э_n} l_n}{\mathcal{L}_к} \ , \qquad (3.4)$$

где $Q_{э_1}, \ldots, Q_{э_i}, \ldots, Q_{э_n}$ – долевые значения эксплуатационной нагрузки на различных отрезках сборного конвейера, т/ч;

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

$\mathcal{L}_к$ – 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 $Q_{э_i}$ (т/ч) определяется как суммарная величина по формуле

$$Q_{э_i} = 60\sum a_{1(п)} \ K_{t_i} \ , \qquad (3.5)$$

где $\sum a_{1(п)}$ – средний суммарный минутный грузопоток, проходящий по отрезку конвейера l_i, т/мин. Определяется по п. 2.34;

K_{t_i} – расчетный коэффициент нагрузки для отрезка конвейера l_i. Определяется по табл. 3.9 при значениях:

$$K_{1_i} = \frac{a_{1(max)_{\Sigma}}}{\sum a_{1(п)}} \ ; \qquad (3.6)$$

$$t_{к_i} = \frac{l_i}{60 v_к} \ .$$

Здесь K_{1_i} – коэффициент неравномерности суммарного минутного грузопотока, проходящего по l_i отрезку сборного конвейера;

$a_{1(max)_{\Sigma}}$ – 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;

$v_к$ – 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 $a_{1(п)}$ и $a_{1(max)}$ для поступающего на этот отрезок единичного грузопотока;

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

На п е р в о м этапе устанавливается ориентировочное значение скорости сборного конвейера. Для этого определяем приближенную величину максимального суммарного минутного грузопотока $a_{1(max)_\Sigma}$ (т/мин) на наиболее загруженном участке сборного конвейера по формуле

$$a_{1(max)_\Sigma} = 0{,}7\Sigma a_{1(max)} ,$$

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

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

На в т о р о м этапе определяются индивидуальные эксплуатационные нагрузки, создаваемые каждым грузопотоком, поступающим из аккумулирующих бункеров на весь сборный конвейер. Индивидуальные эксплуатационные нагрузки ($Q_э'$, $Q_э''$,..., $Q_э^n$) 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', l'',..., l^n).

На т р е т ь е м этапе устанавливается производительность разгрузки каждого аккумулирующего бункера (т/ч), которые должны быть соответственно равны

$$Q_б' = Q_э' , \quad Q_б'' = Q_э'' ; \quad \ldots , \quad Q_б^n = Q_э^n .$$

На ч е т в е р т о м этапе определяется долевое значение эксплуатационной нагрузки ($Q_{э_i}$, т/ч) на l_i отрезке сборного конвейера по формуле

$$Q_{э_i} = Q_б' + Q_б'' + \ldots + Q_б^n .$$

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

в) для отрезков конвейера, по которым проходят два и более грузопотоков из магазинов лав на крутых пластах из аккумулирующих 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 д в а этапа.

На п е р в о м этапе определяют индивидуальные эксплуатационные нагрузки, создаваемые каждым грузопотоком на весь сборный конвейер.

Индивидуальные эксплуатационные нагрузки ($Q_э'$, $Q_э''$,..., $Q_э^n$) 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 аккумулирующих бункеров, принимающих равномерные грузопотоки, - по п. 3.26,б; из аккумулирующих 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 в т о р о м этапе устанавливается долевое значение эксплуатационной нагрузки ($Q_{э_i}$) на l_i' отрезке сборного конвейера (т/ч) по формуле

$$Q_{э_i} = Q_э' + Q_э'' + \ldots + Q_э^n .$$

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

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

$$Q_{к.пр_\Sigma} \geqslant a_{1(max)_\Sigma} + z\Sigma Q_{1(п)} + 0{,}7\Sigma a_{1(max)} + \Sigma Q_{б.у} , \qquad (3.7)$$

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

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

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

Долевые значения эксплуатационных нагрузок ($Q_{э_i}$) 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 $Q_{э_i}$ 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 $Q_{э(прив)}$ сборного конвейера. Тогда необходимо вновь вернуться к определению величины $Q_{э(i\,прив)}$ при новой скорости ленты и установить новую допустимую длину конвейера.

3.33. После выбора сборного конвейера по величине $Q_{э(прив)}$ необходимо по формуле (3.3) провести его проверку по приемной способности. Если после проверки окажется, что выбранный по $Q_{э(прив)}$ 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 $a_{1(max)\Sigma}$, 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:

$$\gamma Q_{к.пр} \geqslant Q_{б.у} \geqslant Q_э ,$$

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

При $Q_{б.у} = Q_э$ 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

$$E_{ус} = Q_э K_{б.у} ,$$

где $Q_э$ – 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 $t_к$ 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 $a_{1(max)\Sigma}$ рассчитывается по формуле (2.3) в соответствии с характеристиками этих грузопотоков.

Значение времени $t_к$ 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.

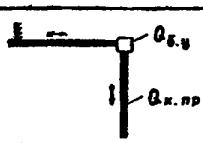
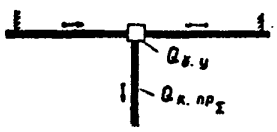
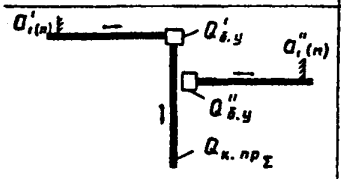
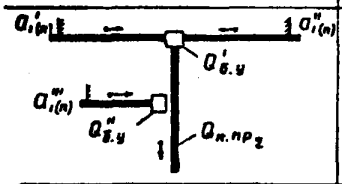
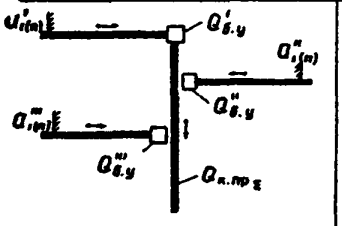
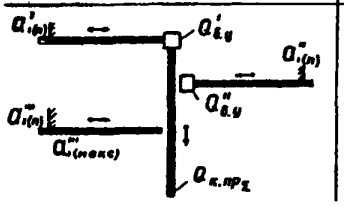
3.38. Если емкость усредняющего бункера $E_{ус.ф}$ уже задана (например, выбор конвейеров ведется для условий действующей шахты и емкость бункера не может быть изменена) возможны следующие варианты:

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

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

Таблица 3.10

Схемы применения усредняющих бункеров

Схемы применения усредняющих бункеров в конвейерных линиях	Рекомендуемые значения производительности разгрузки усредняющих бункеров ($Q_{б.у}$)
	$Q_{б.у} = Q_{к.пр}$
	$Q_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}}$
	$Q'_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q'_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)}}$ $Q''_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q''_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)}}$
	$Q'_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)} + Q'''_{i(n)}}$ $Q''_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q'''_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)} + Q'''_{i(n)}}$
	$Q'_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q'_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)} + Q'''_{i(n)}}$ $Q''_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q''_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)} + Q'''_{i(n)}}$ $Q'''_{б.у} = Q_{к.пр_{\Sigma}} \cdot \frac{Q'''_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)} + Q'''_{i(n)}}$
	$Q'_{б.у} = (Q_{к.пр_{\Sigma}} - Q'''_{i(макс)}) \cdot \frac{Q'_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)}}$ $Q''_{б.у} = (Q_{к.пр_{\Sigma}} - Q'''_{i(макс)}) \cdot \frac{Q''_{i(n)}}{Q'_{i(n)} + Q''_{i(n)}}$

в) фактическая емкость бункера значительно больше расчетной. Тогда по заданной емкости бункера ($E_{ус.ф}$) и установленной расчетной эксплуатационной производительности подбункерного конвейера ($Q_э$) определяется расчетный коэффициент $K_{б.у}$ по формуле

$$K_{б.у} = \frac{E_{ус.ф}}{Q_э}.$$

Далее из табл. 3.11 по найденному значению $K_{б.у}$ и величине $t_к$ для подбункерного конвейера определяют величину отношения $\frac{Q_{б.у}}{Q_{i(max)}}$ и затем по заданному значению $Q_{i(max)}$ находят величину производительности разгрузки бункера $Q'_{б.у}$.

Необходимо учесть следующее:

I. Если $Q_э < Q'_{б.у} \leq Q_{к.пр}$, то фактическая емкость бункера близка к требуемой для усреднения неравномерного грузопотока и производительность разгрузки бункера следует принимать из приведенного выше расчета по значению $Q_{б.у} = Q'_{б.у}$.

Таблица 3.II

Значения расчетного коэффициента $K_{б.у}$

$\frac{Q_{б.у}}{a_{1(max)}}$	Значения расчетного коэффициента $K_{б.у}$ при $t_у$, мин									
	2	4	6	8	I0	I2	I4	I6	I8	20
I,0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0,9	0,0034	0,0067	0,0I00	0,0I33	0,0I66	0,0200	0,0233	0,0266	0,0300	0,0332
0,8	0,0067	0,0I33	0,0200	0,0266	0,0333	0,0400	0,0466	0,0532	0,0600	0,0666
0,7	0,0I00	0,0200	0,0300	0,0400	0,0500	0,0600	0,0700	0,0800	0,0900	0,I000
0,6	0,0I32	0,0264	0,0400	0,0528	0,0665	0,0800	0,0930	0,I066	0,I200	0,I320
0,5	0,0I64	0,0330	0,0500	0,0660	0,0830	0,I000	0,II70	0,I320	0,I500	0,I660

При этом необходимо также предусмотреть такое управление конвейерами, загружающими 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 $Q_{б.у}$ больше, чем $Q_э$.

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

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

3.39. Когда усредняющего бункера не требуется ($Q_{к.пр} \geq a_{1(max)}$), 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

$$a_{1(n)} \leq Q_{б.у} < Q_э . \qquad (3.8)$$

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 $Q'_э$, равной принятой величине $Q_{б.у}$. При этом необходимо произвести по п. 3.36 проверку достаточности заданной (фактической) емкости бункера при принятых значениях величин $Q'_э$ и $Q_{б.у}$. Если окажется, что заданная (фактическая) емкость бункера меньше расчетной, то необходимо увеличить значения $Q_{б.у}$, 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

$$E_{ак} \geq C A_{см} , \qquad (3.9)$$

где C – расчетный коэффициент, учитывающий надежность работы подбункерной части конвейерной линии. Определяется по табл. 3.I2.

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

$$E_{ск.ст} \geqslant 0{,}15 A_{см}.$$

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.

Таблица 3.I2

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,I8	0,I0
	3 и более	0,I0	0,I2
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 ($Q_б$, т/ч) принимается равной эксплуатационной производительности подбункерного конвейера:

$$Q_б = Q_э.$$

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

$$Q'_б = Q'_э,\ Q''_б = Q''_э,\ \ldots,\ Q^n_б = Q^n_э.$$

Определение долевых значений $Q'_э$, $Q''_э$, ..., $Q^n_э$ при загрузке конвейера из аккумулирующих бункеров производится по п. 3.3I,б,в.

Определение электроэнергии, потребляемой ленточными конвейерами

3.46. Для конвейеров, установленных в выработках с углами наклона от -3 до +25°, 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.I);
$L_{к.факт}$ – 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:

$$N_{факт} = \frac{3v_к - \frac{Q_э \sin\beta}{4}}{102} L_{к.факт},$$

где β – 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.I3.

Таблица 3.I3

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[x)]	300/300
I000	400/300	400/400
I200 и более	500/300	500/500

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

Типы лент, применяемых на ленточных конвейерах, приведены в табл. 3.I4.

Таблица 3.I4

Типы лент, применяемых на ленточных конвейерах

Тип конвейера	Тип ленты
1Л80, 1ЛТ80, 1ЛБ80, 2ЛТ80, 2ЛБ80, КЛ-I50А, КЛ-I50У, 1Л100К, 1ЛУ100М	2Ш, 2, ПВХ
3ЛН80, 1Л100, 1ЛБ100, 2ЛУ100, 1ЛТ100, КЛА-250, КЛ-I5	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.

3.5I. 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 I200 м может доходить до 360^{0}. 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.I5.

Допустимые значения радиуса перегиба на расстоянии $\mathcal{L}$ от конца конвейера с минимальным натяжением ленты $R_{\mathcal{L}}$ (м) определяются по формуле

$$R_{\mathcal{L}} = \frac{(R_{max} - R_{min})\mathcal{L}}{\mathcal{L}_к} + R_{min},$$

где R_{max}, R_{min} – радиус перегиба на участке соответственно максимального и минимального натяжения ленты, м;

$\mathcal{L}_к$ – длина конвейера, м.

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

Таблица 3.I5

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	I00	I5	70	I00
900	II0	I6	72	II0
I000	II5	I7	75	II5
I200	I30	I9	80	I30
I600	I70	22	90	I70
2000	200	25	I00	200

3.53. Сечение выработки должно обеспечивать необходимые по безопасности зазоры между частями конвейера и элементами крепи выработки, а также подвижным 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 роликоопорами.

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 РП, аккумуляторные исполнения РВ, высокочастотные;

дизелевозы;

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 изготовляемых аккумуляторных электровозов приведены в табл. 4.1; контактных электровозов – в табл. 4.2, дизелевозов – 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 (клети, опрокидыватели, стопоры, толкатели и др.).

Таблица 4.I

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 проводов, км/ч		Конструктивная скорость, км/ч
			мощность тяговых двигателей, кВт	скорость электровоза, км/ч	сила тяги, кгс, (даН)ххх)	тип	энергоемкость батареи, кВт.ч	напряжение, В х)	длина	ширина	высота				тип	ток, А		часовая	длительная	
																часовой режим	длительный режим			
4,5АРП2	4,5хх)	600 900	2х6,0	4,75	750	66ТЖН-300	24,75	82,5	3300	I000 I300	I300	900	540	29,75	ЭДР-6	93	40	2,9	7,0	9,5
4,5АРП2М	4,5хх)	600 900	2х7,0	6,66	700	66ОЖН-300	24,75	82,5	3800	I000 I300	I3I0	900	540	22,87	ЭДР-7П	I05	45	3,7	8,3	I3,3
5АРВI	5,0хх)	600 900	2х6,0	4,75	750	66ТЖН-250П	20,6	82,5	3360	I000 I300	I350	900	540	29,75	ЭДР-6	93	40	2,9	7,0	9,5
5АРВ2	5,0	600 900	2х7,0	6,66	700	66ТЖН-250П	20,6	82,5	3480	I000 I300	I450	950	540	22,87	ЭДР-7П	I05	45	3,7	8,3	I3,3
8АРП1	8,4 8,9хх)	600 900	2х9,I 2хII,2	5,5 6,8	II50	80ТЖН-350 96ТЖН-350	35,0 42,0	I00 I20	4730	I050 I350	I4I0	I200	630	I0,97	ЭДР-I0Б	II5	50	3,6 4,5	7,5 9,0	I3,6
8АРП3	7,9 8,8хх)	600 900	2х9,I 2хI2,7	5,5 7,7	II50	80ТЖН-350 I08ТЖН-350	35,0 47,5	I00 I35	4500	I050 I350	I428	I200	680	I0,97	ЭДР-I0Б	II5	50	3,6 5,I	7,5 I0,0	I3,6
АМ8I АМ82	8,5 9,Iхх)	600 900	2хII,2 2хI3,8	6,8 8,I	II50	96ТЖН-350 II2ТЖН-350	42,0 49,0	I20 I40	4500	I045 I345	I4I5	I200	680	I0,97	ЭДР-I0П	II5	50	4,5 5,4	9,0 I0,5	I3,6
I3АРП1	I2,8хх)	900	2хI5,0	6,0	I700	I26ТЖН-550	86,0	I60	5500	I376	I500	I500	680	I0,97	ЭДР-I5	II7	55	4,8	7,9	I2,0
АМ8Д	8,0	600	2хI2,0	6,0	I200	96ТЖН-500	60,0	I20	4550	I045	I4I5	I200	680	I0,97	ДПТР-I2	I25	50	4,5	9,0	I2,0
АМ8Д	8,0	900	2хI4,2	7,2	I200	II2ТЖН-500	70,0	I40	4550	I345	I4I5	I200	680	I0,97	ДПТР-I2	I25	50	5,4	I0,5	I3,6
2АМ8Д	I6,0	600	4хI2,0	6,0	2400	2х96ТЖН-500	I20	I20	9470	I045	I4I5	I200	680	I0,97	ДПТР-I2	I25	50	4,5	9,0	I3,6
2АМ8Д	I6,0	900	4хI4,2	7,2	2400	2хII2ТЖН-500	I40	I40	9470	I345	I4I5	I200	680	I0,97	ДПТР-I2	I25	50	5,4	I0,5	I3,6

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

хх) В проектах новых шахт не применять.

ххх) даН - деканьютон; I даН = I0II ≈ I 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[x)]	7	600 900	1650	2х25	10,5	440	16,2	ЭДР-25Б	115	50	250	10,97	4500	1032 1332	1500	1200	680	21,0
10КР1[x)] 10КР2	10	600 900	1650	2х25	10,5	440	16,2	ЭДР-25Б	115	50	250	10,97	4500	1048 1348	1500	1200	680	21,0
14КР1[x)] 14КР2	14	900	2400	2х44	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	2х31	12,2	480	18,0	ЭТ-31	142	62	250	10,97	4920	1050 1350	1650	1200	680	24,4
К14	14	900	2400	2х45	12,8	650	18,4	ЭТ-46	204	85	250	14,75	5600	1350	1650	1800	760	25,6
КТ28[xx)]	28	900	4800	4х45	12,8	1300	23,0	ЭТ-46	204	85	250	14,75	11500	1350	1650	1800	760	42,7

x) В проектах новых шахт не применять.

xx) 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	I4,2	I4,I
Сила тяги, соответствующая скоростям по передачам, кгс (даН):		
на первой передаче	I650	I850
на второй передаче	9I0	I070
на третьей передаче	540	635
Основные размеры, мм:		
длина по буферам	4600	4600
ширина	I350	I050
высота	I500	I500
Жесткая база, мм	I250	I250
Минимальный радиус вписывания, м	I0	I0
Клиренс, мм	I00	I00
Дизельный двигатель:		
тип	Однорядный четырехтактный РВ4	
мощность, л.с. (кВт)	35(25,6)	35(25,6)
исполнение дизелевоза	РВ	РВ

Таблица 4.4

Техническая характеристика высокочастотных рудничных электровозов ВI0 и ВI4

Показатели	Тип локомотива	
	ВI0	ВI4
Сцепной вес, тс	I0	I4
Тяговое усилие в часовом режиме, кгс (даН)	I560	I780
Скорость в часовом режиме, км/ч	I0,5	9,0
Часовая мощность, кВт	25	47
Номинальное напряжение, В	I85	I85
Частота тока на выходе, Гц	5000	5000
Основные размеры, мм:		
ширина	I050	I350
длина	5080	5850
высота	I670	I650
Жесткая база, мм	I300	I300
Ширина колеи, мм	600	900
Клиренс, мм	I00	I00

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	Друковский машзавод
АРП14	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 донной 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, $м^3$	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 донной 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, $м^3$	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, $м^3$	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
				С глухим кузовом[x]						
ВГ-1,3[xx]	1,3	2,3	600	2000	850	1300	550	300	320	610
ВГ-1,4[xx]	1,4	2,5	600	2400	850	1230	650	300	320	675
ВГ-1,6[xx]	1,6	3,0	600	2700	850	1200	800	300	320	710
ВГ-2,5	2,5	4,5	900	2800 (3150)[xxx]	1240	1300	800	350	365 (320)[xxx]	1150 (1153)[xxx]
ВГ-3,3	3,3	6,0	900	3450 (3850)[xxx]	1240	1300	1100	350	365 (320)[xxx]	1280 (1290)[xxx]
				С откидными днищами						
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

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

xx) Вагонетки емкостью кузова 1,3; 1,4; 1,6 $м^3$ на колею 550 и 575 мм выпускаются под индексом УНГ.

xxx) 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: категорийность 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.

Таблица 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	КЮ КИ4-900 КР28-900	КЮ	КЮ	КЮ	КЮ	КЮ	КЮ	КЮ
Опасные по пыли или I и II категорий	АРП10-600 (ВЮ-600) АРП4-900 (ВИ4-900) АРП28-900	АРП7	АРП7	АРП7	АРП10-600	АРП7	АРП7	АРП7
(С разрешения главного инженера производственного объединения допускается применение локомотивов)	КЮ КИ4-900 КР28-900	КЮ	-	-	КЮ КИ4-900 КР28-900	КЮ	-	-
III категории или сверхкатегорные	АРП10-600 (ВЮ-600) АРП4-900 (ВИ4-900) АРП28-900	АРП7	ДВ АРП7	АРП7	АРП10-600 (ВЮ-600) АРП4-900 (ВИ4-900) АРП28-900	ДВ	ДВ	ДВ
Взрывоопасные или с суфлярными выделениями газа	ДВ-900 ДВ-600 АРВИ4-900	АРВ7	ДВ АРВ7	АРВ7	ДВ-900 ДВ-600 АРВИ4-900	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.

Спрямлять 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, спрямлять 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 спрямляются. 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

$$i_c = \frac{H_к - H_н}{\mathcal{L}} = \frac{\sum_1^n i_n l_n}{\sum_1^n l_n}, \qquad (4.1)$$

где $H_н$, $H_к$ – соответственно отметка уровня начала и конца спрямленного участка, м;
$\mathcal{L}$ – 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, имеющем 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

$$i_{кр} = \frac{\sum w_{кр}\,\ell_{кр}}{\ell_p}, \qquad (4.2)$$

где $w_{кр}$ - дополнительное удельное сопротивление движению, даН/т;
$\ell_{кр}$ - 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

$$i_{кр} = \frac{\sum w_{кр}\,\ell_{кр}}{\mathcal{L}}, \qquad (4.3)$$

где $\mathcal{L}$ - длина откатки на маршруте, м.

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

$$w_{кр} = \frac{120(S_б + \varkappa)}{r}\,\delta\beta, \qquad (4.4)$$

где $S_б$ - жесткая база вагонетки (секции), м;
$\varkappa$ - колея, м;
r - радиус кривой, м;
δ - коэффициент, учитывающий влияние загрузки вагонетки (для порожних вагонеток δ = I, для груженых δ = 0,85);
β - коэффициент, учитывающий влияние состояния поверхности (для сухих рельсов β = I, для мокрых β = 0,45).

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

$$w_{кр} = \frac{120(S_б + \varkappa)}{r}\,\delta\beta\,\frac{\ell_{кр}}{\ell_c}, \qquad (4.5)$$

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 осуществляются на кривой, т.е.

$$w = w_0 + w_{кр}, \qquad (4.6)$$

где w, w_0 - соответственно полное и основное удельное сопротивление движению вагонеток, даН/т.

4.IO. 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

$$i_{св} = \frac{i_{c1}\mathcal{L}_1 + i_{c2}\mathcal{L}_2 + \ldots + i_{cn}\mathcal{L}_n}{\mathcal{L}_1 + \mathcal{L}_2 + \mathcal{L}_3 + \ldots + \mathcal{L}_n}, \qquad (4.7)$$

где $i_{c1}, \ldots, i_{cn}$ - спрямленный уклон каждого из маршрутов;
$\mathcal{L}_1, \mathcal{L}_2 \ldots \mathcal{L}_n$ - длина откатки каждого из маршрутов, м.

Средневзвешенную длину откатки $\mathcal{L}_{св}$ (м) рассчитывают по выражению

$$\mathcal{L}_{св} = \frac{\mathcal{L}_1 A_1 + \mathcal{L}_2 A_2 + \ldots + \mathcal{L}_n A_n}{A_1 + A_2 + A_3 + \ldots + A_n},$$

где $A_1, \ldots, A_n$ – грузопоток на каждом из маршрутов, т/смену.

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

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

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:

трогания 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 $Q_п$ (т) на прямолинейном участке определяют по формуле

$$Q_п = Q_э \left(\frac{1000\,\psi}{w_п \pm i_c + 110 a_{min}} - 1 \right), \qquad (4.8)$$

где $Q_э$ – сцепной вес электровоза (численно равен его массе), тс;

ψ – расчетный коэффициент сцепления колес при трогании рудничного электровоза. Принимается по табл. 4.I0;

$w_п$ – 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^2.

Таблица 4.I0

Значения расчетного коэффициента сцепления рудничных электровозов

Состояние рельсов	Коэффициент ψ
Покрыты жидкой угольной и породной грязью	0,07–0,08
Влажные, практически чистые	0,09
Мокрые, чистые	0,I2–0,I3
Сухие, практически чистые	0,I7
Посыпаны песком	0,I8–0,24
Покрыты песком, раздавленным в результате предшествующей поездки	0,I4–0,I8

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

$$Q_г = Q_э \left(\frac{1000\,\psi}{w_г \mp i_c + 110 a_{min}} - 1 \right), \qquad (4.9)$$

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

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

$$Q_п = Q_э\left(\frac{1000\,\psi}{w_п + w_{кр} \pm i_c + 110a_{min}} - 1\right), \qquad (4.10)$$

где $w_{кр}$ – дополнительное удельное сопротивление вагонетки, вычисляемое по формулам (4.2)–(4.6).

Таблица 4.11

Значения основного удельного сопротивления движению шахтных вагонеток (секций)

Емкость вагонетки (секции), м³	Основное удельное сопротивление движению вагонеток, даН/т	
	груженые	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

$$Q_г = Q_э\left(\frac{1000\,\psi}{w_г + w_{кр} \pm i_c + 110a_{min}} - 1\right). \qquad (4.11)$$

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 $i_{св}$. Значения $i_{св}$ 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 $Q_п$ (т), по условиям сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью на преобладающем прямолинейном подъеме (спуске), определяют по формуле

$$Q_п = Q_э\left(\frac{1000\,\psi}{w_п \pm i_р} - 1\right). \qquad (4.12)$$

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

$$Q_г = Q_э\left(\frac{1000\,\psi}{w_г \pm i_р} - 1\right). \qquad (4.13)$$

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

$$Q_п = Q_э\left(\frac{1000\,\psi}{w_п + i_р + i_{кр.р}} - 1\right); \qquad (4.14)$$

$$Q_г = Q_э\left(\frac{1000\,\psi}{w_г + i_{кр.р} - i_р} - 1\right). \qquad (4.15)$$

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 $i_{св}$. При этом в формулах (4.I2)–(4.I5) вместо $i_р$ подставляют $i_{св}$, которое определяется по формуле (4.7).

4.I2. Допустимую массу поезда необходимо принимать по минимальным значениям, полученным по формулам (4.8)–(4.I5).

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

$$z_п = \frac{Q_{п\,min}}{g_0},$$

где $Q_{п\,min}$ – минимальное значение массы порожнего состава, т.

Количество вагонеток (секций) в груженом составе

$$z_г = \frac{Q_{г\,min}}{\rho_з N \gamma + g_0}, \qquad (4.I6)$$

где $Q_{г\,min}$ – минимальное значение массы груженого состава, т;

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

N – емкость вагонетки (секции), м^3;

g_0 – масса вагонетки (секции), т;

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

4.I3. Масса груженого состава по принятому числу вагонеток (секций)

$$Q_г = z_{min}(\rho_з N \gamma + g_0). \qquad (4.I7)$$

Масса порожнего состава по принятому числу вагонеток (секций):

$$Q_п = z_{min} g_0. \qquad (4.I8)$$

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

4.I4. Проверка весовой нормы поезда по нагреву тяговых двигателей производится методом эквивалентного тока. Условие, обеспечивающее нормальную (в тепловом режиме) работу тяговых двигателей:

$$I_{эф} \leqslant I_{дл}, \qquad (4.I9)$$

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

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

Здесь α – коэффициент, учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневров: для контактных электровозов $\alpha = I,I5–I,3$; для аккумуляторных электровозов $\alpha = I,05–I,I5$;

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;

$T_р$ – время цикла (рейса), мин;

$I_{дл}$ – длительный ток двигателя, А. Определяется по табл. 4.I и 4.2 и электромеханическим характеристикам.

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

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{I_г^2 t_г + I_п^2 t_п}{T_р}},$$

где $I_г, I_п$ – ток двигателя соответственно при движении с груженым и порожним составом, А.

Значения $I_г$ и $I_п$ как $I = f(V)$ определяются по электромеханическим характеристикам тяговых двигателей, приведенных к ободу колеса (приложение 4, рис. I–I8), или по формулам (4.23)–(4.24).

Время рейса $T_р$ (мин) определяется по формуле

$$T_р = t_г + t_п + \theta_1 + \theta_2 + \theta_3 ,$$

где $t_г$, $t_п$ – соответственно время движения груженого и порожнего составов, мин;

θ_1 – продолжительность нахождения электровоза (время маневров) в околоствольном дворе за цикл, мин. Для составов из вагонеток с глухим кузовом θ_1 = 15 мин, с донной разгрузкой θ_1 = 10 мин;

θ_2 – продолжительность нахождения электровоза в пункте погрузки, мин; θ_2 = 10 мин;

θ_3 – продолжительность дополнительных операций (остановок) в местах пересечения транспортных магистралей, мин; θ_3 = 5–10 мин.

Значения $t_г$ и $t_п$ определяются по формулам:

$$t_г = \frac{60\ell}{V_г}; \qquad (4.21)$$

$$t_п = \frac{60\ell}{V_п}, \qquad (4.22)$$

где $V_г$, $V_п$ – 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. I–I8).

В формулах (4.2I) и (4.22):

$$V_г = a - bF_г + cF_г^2 - dF_г^3 ; \qquad (4.23)$$

$$V_п = a - bF_п + cF_п^2 - dF_п^3 , \qquad (4.24)$$

где a, b, c, d – расчетные коэффициенты (табл. 4.I2);

$F_г$, $F_п$ – сила тяги при движении груженого и порожнего составов, даН.

$$F_г = (Q_э + Q_г)(w_г - i_i);$$
$$F_п = (Q_э + Q_п)(w_п + i_i).$$

Здесь i_i – уклон i-го маршрута.

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

$$\mathcal{I} = a_1 - b_1 v + c_1 v^2 - d_1 v^3 ,$$

где a_1, b_1, c_1, d_1 – расчетные коэффициенты (табл. 4.I3).

Если в результате расчетов оказалось, что $\mathcal{I}_{эф} > \mathcal{I}_{дл}$, необходимо уменьшить число вагонеток в составе и продолжать расчеты до тех пор, пока не окажется, что $\mathcal{I}_{эф} \approx \mathcal{I}_{дл}$. Наибольшее количество вагонеток в составе, при котором выполняется условие $\mathcal{I}_{эф} \approx \mathcal{I}_{дл}$, обозначим через $z_{i,min}$.

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 включать сумму

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

где $\mathcal{I}_{ip}$ – 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

$$\mathcal{I}_{эф} = d\sqrt{\frac{\mathcal{I}_г^2 t_г + \mathcal{I}_п^2 t_п + \mathcal{I}_{гр}^2 t_{гр} + \mathcal{I}_{пр}^2 t_{пр}}{T_р}},$$

где $\mathcal{I}_{гр}$, $\mathcal{I}_{пр}$ – ток тягового двигателя при движении соответственно груженого и порожнего составов на преобладающем уклоне, А;

$t_{гр}$, $t_{пр}$ – время движения соответственно груженого и порожнего составов на преобладающем уклоне с током двигателя $\mathcal{I}_{гр}$ и $\mathcal{I}_{пр}$, 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 4.12

Таблица расчетных коэффициентов

Тип электровоза	Тип тяговой батареи и двигателя	Параллельное соединение двигателей				Последовательное соединение двигателей			
		a	*b*	*c*	*d*	*a*	*b*	*c*	*d*
				Аккумуляторные электровозы					
4,5АРП2	66ТЖН-300 ЭДР-6	8,25	$1,4 \cdot 10^{-2}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$4,0 \cdot 10^{-9}$	4,8	$1,0 \cdot 10^{-2}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$5,0 \cdot 10^{-9}$
4,5АРП2М	66ТЖН-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	66ТЖН-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	66ТЖН-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	80ТЖН-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	96ТЖН-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	108ТЖН-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	96ТЖН-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	112ТЖН-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	126ТЖН-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)	90ТНШ-550 ДРТ-10	24,67	$30,57 \cdot 10^{-3}$	$16,6 \cdot 10^{-6}$	$3,0 \cdot 10^{-9}$	–	–	–	–
АРП7-900 (АРВ7-900)	102ТНШ-550 ДРТ-10	22,46	$17,6 \cdot 10^{-3}$	$4,0 \cdot 10^{-6}$	–	–	–	–	–
АМ8Д-600	96ТЖН-350 ДПТР-12	12,06	$7,0 \cdot 10^{-3}$	$1,0 \cdot 10^{-6}$	–	–	–	–	–
АМ8Д-900	112ТЖН-350 ДПТР-12	13,87	$11,37 \cdot 10^{-3}$	$4,5 \cdot 10^{-6}$	$1,0 \cdot 10^{-9}$	–	–	–	–
АРП10	112ТЖШ-550 ДПТР-12	13,87	$11,37 \cdot 10^{-3}$	$4,5 \cdot 10^{-6}$	$1,0 \cdot 10^{-9}$	–	–	–	–
АРП14	161ТНЖК-650 ЭТ-23,5	16,71	$11,73 \cdot 10^{-3}$	$5,35 \cdot 10^{-6}$	$1,0 \cdot 10^{-9}$	–	–	–	–
АРП28	182ТНЖК-650 ЭТ-26	19,76	$6,64 \cdot 10^{-3}$	$1,2 \cdot 10^{-6}$	–	–	–	–	–
				Контактные электровозы					
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 груженого состава ($v_{доп}$, км/ч) на прямолинейном участке наибольшего преобладающего уклона определяют по формуле

$$v_{доп} = \sqrt{0,24 l_т (b_т + w_г - i_р)}, \qquad (4.25)$$

Таблица 4.13

Таблица расчетных коэффициентов

Тип электровоза	Тип тяговой батареи и двигателя	Параллельное соединение двигателей				Последовательное соединение двигателей			
		a_i	b_i	c_i	d_i	a_i	b_i	c_i	d_i
		Аккумуляторные электровозы							
4,5АРП2	66ТЖН-300 ЭДР-6	220,1	64,2	7,9	0,34	278,1	178,5	45,9	4,07
4,5АРП2М	66ТЖН-300 ЭДР-7П	211,4	37,5	2,5	0,06	278,6	115,8	18,8	1,02
5АРВ1	66ТЖН-250 ЭДР-6	220,1	64,2	7,9	0,34	278,1	178,5	45,9	4,07
5АРВ2	66ТЖН-250 ЭДР-7П	211,4	37,5	2,5	0,06	278,6	115,8	18,8	1,02
8АРП1	80ТЖН-350 ЭДР-10Б	267,3	58,3	4,9	0,14	276,0	124,9	22,2	1,36
8АРП1	96ТЖН-350 ЭДР-10Б	295,6	56,5	4,1	0,10	312,2	132,9	22,3	1,29
8АРП3	108ТЖН-350 ЭДР-10Б	308,2	54,6	3,7	0,09	360,9	139,0	20,5	1,04
АМ8-1	96ТЖН-350 ЭДР-10П	295,6	56,5	4,1	0,10	312,2	132,9	22,3	1,29
2АМ8Д АМ8-2	112ТЖН-350 ЭДР-10П	301,3	46,9	2,6	0,04	378,0	141,2	20,8	1,09
13АРП1	126ТЖН-550 ЭДР-15	478,6	126,2	12,5	0,42	447,5	230,9	44,8	2,96
АРП7-600 (АРВ7-600)	90ТНШ-550 ДРТ-10	446,65	71,1	5,44	0,134	-	-	-	-
АРП7-900 (АРВ7-900)	102ТНШ-550 ДРТ-10	487,2	71,76	4,45	0,1	-	-	-	-
АМ8Д-600	96ТЖН-350 ДПТР-12	338,9	67,1	5,3	0,145	-	-	-	-
АМ8Д-900	112ТЖН-350 ДПТР-12	342,4	59,86	4,16	0,099	-	-	-	-
АРП10	112ТНШ-550 ДПТР-12	342,4	59,86	4,16	0,099	-	-	-	-
АРП14	161ТНЖ-650 ЭТ-23,5	601	100,1	5,9	0,11	-	-	-	-
АРП28	182ТНЖ-650 ЭТ-26	763,3	125,05	4,4	0,146	-	-	-	-
		Контактные электровозы							
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 $\ell_т$ – тормозной путь; принимают в соответствии с действующими Правилами безопасности;

$b_т$ – удельная тормозная сила (даН/т), рассчитываемая по формуле

$$b_т = \frac{1000 Q_э \psi + b_{доп}}{Q_э + Q_г} . \qquad (4.26)$$

Здесь ψ – 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%;

$B_{доп}$ – дополнительная тормозная сила, даН. Принимается по характеристике системы дополнительного (рельсового) торможения.

При торможении на криволинейном участке преобладающего уклона

$$V_{доп} = \sqrt{0{,}24\ell_т\left(b_т + w_г + w_{кр} - i_р\right)}. \qquad (4.27)$$

Если скорость начала торможения $V_н$, рассчитываемая по формулам (4.23) и (4.24), больше $V_{доп}$, допустимую массу груженого состава ($Q_г$, т) по условиям обеспечения требуемого тормозного пути вычисляют по формуле

$$Q_г = \frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{\frac{4{,}17 V_н^2}{\ell_т} - w_г + i_р}. \qquad (4.28)$$

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

$$Q_г = \frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{\frac{4{,}17 V_н^2}{\ell_т} - w_г - w_{кр} + i_{кр}}. \qquad (4.29)$$

Допустимую скорость движения ($v_{доп.г}$ и $v_{доп.п}$, км/ч) по условиям торможения в случае откатки, имеющей подъем в направлении основного грузопотока, определяют как для груженого, так и порожнего составов:

$$V_{доп.г} = \sqrt{0{,}24\ell_т\left(\frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{Q_э + Q_г} + w_г + i_р\right)}; \qquad (4.30)$$

$$V_{доп.п} = \sqrt{0{,}24\ell_т\left(\frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{Q_э + Q_п} + w_п - i_р\right)}. \qquad (4.31)$$

При торможении на криволинейном участке преобладающего уклона:

$$V_{доп.г} = \sqrt{0{,}24\ell_т\left(\frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{Q_э + Q_г} + w_г + i_р + w_{кр}\right)}; \qquad (4.32)$$

$$V_{доп.п} = \sqrt{0{,}24\ell_т\left(\frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{Q_э + Q_п} + w_п - i_р + w_{кр}\right)}. \qquad (4.33)$$

Если скорость начала торможения $V_н$, определяемая по формулам 4.23 и 4.24, больше $V_{доп}$, допустимую массу груженого состава ($Q_г$, т) по условиям обеспечения требуемого тормозного пути вычисляют по формуле

$$Q_г = \frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{\frac{4{,}17 V_н^2}{\ell_т} - w_г - i_р}. \qquad (4.34)$$

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

$$Q_п = \frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{\frac{4{,}17 V_н^2}{\ell_т} - w_п + i_р}. \qquad (4.35)$$

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

$$Q_г = \frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{\frac{4{,}17 V_н^2}{l_т} - w_г - w_{кр} - i_р} . \qquad (4.36)$$

Допустимая масса (в тоннах) порожнего состава составляет

$$Q_п = \frac{1000 Q_э \psi + B_{доп}}{\frac{4{,}17 V_н^2}{l_т} - w_п - w_{кр} + i_р} . \qquad (4.37)$$

При отсутствии на маршруте преобладающего уклона в формулах (4.25)–(4.37) вместо $i_р$ следует подставлять $i_с$. 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 $i_р$ 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_{min}, z_{1min}, z_{2min}.

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

$$z_{р.з} = \frac{l_{р.з} - l_э}{l_в + l_{сц}} ,$$

где $l_{р.з}$ – минимальная длина разминовки, м;
$l_э$ – длина локомотива, м;
$l_в$ – длина вагонетки, м;
$l_{сц}$ – расстояние между вагонетками при натяжении сцепок, м.

Если $z > z_{р.з}$, необходимо увеличить длину разминовки до $l_{р.з} = z(l_в + l_{сц}) + l_э$. При невозможности или нецелесообразности увеличения длины разминовок количество вагонеток в составе принимают равным $z_{р.з}$.

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

Окончательное количество вагонеток в составе обозначим через z_0. Окончательную массу груженого $Q_г$ и порожнего $Q_п$ составов вычисляют по формулам (4.17) и (4.18).

4.18. Определение инвентарного количества электровозов.

Инвентарное количество электровозов (шт.) рассчитывают по формуле

$$N_и = N_р + N_{рез} ,$$

где $N_р$ – 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 $A_{пп}$ и длины откатки L по соответствующему звену и суммированию полученных результатов:

$$N_р = \frac{\tau_р}{\tau} ,$$

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

$$\tau_р = \tau_{р.г} + \tau_л .$$

Здесь $\tau_{р.г}$ – необходимое число рейсов в смену для вывоза груза, равное

$$\tau_{р.г} = \frac{1000 K_н A_{пп}}{z \rho_з M_г} ,$$

где $K_н$ – коэффициент неравномерности выдачи груза. При отсутствии аккумулирующих емкостей $K_н$ = = I,5. При наличии емкости определяется расчетом, но принимается равным не менее I,25;

$A_{пп}$ – сменный суммарный грузопоток участка (уголь, порода, материалы и оборудование);

$z_л$ – необходимое число рейсов для перевозки людей;

z – число возможных рейсов одного электровоза в течение смены, равное

$$z = \frac{60 T_o}{T_p} .$$

Здесь T_o – 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:

при $N_р < 3$ $N_{рез} = 0$, при $N_р = 4–6$ $N_{рез} = I$,
при $N_р = 7–I2$ $N_{рез} = 2$, при $N_р = I3$ $N_{рез} = 4$.

4.I9. Сменная производительность одного рабочего локомотива (λ, т/км) устанавливается по формуле

$$\lambda = \frac{\Sigma A_{пп}}{N_р} .$$

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

$$\lambda_с = \frac{\Sigma A_{пп}}{N_и} .$$

4.20. Расчет потребного количества секций (вагонеток).

Расчет потребного количества секций поезда и вагоночного 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 аккумулирующей емкости.

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

$$z_р = K_{рем}\left[\sum_{1}^{p} z_{ii}\left(K_м + N_{рмi}\right) + K_0 z_1 + \sum_{1}^{E} z_{zj}\left(K_{yj} + N_{руj} + K_0 K_{оп}\right) + z_3 f_1 + z_4 f_2\right]\left(1 + K_{пер}\right) + П_п ,$$

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

p – количество погрузочных пунктов на магистральных выработках, шт.;

z_{ii} – количество вагонеток в составе поезда магистрального транспорта i-го маршрута, шт.;

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

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

K_0 – коэффициент, учитывающий количество составов, находящихся в околоствольном дворе. При числе электровозов, работающих на горизонте околоствольного 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_{zj} – количество вагонеток в составе поезда участкового транспорта по j-му участку, шт.;

K_{yj} – количество составов на погрузочном пункте j-й участковой транспортной выработки (K_y = 2);

$N_{руj}$ – 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, перемещающихся по сборным участковым выработкам, шт.;

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

Z_4 – количество вагонеток, перемещающихся по вентиляционным участковым выработкам, шт.;

f_2 – количество вентиляционных участковых выработок, находящихся в эксплуатации, шт.;

$K_{пер}$ – коэффициент, учитывающий вагонетки, используемые для выдачи породы при перекреплении откаточных выработок ($K_{пер}$ = 0,02–0,05);

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

$$P = \left(K_0 J_{1ср} N_1 + K_0 J_{2ср} N_2 + \ldots + K_0 J_{n} N_n\right) U_{ср},$$

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

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

$J_{1ср}, N_1, \ldots, J_{n}, N_n$ – средний ток (А) и количество однотипных контактных электровозов, перевозящих одинаковый груз и одновременно питающихся от одной подстанции;

$U_{ср}$ – среднее напряжение на шинах тяговой подстанции, В.

Средний ток электровоза можно вычислить, используя значения тока двигателя $J_г$, $J_п$ и времени $t_г$, $t_п$, определенного в п. 4.14 по формуле

$$J_{ср} = \frac{2\sum Jt}{\sum t_г} = \frac{2(J_г t_г + J_п t_п)}{t_г + t_п}. \qquad (4.38)$$

Если на маршруте имеется преобладающий уклон $i_р$, то значение $J_{ср}$ определяется с использованием результатов, полученных в п. 4.14, по формуле

$$J_{ср} = \frac{2(J_г t_г + J_{г.р} t_{г.р} + J_п t_п + J_{п.р} t_{п.р})}{t_г + t_п + t_{г.р} + t_{п.р}} = \frac{2\sum J_i t_i}{\sum t_г}, \qquad (4.39)$$

где $\sum t_г$ – 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
			Серийные			
АТП-500/275	137,5	275	500	0,92	2200	2000x1060x600, 1405x670x1170, 467x476x265, 865x370x880
АТП-500/275М	137,5	275	500	0,94	626	1100x740x1950, 750x730x1415, 380x165x540
ВУР-400/1000	275	275	1000	0,97	300	920x720x1910
			Опытные			
АТПШ-500/275	137,5	310 (270–310)	500	0,97	-	-
АТПШ-1000/275	275	310 (270–310)	1000	0,97	-	-

Пользуясь табл. 4.I4, 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

$$I_{max} < I_{a\,max},$$

где $I_{a\,max}$ – максимально допустимая нагрузка агрегата в течение определенного времени.

Тяговый агрегат АТП-500/275М производства Запорожского завода "Электроаппарат" допускает перегрузки: I,5 $I_н$ (750 А) в течение 2 мин и 2 $I_н$ (I000 А) в течение I0 с.

Допустимые перегрузки тяговых агрегатов регламентируются ГОСТ 2329-62 (табл. 4.I5).

Таблица 4.I5

Допустимые перегрузки тяговых агрегатов

Величина допустимой перегрузки	Длительность действия перегрузки	Частота повторения перегрузки
I,25	I5 мин	Один раз в 2 часа
I,50	2 мин	Один раз в I час
2,00	I0 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^2 – 460 А, 85 мм^2 – 600 А и I00 мм^2 – 700 А. Сопротивление контактных проводов следует принимать по табл. 4.I6, рельсового пути – по табл. 4.I7.

Таблица 4.I6

Сопротивление контактных проводов

Путь	Погонное сопротивление, Ом/км		
	Сечение контактного провода, мм^2		
	65	85	I00
Одноколейный	0,32	0,24	0,2I
Двухколейный	0,I6	0,I2	0,I05
Трехколейный	0,II	0,08	0,07

Допускаемые нормы потерь (падения) напряжения задаются экономическими условиями. При большом грузопотоке невыгодно допускать средние эксплуатационные потери напряжения в тяговой сети свыше I0-I2% (30-36 В), при малом грузопотоке потери напряжения можно допускать до 20% (50-60 В).

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

$$\Delta U_{ср} = 0{,}5 I_{у.ср} N_у (R_{ср} l_у + R_{п.о}),$$

где $I_{у.ср}$ – средний ток электровоза, работающего по одну сторону от тяговой подстанции, А (определяется по формулам (4.38) и (4.39));

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

$R_{ср}$ – сопротивление I км тяговой сети, Ом;

$$R_{ср} = R_{к.с} + R_р,$$

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

$l_у$ – длина участка по одну сторону от тяговой подстанции, км;

$R_{п.о}$ – сопротивление питающего и отсасывающего фидеров, Ом.

Таблица 4.I7

Сопротивление рельсовых путей

Тип рельса	Погонное сопротивление рельсовых путей, Ом/км		
	Одноколейный путь	Двухколейный путь	Трехколейный путь
Р-I8	0,055	0,027	0,0I2
Р-24	0,043	0,022	0,0I4
Р-33	0,032	0,0I6	0,0II
Р-38	0,028	0,0I4	0,090
Р-43	0,026	0,0I3	0,080

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

$$l_{у.доп} = \frac{\Delta U_{ср.доп} - R_{по} I_{у.ср} N_у 0{,}5}{0{,}5 I_{у.ср} R_{ср} N_у}, \qquad (4.40)$$

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

В расчетах можно принять падение напряжения на питающем и отсасывающем фидерах равным I0% от общего падения напряжения в тяговой сети. Тогда формула (4.40) упростится и примет вид

$$I_{у.доп} = \frac{0{,}9\Delta U_{ср.доп}}{0{,}5 I_{у.ср} R_{ср} N_у} = \frac{1{,}8\Delta U_{ср.доп}}{I_{у.ср} l_у R_{ср} N_у}.$$

Количество тяговых подстанций

$$n = \frac{l_у}{l_{доп}} \qquad (4.4I)$$

следует округлить до ближайшего целого большего числа.

С помощью формул (4.40) и (4.4I) 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 $\Delta U_{ср}$ (В) вычисляют по упрощенной формуле

$$\Delta U_{ср} = 0{,}5 N_у I_{у.ср} \left\{ \left[(l_у - x) R_{ср} + \frac{1000}{57 q_к} x \right] + R_{п.о} \right\},$$

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

$q_к$ – суммарное сечение усиливающего кабеля и контактного провода, мм^2.

В случае падения напряжения на участке больше допустимого ($\Delta U_{ср} > 10\%$) необходимо прокладывать усиливающий фидер от тяговой подстанции на расстоянии 2/3 длины откаточного участка. Присоединение 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 ($W_{рк}$, кВт.ч) рассчитывается по формуле

$$W_{р.к} = \frac{\alpha_э U I_{ср} T_р}{6 \cdot 10^4 \eta_с \eta_п},$$

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

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

$\eta_п$ – 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

$$W_{с.к} = W_{р.к} \tau.$$

Расход электроэнергии на шинах ЦПП

$$W'_{с.к} = \frac{W_{с.к}}{\eta_{с.п}},$$

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

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

$$б = \frac{W'_{с.к}}{A_{пп} L}.$$

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

$$W_0 = \frac{\alpha_э U_{ср} I_{ср} T_р}{6 \cdot 10^4 \eta_б \eta_{з.у}},$$

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

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

Расход электроэнергии на аккумуляторную откатку на шинах ЦПП:

за смену (кВт.ч)

$$W_{с.а} = W_а \tau;$$

удельный расход электроэнергии (кВт.ч/ткм)

$$б = \frac{W_{с.а}}{A_{пп} \eta_б \eta_с}.$$

4.23. Возможное число рейсов электровоза до полного разряда аккумуляторной батареи

$$q_{раз} = \frac{A'}{\alpha U_{ср} I_{ср} T_р},$$

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

4.24. Количество зарядных устройств принимают в зависимости от числа одновременно заряжаемых батарей и способа их заряда в соответствии с табл. 4.18. При индивидуальном способе заряда количество зарядных устройств принимают 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.

Таблица 4.18

Техническая характеристика зарядных устройств для рудничных аккумуляторных электровозов

Тип зарядного устройства	Тип заряжаемой 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	1130х620х650
	66ТКН-300	4,5АРП-2И 4,5АРП-2								
	66ТКН-250П	5АРВ2 5АРВ1								
ЗУК-155/230М	80ТКН-350	8АНП-1	155	35,6	0,9-0,92	0,82-0,88	380/660	230	430	1722х750х730
	96ТКН-350	8АРП-1								
	102ТКН-350	8АРП-3								
	108ТКН-350	АМ8-1								
	112ТКН-350	АМ8-2								
	126ТКН-350	13АРП-1								
	96ТКН-550	АМ8Д-600								
	2(96ТКН-500)	2АМ8Д-600								
	112ТКН-500	АМД-900								
	2(112ТКН-500)	2АМД-900								

4.25. Потребное количество аккумуляторных батарей и зарядных столов.

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

$$A_б = \frac{\mathcal{L} n u_р (I_г t + I_п t)}{60 \cdot 1000} \tau,$$

где $\mathcal{L}$ – коэффициент, учитывающий расход электроэнергии во время маневров и потери в реостатах;

n – число двигателей электровоза;

$u_р$ – среднее разрядное напряжение батареи, В;

$I_г$, $I_п$ – установившийся ток двигателя во время движения электровоза соответственно с грузом и порожняком, А.

Потребное число рабочих батарей на один электровоз (шт.)

$$m_{р.б} = \frac{A_б}{A'}.$$

Общее количество батарей на один электровоз

$$m_о = m_{р.б} + m'_{зар},$$

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

Общее количество батарей

$$m = m_о N + m_р,$$

где $m_р$ – 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;

технологию 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 цикличное движение поездов между концевыми пунктами с постоянно сцепленными 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 разминовки применяют сборочную откатку небольшими составами, от сборочной разминовки до околоствольного двора – большегрузными составами магистральной откатки.

Двухзвенная организация движения должна обеспечивать:

концентрацию порожних вагонеток на сборочных разминовках 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 разминовок.

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:

принятая 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.I и на рис. 5.I.

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°) 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 I,2 порожнего и груженого 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 требующейся емкостью бункера и фактической.

5.I0. 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.II. 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.I2. 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.I3. 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 путь.

5.I4. Место погрузки угля в откаточные сосуды должно оборудоваться пылеподавляющими устройствами.

5.I5. Маневровые работы по обмену составов на погрузочных пунктах, как правило, следует производить магистральными локомотивами. В отдельных случаях допускается применение маневровых лебадок.

5.I6. Технические характеристики оборудования для погрузочных пунктов приведены в табл. 5.5, 5.6, 5.7.

Таолица 5.I

ХАРАКТЕРНЫЕ СХЕМЫ ПРИЕМНО-ОТПРАВИТЕЛЬНЫХ ПЛОЩАДОК

№№ п/п.	Наименование приемно-отправительной площадки	Способ подготовки шахтного поля	Угол залегания пласта, град	Вид транспорта основного грузопотока по выработкам: Главная магистральная	Конвейерный ходок	Бремсберг (уклон)	Ярусный штрек	Вид вспомогательного транспорта по выработкам: Главная магистральная	Грузолодская монорельсовая транспортная вспомогательного назначения	Конвейерный ходок	Вентиляционный ходок	Бремсберг (уклон)	Грузовой ходок	Людской ходок	Грузолодский ходок	Ярусный конвейерный штрек	Вентиляционный штрек	№№ схемы приемно-отправительной площадки	№№ схемы погрузочного пункта
1	Площадки конвейерного и вентиляционного ходков	Длинными столбами по восстанию и (падению)	до 12°	Локомотивный	Конвейерный	Конвейерный		Локомотивный			Дорога монорельсовая с канатной тягой							1;4	1
2																		2;5	1
3				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная														3;6	1
4				Дорога монорельсовая с канатной тягой														7;8	1
5				Грузолодская самоходная дизельная вагонетка														9;10	1
6	Нижние приемные площадки бремсбергов	П А Н Е Л Ь Н Ы Й	от 6 до 25°	Локомотивный		К о н в е й е р н ы й		Локомотивный					Одноконцевая откатка					11;12;13;14	1;3;4
7			от 6 до 35°															15	2
8			от 6 до 25°*										Одноконцевая откатка	Дорога моноканатная пассажирская				16;17;18;19;20	1;3;4;2
9			от 6 до 18°									Дорога монорельсовая скиповая с канатной тягой			Дорога монорельсовая с канатной тягой			21;22	4;1
10			от 6 до 18°*										Дорога монорельсовая с канатной тягой	Дорога моноканатная пассажирская				23;24	4;1
11			от 6 до 35°	Конвейерный				Дорога монорельсовая, грузолодская дизелевозная				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная						25	—
12			от 6 до 12°					Грузолодская самоходная дизельная вагонетка				Грузолодская самоходная дизельная вагонетка						26	—
13	Верхние приемные площадки уклонов		от 6 до 25°	Локомотивный				Локомотивный					Одноконцевая откатка					27;28;29;30	1;3;4
14			от 6 до 35°															31	2
15			от 6 до 25°*										Одноконцевая откатка	Дорога моноканатная пассажирская				32;33;34;35;36	1;3;4;2
16			от 6 до 18°									Дорога монорельсовая скиповая с канатной тягой			Дорога монорельсовая скиповая с канатной тягой			37;38	4;2
17			от 6 до 18°*										Дорога с монорельсовой с канатной тягой	Дорога моноканатная пассажирская				39;40	4;2
18			от 6 до 35°	Конвейерный				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная						41	
19			от 6 до 12°					Грузолодская самоходная дизельная вагонетка				Грузолодская самоходная дизельная вагонетка						42	
20	Площадки ярусных конвейерных штреков	П А Н Е Л Ь Н Ы Й	от 6 до 35°	Локомотивный		К о н в е й е р н ы й	Конвейерный	Локомотивный					Одноконцевая откатка			Дорога монорельсовая с канатной тягой		43	
21			от 6 до 25°*										Одноконцевая откатка	Дорога моноканатная пассажирская				44	
22			от 6 до 18°									Дорога монорельсовая с канатной тягой			Дорога монорельсовая с канатной тягой			45	
23			от 6 до 18°*										Дорога усиорельсовая с канатной тягой	Дорога моноканатная пассажирская				46	
24			от 6 до 35°	Конвейерный				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная			Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная			47	
25			от 6 до 12°					Грузолодская самоходная дизельная вагонетка				Грузолодская самоходная дизельная вагонетка			Грузолодская самоходная дизельная вагонетка			48	
26	Площадки ярусных вентиляционных штреков	П А Н Е Л Ь Н Ы Й	от 6 до 35°	Локомотивный		К о н в е й е р н ы й		Локомотивный					Одноконцевая откатка	Одноконцевая откатка			Локомотивный	49	
27			от 6 до 25°*											Дорога моноканатная пассажирская				50	
28			от 6 до 35°											Одноконцевая откатка				51	
29			от 6 до 25°*											Дорога моноканатная пассажирская				52	
30													Дорога монорельсовая с канатной тягой					53	
31			от 6 до 18°									Дорога монорельсовая с канатной тягой			Дорога монорельсовая с канатной тягой			54	
32			от 6 до 35°	Конвейерный				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная				Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная			Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная		Дорога монорельсовая грузолодская дизелевозная	55	
33			от 6 до 12°					Грузолодская самоходная дизельная вагонетка				Грузолодская самоходная дизельная вагонетка			Грузолодская самоходная дизельная вагонетка		Грузолодская самоходная дизельная вагонетка	56	

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

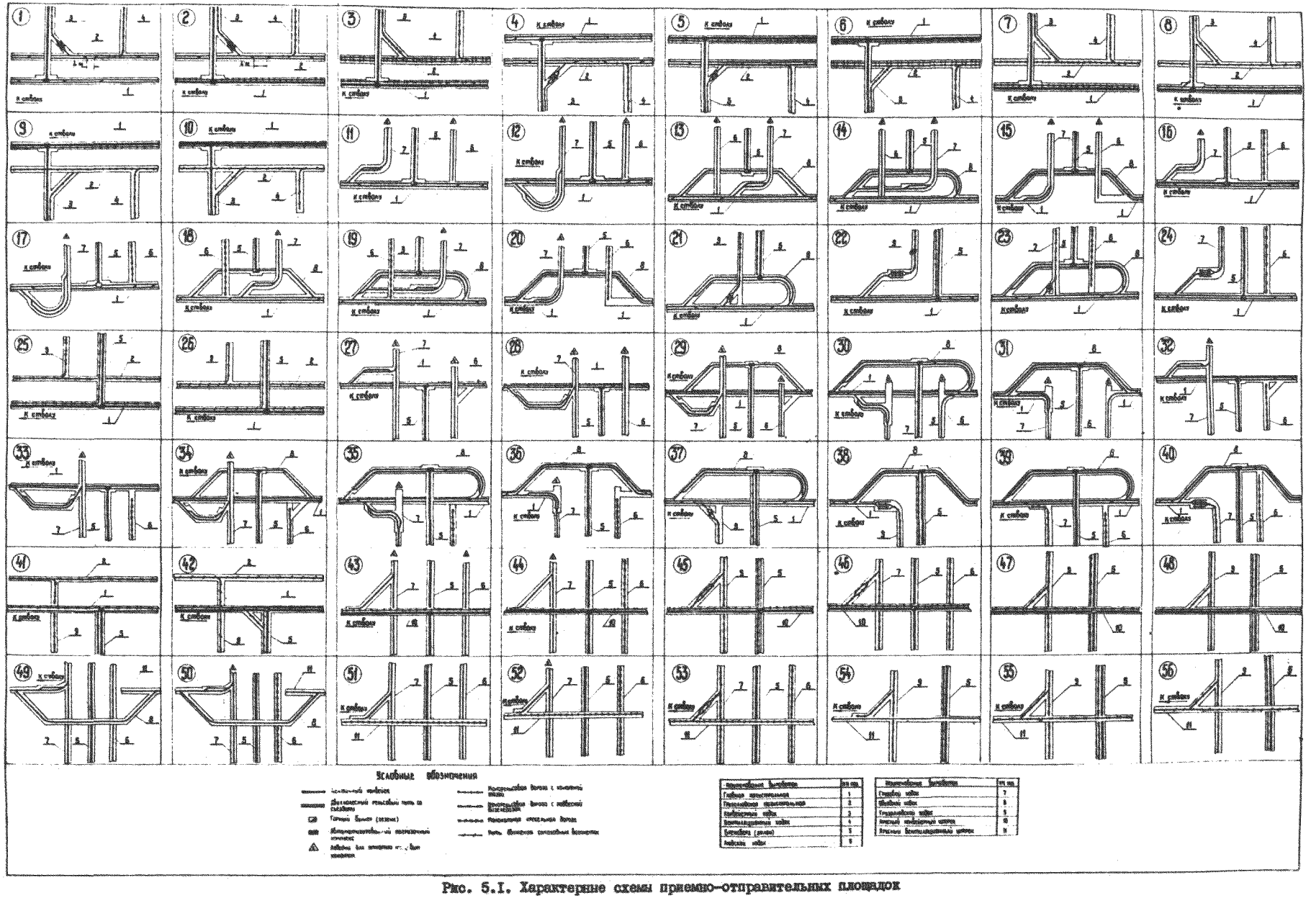


Рис. 5.1. Характерные схемы приемно-отправительных площадок

Таблица 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.I)
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 I2° лавами по восстанию (падению)	I	I, 7, 8, I3, I5, I7, I8
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, I9, 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	I0, I2, I4, 2I, 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 аккумулирующей и обменной разминовками с безбункерной погрузкой	При отработке лавы прямым ходом на пологих и наклонных пластах	6	-
Тупиковый, передвижной на двухпутевой участковой выработке с отстающей аккумулирующей и обменной разминовками с безбункерной погрузкой	То же	7	-
Тупиковый, полустационарный или передвижной на однопутевой выработке с отстающей разминовкой	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 разминовки недостаточно. Суточные нагрузки незначительны	9	-

Техническая характеристика маневровой лебедки МК-6 приведена на стр. 7I.

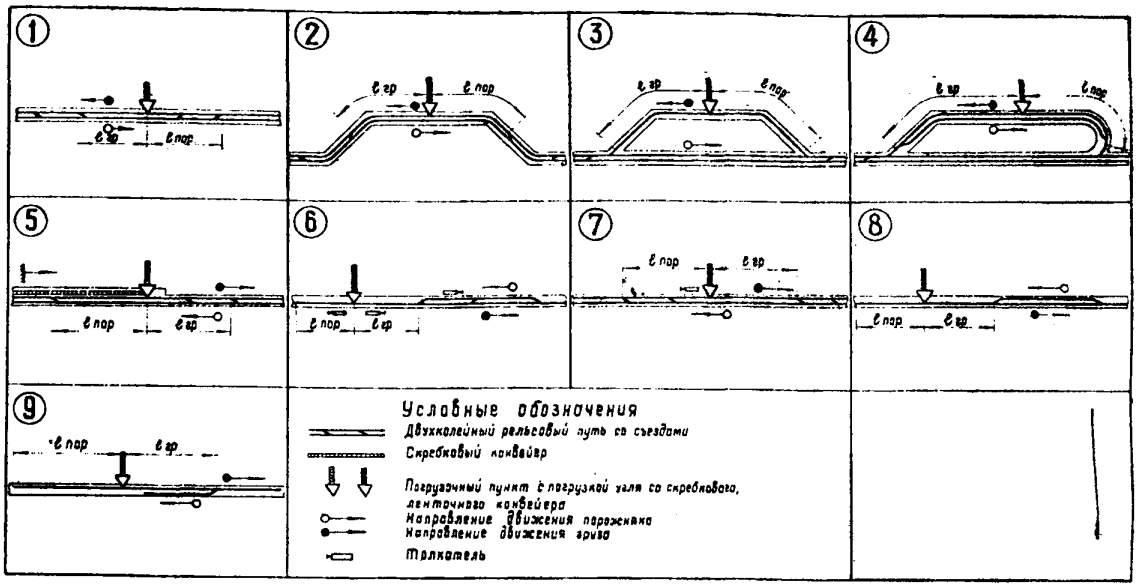


Рис. 5.2. Схемы погрузочных пунктов

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 обращающегося состава, т				
	50	75	I00	I25–I50	250
200	85	85	–	–	–
400	II0	II5	I20	I20	–
600	II5	I25	I30	I40	I60
800	–	I35	I40	I60	I90
I000	–	I40	I50	I70	2I0
I200	–	–	I60	I80	220
I500	–	–	I75	200	240
2000	–	–	200	230	280

5.I7. 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 $a_{1(n)_\Sigma}$), подаваемого в бункер с конвейера. Техническая производительность комплекса оборудования для погрузки вагонеток должна быть не ниже принятой производительности подбункерного питателя.

5.I8. 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.I9. Характерные схемы приемно-отправительных площадок приведены на рис. 5.I и в табл. 5.I.

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

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

Таблица 5.4

Аккумулирующий запас составов порожних вагонеток на погрузочных пунктах

Средний грузопоток в смену, т	Аккумулирующий запас порожних вагонеток (в составах) при грузоподъемности обращающегося состава, т		
	50	70	90
200	2	I	I
400	2	2	2
600	2	2	2
800	-	2	2
I000	-	2	2
I200	-	-	2
I500	-	-	2
2000	-	-	2

Примечания. I. 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.

5.2I. Приемно-отправительные площадки наклонных выработок при откатке концевым 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 3^0 для грузовых ветвей и 5^0 для порожняковых ветвей.

Таблица 5.5

Техническая характеристика автоматизированных погрузочных комплексов

Показатели	ГУАПШ-64-I ГУАПШ-64-2 ГУАПШ-64-3	ГУАПШ2-64-I ГУАПШ2-64-2 ГУАПШ2-64-3	ШПг-I ШПг-2М ШПг-3	ОПШ-3,3 ОПШ-5,6С	ГПК
Способ загрузки вагонеток	Из бункера	С конвейера	С конвейера	С конвейера	Из бункера
Тип вагонеток	ВГ-I,3 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВГ-I,3 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВГ-I,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 (I0,0)	600 (I0,0) 800 (I3,3)	350
Тип толкателя	ПТВ-Iм; 2м; 3м	ПТВ-Iм; 2м; 3м	ШПг-I; 2; 3	ОПШ-3,3; 5,6	ШПг-3
Тип перекрывателя	Поворотный лотковый с гидроприводом				
Тип питателя	ЛКП-2	-	-	-	ПГ-500
Скорость перемещения вагонеток, м/с	0-0,26	0-0,26	0-0,40	0-0,40	0-0,40
Усилие на рабочем органа, кгс	3000	3000	4000	6000	4000
Масса, кг (с учетом маслостанции)	4750	3520	5000	5900	3380

5.22. Маневровые работы при обмене партии груженых 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	ПШг-I ПШг-2м ПШг-3	ОШ-3,3 ОШ-5,6	ТКП-2МД	ТКС-I6[x]	ТКС-22[x]
Привод	Электрогидравлический				Электромеханический		
Рабочий орган	Рейка-кулак	Ползун-кулак	Цепь-кулак	Цепь-кулак	Ползун-кулак	Канат-каретка	Канат-каретка
Тип проталкиваемых вагонеток	ВГ-I,3 ВГ-2,5 ВГ-3,3	ВГ	ВГ-I,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
Реверс толкателя	Нет	Нет	Есть	Есть	Нет	Есть	Есть
Усилие перемещения, кгс	3000	3500	4200	6000	2000	I600	2200
Скорость движения рабочего органа, м/с	0-0,26	0,2I	0-0,40	0-0,40	0,2I	0,50	0,50
Мощность двигателя, кВт	II	I3	22	30	8	II	I5
Основные размеры, мм:							
длина	4370 5250 6040	5290	5900 6400 7300	7900	4490	84500	I54500
ширина	430 540 540	275	560	560	680	452	452
высота	300	300	2I0	300	I240	300	300
Масса, кг	I500 I700 I900	II65	I230 I3I0 I450	I450 I590	I346	I325	273I

[x] Для обмена составов.

Таблица 5.7

Техническая характеристика питателей для выпуска угля из бункера

Показатели	ЛКП-2	КЛ-8-0.I	КЛ-8-I.I	КЛ-I0	КЛ-I2	ПТ-500
Тип привода	Электрический					Электрогидравлический
Производительность, $м^3/ч$	220	I85	275	370	570	До 500
Мощность двигателя, кВт	6,0	3,0	5,5	7,5	I3,0	5,5
Частота качаний, кач./мин	50	70	70	70	70	80
Амплитуда качаний, мм	200	0-200	0+200	0+200	20+200	I60
Основные размеры, мм:						
длина	2000	2900	3370	3780	4I60	2200
ширина	I000	I050	I240	I290	I500	I000
высота	I600	I065	I320	I420	I590	I025
Масса, кг	I000	800	II23	I5I9	I99I	534/237[x]

[x] В числителе - масса питателя, а в знаменателе - масса насосной установки.

Техническая характеристика лебедки МК-6

Тяговое усилие, кгс	I650
Скорость движения каната (средняя), м/с	0,36
Канатоемкость барабана, м	I50
Количество барабанов, шт.	2
Диаметр каната, мм	I2,5
Двигатель, тип	КОМ-32-4
Мощность, кВт	7
Скорость вращения, об/мин	I500
Основные размеры, мм:	
длина	I330
ширина	850
высота	690
Масса (с электродвигателем), кг	754
Завод-изготовитель	Киселевский машзавод им.И.С.Черных

5.23. Маневровые работы, связанные с обменом груженых и порожних 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

Выбор технологических схем транспорта околоствольных дворов

6.I. При проектировании следует применять типовые технологические схемы околоствольных дворов (рис. 6.I-6.4).

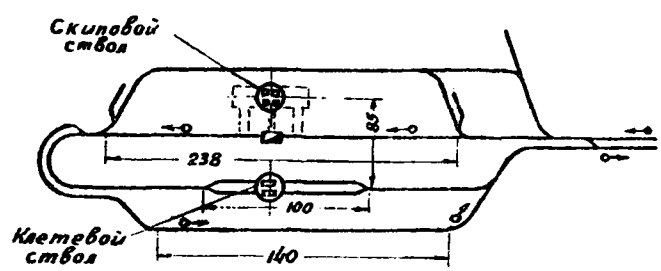


Рис. 6.I. Технологическая схема петлевого околоствольного двора при локомотивной откатке горной массы в вагонетках типа ВД

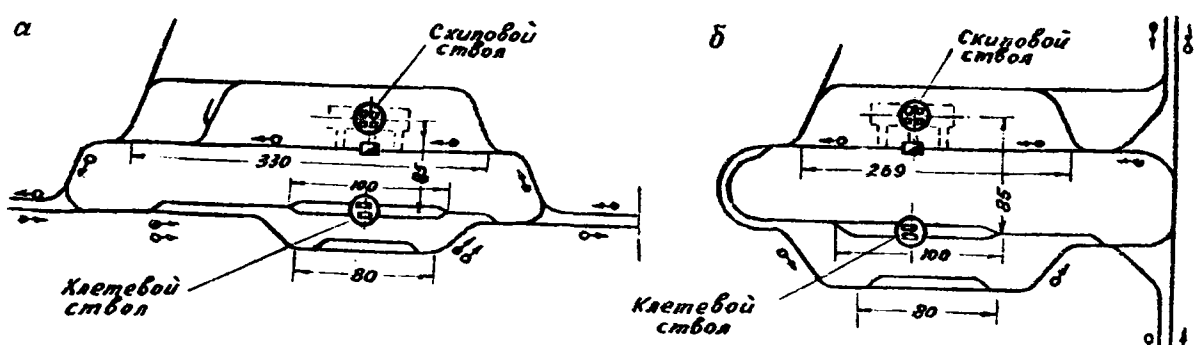


Рис. 6.2. Технологические схемы круговых околоствольных дворов при локомотивной откатке горной массы в вагонетках типа ВД:

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.

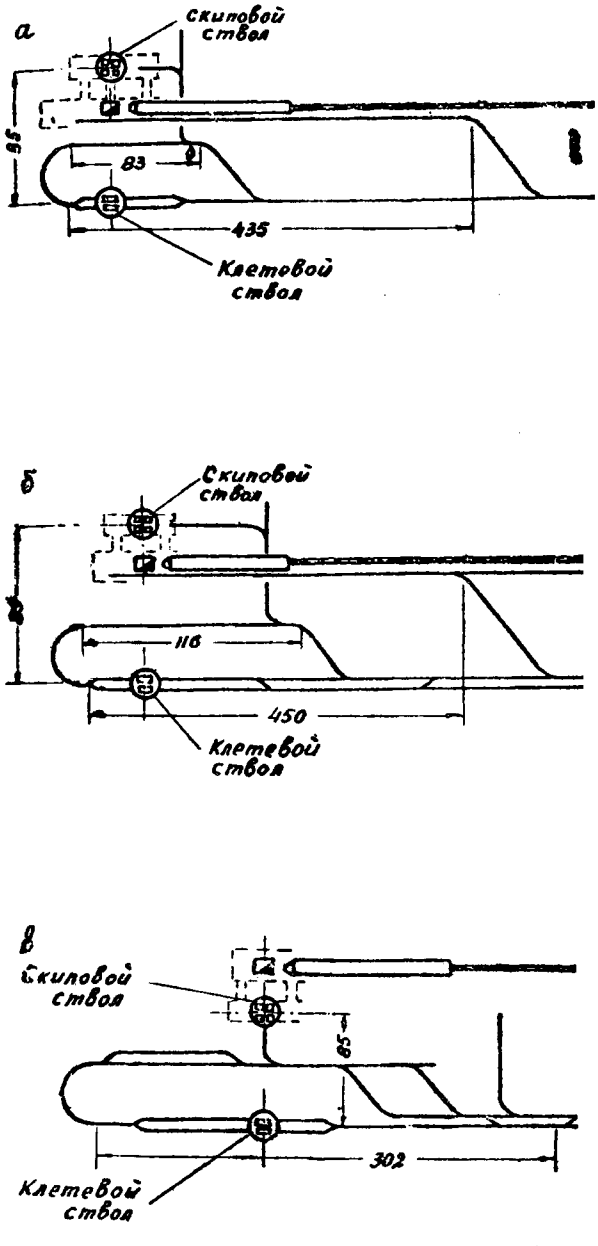


Рис. 6.3. Технологические схемы односторонних околоствольных дворов при конвейерном транспорте горной массы:

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

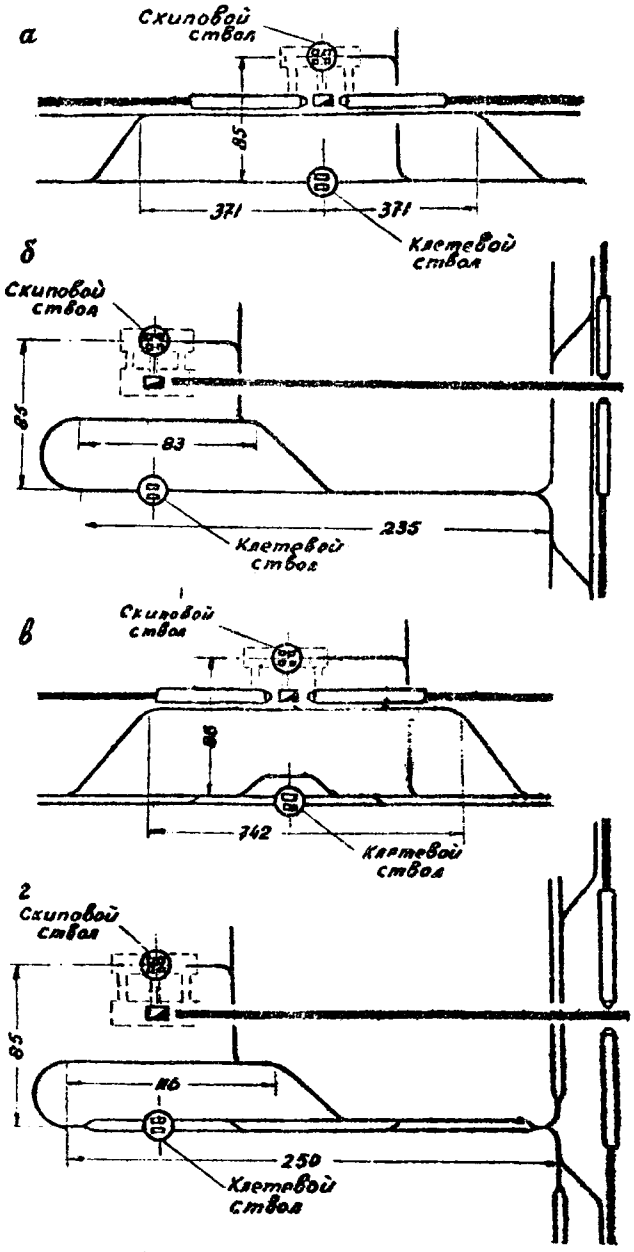


Рис. 6.4. Технологические схемы двухсторонних околоствольных дворов при конвейерном транспорте горной массы:

а – с продольным расположением ветвей и одноколейным рельсовым путем; *б* – с поперечным расположением ветвей и одноколейным 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.

6.5. Выбор основных оптимальных параметров околоствольного двора угольной шахты производят по варианту минимальных затрат на сооружение и эксплуатацию околоствольного двора.

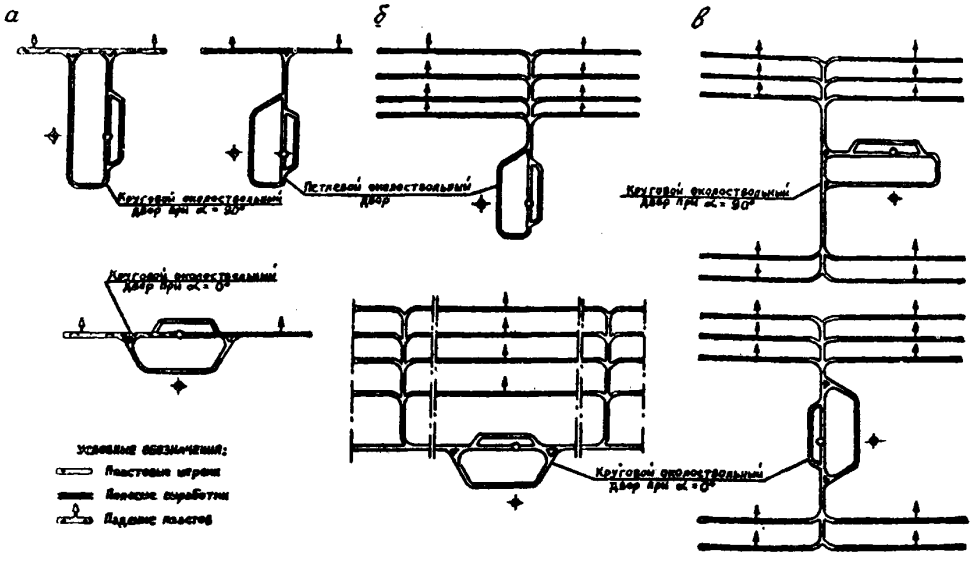


Рис. 6.5. Схемы привязки околоствольных дворов:

а - при вскрытии одиночного пласта; б - при вскрытии группы пластов; в - при вскрытии двух групп пластов

6.6. Экономический критерий $З_j$, характеризующий каждый вариант инженерного решения по околоствольным дворам, принимают из расчета по формуле

$$З_j = \sum_{i=1}^{n} C_{ji},$$

где j - порядковый номер варианта, характеризующийся совокупностью значений $Q_j, K_{pj}, \mathcal{L}_j$ (здесь Q_j - емкость бункера по j-му варианту; K_{pj} - коэффициент резерва подземного транспорта по j-му варианту; $\mathcal{L}_j$ - длина грузовой ветви у клетевого ствола по j-му варианту);

C_{ji} - приведенные затраты по i-му технологическому звену в соответствии с j-м вариантом, определяемые по формуле

$$C_{ji} = Э_{ji} + 0{,}1K_{ji},$$

здесь $Э_{ji}$ - 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 клетевого 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:

$$C_{j1} = \left(K_1 N_{эл.j} + K_2 N_{оз} + K_3 n_п + 11 \cdot 10^{-3} D_г \mathcal{L}_т + K_4\right) + \frac{K_5 \cdot N_{эл.j} + K_6}{T_{сл}},$$

где $N_{эл.j}$ - число электровозов на горизонте по j-му варианту;

$N_{оз}$ - число очистных забоев;

$n_п$ - число стационарных погрузочных пунктов;

$D_г$ - производственная мощность горизонта, тыс.т в год;

$\mathcal{L}_т$ - средневзвешенная длина откатки;

$T_{сл}$ - срок службы горизонта, лет;

K_{1-6} - стоимостные коэффициенты, принимаемые по табл. 6.1.

Таблица 6.I

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	I0,96	36,36
$500 < H < I000$	93,509	26,73	7,32	59,328	II,57	38,I0
$H > I000$	93,964	26,73	7,32	59,330	II,86	38,I0

6.8. Приведенные затраты (тыс. руб.) по звену "Угольный и породный бункера" рассчитывают по следующим формулам:

собственно бункер

$$C_{j\delta} = Q_{\delta j}\left[I,02a + O_i\,(0,00II4H + 0,78)\right](0,I + \frac{I}{T_{сл}}) + 0,00I4,$$

где $Q_{\delta j}$ – емкость бункера, м^3;

a – укрупненная единичная расценка на сооружение бункера, руб/м^3;

O_i – норматив общешахтных расходов при глубине шахты $H = 200$ м, руб/м^3;

приведенные затраты на углубку ствола (тыс. руб.) в связи с сооружением бункера:

$$C_{j\delta.ст} = \left[0,00904\pi D_{ст}^2 Q_\delta a_{ст} + 0,0354 Q_\delta (\alpha_{ст} H + \beta_{ст} + \gamma_{ст})\right] 0,00I,$$

где $a_{ст}$ – цена прохождения I м^3 ствола в свету, руб.;

$\alpha_{ст}, \beta_{ст}, \gamma_{ст}$ – коэффициенты, принимаемые по табл. 6.2.

Таблица 6.2

Значения расчетных коэффициентов

Диаметр ствола, м^2	$\alpha_{ст}$	$\beta_{ст}$	$\gamma_{ст}$
7,0	0,264	270	2020
7,5	0,2I6	350	2220
8,0	0,264	340	2320

6.9. Приведенные затраты по звену "Транспортная ветвь клетевого ствола" (тыс.руб.) рассчитываются по формуле

$$C_{j3} = \frac{1,425}{1000} K_в \alpha_в \left(0,1 + \frac{I}{T_{сл}}\right),$$

где $\alpha_в$ – размер ветви ствола, м;

$K_в$ – стоимостной коэффициент (табл. 6.3).

Таблица 6.3

Значения стоимостного коэффициента $K_в$

Сечение выработки, м^2	Коэффициент $K_в$		
	Глубина шахты, м		
	$H < 500$	$500 < H \leq I000$	$H > I000$
8,4	380,79	4I3,79	430,79
I4,2	63I,20	689,20	7I7,20

6.I0. 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, работающих на горизонте. Если $T_т$ – проектное время

работы транспорта, а $t_{пр}$ - суммарное время простоев его по "вине" комплекса околоствольного двора, то

$$\frac{T_т - t_{пр}}{T_т} = \frac{n_р^ф}{n_р^{тр}},$$

где $n_р^ф$ - фактическое число рейсов электровозов за сутки;
$n_р^{тр}$ - то же по проекту.

Обозначим $\frac{T_т - t_{пр}}{T_т} = K_н$, тогда фактический объем добычи за сутки можно определить в виде

$$Д_с^ф = N_{эл}^ф n_р^{тр} K_н q_с,$$

где $N_{эл}^ф$ - фактическое число электровозов, шт.;
$q_с$ - емкость состава, т.

Таким образом:

$$\frac{Д_с^ф}{Д_с^{тр}} = \frac{N_{эл}^ф K_н}{N_{эл}^{тр}};$$

$$\Delta Д_с = Д_с^{тр} + Д_с^ф = Д_с^{тр}\left(1 - K_н \frac{N_{эл}^ф}{N_{эл}^{тр}}\right),$$

где $\Delta Д_с$ - потери добычи угля за сутки, т;
$Д_с^{тр}$ - добыча угля за сутки по проекту, т.

Годовые потери добычи рассчитываются по формуле

$$\Delta Д_г = \Delta Д_с T_{р.г},$$

где $T_{р.г}$ - число рабочих дней в году.

Размер капитальных затрат для получения компенсирующей добычи определится по формуле

$$K_к = \Delta Д_г d_к,$$

где $d_к$ - удельные капитальные затраты для получения I т компенсирующей добычи, руб/т.

Тогда приведенные затраты

$$C_{пр.д} = 0{,}1 \Delta Д_г d_к + \Delta Д_г S_к,$$

где $S_к$ - себестоимость I т угля на компенсирующем участке.

Изменение себестоимости при уменьшении добычи с проектного уровня $Д_{пр}$ до $Д_ф$ составит

$$\Delta C = C_ф - C_{пр} = \left(\frac{Д_{пр}}{Д_ф} - 1\right) 6{,}83.$$

Средний ущерб от уменьшения прибыли определяется по формуле

$$\Delta П = \Delta C Д_ф = 6{,}83\left(\frac{Д_{пр}}{Д_ф} - 1\right) Д_ф.$$

6.II. Для шахт с пологими пластами при панельной системе подготовки и рельсовом транспорте на основном горизонте ориентировочное значение аккумулирующих емкостей (бункеров) следует принимать в соответствии с табл. 6.4 (при конвейерном транспорте - см. раздел 3).

Определение пропускной способности околоствольного двора

6.I2. Суточная пропускная способность околоствольного двора ($Р_{сут}$, т) при колесном транспорте определяется по формуле

$$Р_{сут} = \frac{60 T_{сут} n_у^{ср} q_у}{t_ц K},$$

где 60 - количество минут;

$T_{сут}$ - число часов работы откатки в сутки;

$n_y^{ср}$ - среднее число вагонеток с углем в условном смешанном составе, шт. (см. раздел 4), равное

$$n_y^{ср} = \gamma_1 n_1^y + \gamma_2 n_2^y + \ldots + \gamma_n n_n^y,$$

здесь $\gamma_1, \gamma_2, \ldots, \gamma_n$ - соответственно отношения грузопотоков I-го, 2-го,...,n-го типов составов к общему грузопотоку составов;

$n_1^y, n_2^y, \ldots, n_n^y$ - соответственно количество вагонеток с углем в I-м, 2-м,...,n-м типах составов;

q_y - грузоподъемность вагонетки по углю, т;

τ - средний возможный расчетный интервал между поступлениями составов в околоствольный двор или "такт двора", зависящий непосредственно от технологической схемы двора и характера грузопотоков, равный

$$\tau = t^{I}_{бл(x)} - t^{II}_{г(x)},$$

здесь $t^{I}_{бл(x)}$ - координата времени безопасной линии I-го состава в точке X (точка совмещения при стыковке графиков) по графику I-го состава;

$t^{II}_{г(x)}$ - координата времени головы 2-го состава в точке X (рис. 6.6 и 6.7).

Таблица 6.4

Величины аккумулирующих емкостей в околоствольных дворах

Годовая производственная мощность шахты, тыс.т	Аккумулирующая емкость, т		Количество вагонеток, размещающихся на грузовой ветви вспомогательного клетевого 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, $\sum M = 20$.

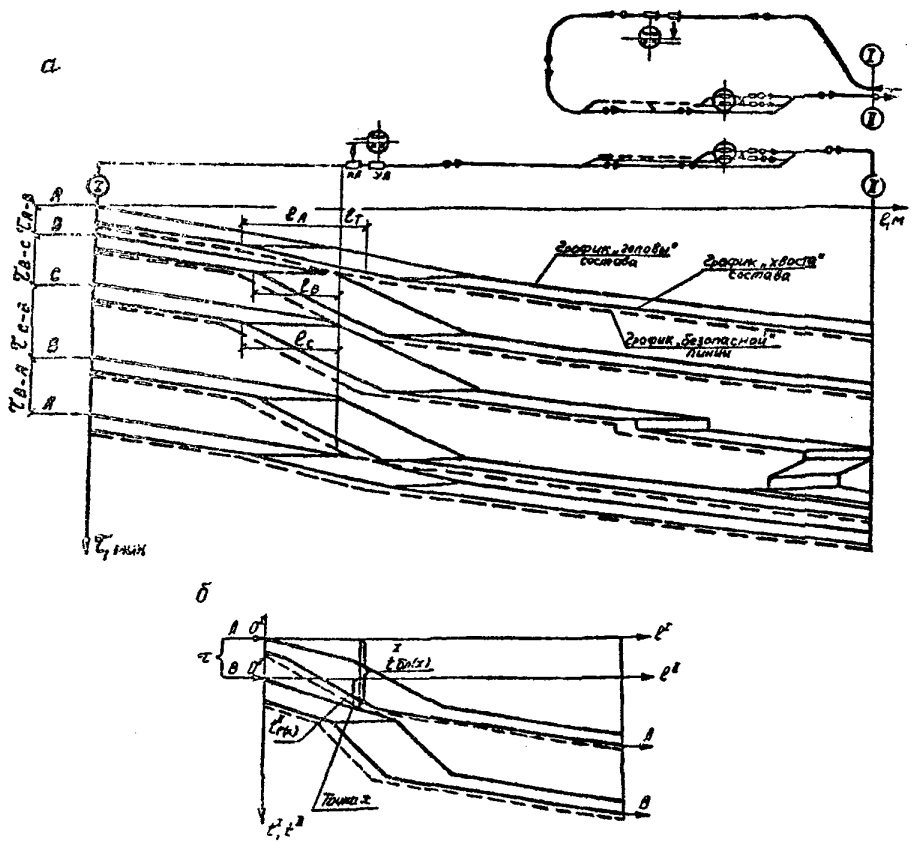


Рис. 6.6. Графическое определение интервалов между составами при применении: *а* – трех типов составов; *б* – двух типов составов

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 околоствольного двора с поточной технологической схемой "такт двора" сначала определяется, исходя из поступления составов для петлевого околоствольного двора с одной стороны (τ^{I}), затем аналогично с другой стороны (τ^{II}). Расчетный интервал τ (мин) равен

$$\tau = \tau^{I} - \gamma^{I} + \tau^{II} \gamma^{II},$$

где γ^{I}, γ^{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.

Таблица 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	
Скиповой подъем			
Устройство для открывания и закрывания днищ	+	-	-
Устройство для приема горной массы с конвейера	-	-	+
Клетевой подъем			
Входная сторона			
Агрегаты для обмена вагонеток в клетях (см. табл. 6.8)	+	+	-
Толкатели (см. табл. 6.6)	+	+	-
Авторасцепитель 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 I6000-70)

Тип толкателя	Колея, 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	I0	II
	Толкатели для обмена одиночных вагонеток в клетях									
	а) Цепные с замкнутой цепью[x]									
ITЦ8-I (ТЦК8-3,5)	600	ВГ-I,3	800	0,8	3500	-	6345	I520 / I670	670	I362 / I378
2ТЦ8-I (ТЦК8-4,0)	600	ВГ-I,4 ВГ-I,6	800	0,8	4000	-	6845	I520	670	I395
4ТЦ8-I (ТЦК8-5,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3	800	0,8	5000	-	7845	I670 / I820	670	I475 / I490
3ТЦ8-2 (ТЦП8-4,5)	600	ВГ-I,3 ВГ-I,4	800	0,8	4875	I500	6860	I520 / I670	670	I495 / I5I0
4ТЦ8-2 (ТЦП8-5,0)	600	ВГ-I,3 ВГ-I,4	800	0,8	5275	2000	7260	I520 / I670	670	I540 / I557
ITЦI6-2 (ТЦПI6-4,5)	600	ВГ-I,6	I600	0,8	5050	I500	7045	I5I5	756	I456
2ТЦI6-2 (ТЦПI6-5,0)	600	ВГ-I,6	I600	0,8	5550	2000	7545	I5I5	756	I482
3ТЦI6-2 (ТЦПI6-5,5)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	I600	0,8	5750	I500	7745	I8I5	756	I554
4ТЦI6-2 (ТЦПI6-6,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	I600	0,8	6250	2000	8245	I8I5	756	I624
5ТЦI6-2 (ТЦПI6-6,5)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	I600	0,8	6750	2500	8745	I8I5	756	I663
	б) Штоковые с пневматическим приводом									
ITШП8-I (ТШПК8-3,5)	600	ВГ-I,I ВГ-I,3	800	0,6-I,0	3500	-	9475	IOIO	627	I800
2ТШП8-I (ТШПК8-4,0)	600	ВГ-I,4 ВГ-I,6	800	0,6-I,0	4000	-	I0475	IOIO	627	2000
4ТШП8-I (ТШПК8-5,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВГ-3,3	800	0,6-I,0	5000	-	I2475	I320	627	2I00
3ТШП8-2 (ТШПП8-4,5)	600	ВГ-I,I ВГ-I,3 ВГ-I,4	800	0,6-I,0	4500	I500	II750	IOIO	670	I500
4ТШП8-2 (ТШПП8-5,0)	600	ВГ-I,I ВГ-I,3 ВГ-I,4	800	0,6-I,0	5000	2000	I3875	IOIO	670	I700
3ТШПI6-2 (ТШПП16-6,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	I600	0,6-I,0	6000	I500	I4750	I320	845	2300
4ТШПI6-2 (ТШПП16-6,5)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	I600	0,6-I,0	6500	2000	I6250	I320	845	2400

x) Могут применяться для обмена одиночных вагонеток в опрокидывателях.

Продолжение табл. 6.6

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
5ТШПI6-2 (ТШПП16-7,0)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	1600	0,6-1,0	7000	2500	I7750	I320	845	2500
	Толкатели для проталкивания нерасцепленных составов и одиночных вагонеток									
	а) Цепные									
ТЦ 600В (ТЦС40-2,6)	600	ВГ-I,I ВГ-I,3	4000	0,4	2625	-	4I70	2890	I39I	3822
ТЦ 600В (ТЦС40-3,0)	600	ВГ-I,4 ВГ-I,6	4000	0,4	3000	-	4545	2890	I39I	3940
ТЦ 900В (ТЦС60-3,8)	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3	6000	0,365	3875	-	5465	3I50	I450	5027
	б) Канатные									
ТКI6 (ТКС16-80)	600 900	ВГ-I,3 ВГ-I,4 ВГ-I,6 ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3	I600	0,5	80000	-	84500	452[x])	I68[xx])	2370[xxx])
ТК22 (ТКС22-I50)	600 900	ВГ-I,3 ВГ-I,4 ВГ-I,6 ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3	2200	0,5	I50000	-	I54500	452[x])	I68[xx])	2000[xxx])

x) Ширина по каретке.

xx) Высота кулака от уровня головки рельс.

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,x) кг
							длина	ширина	высота	
ОК2,8-430-60	Разгрузка одиночных вагонеток и расцепленных составов	ВГ-1,1 ВГ-1,3	600	2	2800	4430	5489	3600	3422	I4500 I4060
ОК2,8-260-60	То же	ВГ-1,4	600	I	2800	2750	3576	3600	3422	I2080 I2100
ОК2,8-510-60	-"-	ВГ-1,4	600	2	2800	5370	6429	3600	3422	I6445 I6745
ОК2,8-290-60	-"-	ВГ-1,6	600	I	2800	3080	3906	3600	3422	I2350 I2370
ОК2,8-570-60	-"-	ВГ-1,6	600	2	2800	6030	7089	3600	3422	I6900 I7200
ОК3,0-300-90	-"-	ВГ-2,5	900	I	3000	3100	3900	3775	3750	I3700 I3750
ОК3,0-360-90	-"-	ВГ-3,3	900	I	3000	3800	4600	3775	3750	I4500 I4515
ОК3,0-720-90	-"-	ВГ-3,3	900	2	3000	7450	8470	3775	3750	22080 22200

x) Масса указана для исполнений с электровиброочистной и пневмовиброочисткой.

по бортовым выработкам при системе разработки столбами по падению (восстанию) - 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 Центрогипрошахта. При этом необходимо учитывать, что при изменении условий (длины транспортирования, объемов работ, подготовки) сравнительная конкурентноспособность 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 5^0, 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, поддерживающие 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[x)]

Тип агрегата	Тип вагонетки	Колея, мм	Толкающее усилие, кгс	Ход толкателя, мм	Длина качающейся площадки, мм
	Штоковые с пневматическим приводом				
АП3-01	ВГ-1,1 ВГ-1,3 ВГ-1,4 ВГ-1,6	600	800	4000	-
АП3	ВГ-2,5 ВГ-3,3	900	800	5000	-
АП1-03 АП2-04	ВГ-1,3 ВГ-1,4 ВГ-1,6	600	1600	5500	2000
АП2-02	ВГ-2,5 ВГ-3,3	900	1600	6000	2000
АП1-02 АП2-03	ВГ-1,3 ВГ-1,4 ВГ-1,6	600	1600	6000	2500
АП1-01 АП2-02	ВГ-2,5 ВГ-3,3	900	1600	6500	2500
АП1 АП2	ВГ-2,5 ВГ-3,3	900	1600	7000	3000

x) 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	
ІС5-І	600	ВГ-1,3 ВГ-1,4 ВГ-1,6	4	1,2	1850	1800	1155	1045
3С8-І	900	ВГ-2,5 ВГ-3,3 ВД-3,3 ВД-5,6	6,7	1,2	2200	2150	1280	1338

Таблица 7.1

Техническая характеристика малых подъемных машин

Основные показатели	Типы подъемных машин					
	Ц-1,2х1	Ц-1,6х1,2	Ц-2х1,5	Ц-2,5х2	1х3х2,2	1х2,5х2
	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
Передаточное 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, $т.м^2$, 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, $т.м^2$, 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
Заменяемые типоразмеры	БМ-1200-2М	ЛГП-1600/1200	БМ-2000/1500	1х2,5х2	1х3	-

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

$$z \leq \frac{P_{сц}}{(G+G_0)(w'\cos\alpha_{max} + \sin\alpha_{max})}, \qquad (7.1)$$

где $P_{сц}$ - допустимое усилие на сцепке, кгс;

G - масса груза, кг;

G_0 - масса тары вагонетки (платформы), кг;

w' - коэффициент сопротивления движению вагонеток (табл. 7.2);

α_{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					
	I-5	6-9	I0 и более	I-5	6-9	I0 и более
До I,0	0,026	0,036	0,040	0,039	0,054	0,060
I,0-2,0	0,020	0,028	0,033	0,030	0,042	0,050
2,0-3,0	0,0I6	0,022	0,027	0,024	0,033	0,040
Более 3,0	0,0I5	0,020	0,024	0,022	0,030	0,030

для пассажирского подъема

$$\mathcal{Z} \leq \frac{P_{сц}}{(90 n_л + G_0)(w' \cos\alpha_{max} + \sin\alpha_{max})}, \qquad (7.2)$$

где 90 – средняя масса одного пассажира, кг;

$n_л$ – количество посадочных мест в одной вагонетке.

Полученное количество вагонеток (платформ) округляется до ближайшего меньшего числа. При этом по условиям эксплуатации рекомендуется при грузовых подъемах принимать:

$\mathcal{Z} \leq$ I2-I5 при $l_в \leq$ 2700 мм;

$\mathcal{Z} <$ 8-I0 при $l_в >$ 2800 мм,

где $l_в$ – 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-I	ВЛН-2	ВЛН-3
До I9	5	5	-
22	4	4	-
30	3	3	-
35	-	3	-
40	-	2	2
45	-	2	2
50	-	2	2
80	-	2	2

7.I2. Предварительный выбор каната по массе I м ($P'_к$).

Значение $P'_к$ (кгс) определяют по наибольшему статическому усилию, действующему на канат, и максимальному допустимому усилию в канате:

$$P'_к = \frac{\mathcal{Z}(G + G_0)(w' \cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср})}{\frac{\sigma_в}{m r_0} - \mathcal{Z}_р (w'_к \cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср})}, \qquad (7.3)$$

где $\sigma_в$ – предел прочности металла проволок каната на разрыв ($\sigma_в$ = 140-180-10^6 кгс/м^2);

m – статический запас прочности каната (для грузовых откаток m = 6,5, для грузолюдских откаток m = 7,5, для подъема и спуска людей m = 9,0);

γ_0 – приведенная плотность каната (γ_0 = 8300-9300 кгс/м^3);

$w_к'$ – коэффициент сопротивления движению каната ($w_к'$ = 0,3);

$\alpha_{ср}$ – средний угол наклона рельсовых путей (град), равный

$$\alpha_{ср} = \frac{l_1\alpha_1 + l_2\alpha_2 + \ldots + l_n\alpha_n}{\sum_1^n L_p}, \qquad (7.4)$$

где l_i – участок рельсового пути с углом наклона α_i, м;

L_p – расчетная длина каната (м), равная

$$L_p = L + l_{з.н} + l_{к.х}; \qquad (7.5)$$

здесь L – максимальная длина откатки по прямолинейному участку наклонной выработки, м;

$l_{з.н}$ – длина заезда нижней приемной площадки, м;

$l_{к.х}$ – длина канатного ходка, м.

7.13. Выбор каната по предварительно определенной массе 1 м ($p_к'$).

В соответствии с ГОСТами 7679-69, 3077-69, 3078-69 и 3079-69 производится выбор каната, погонная нагрузка которого

$$p_к \geqslant p_к'.$$

7.14. Определение фактического запаса прочности принятого каната

$$m' = \frac{Q_{раз}}{S_{ст.max}}, \qquad (7.6)$$

где $Q_{раз}$ – суммарное разрывное усилие всех проволочек, принятое в соответствии с ГОСТом каната, кгс;

$S_{ст.max}$ – максимальное статическое натяжение (кгс), определяемое по формулам:

при грузовом подъеме

$$S_{ст.max\,гр} = L(G + G_0)(w'\cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср}) + p_к'L_p(w_к'\cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср}); \qquad (7.7)$$

при пассажирском подъеме

$$S_{ст.max\,п} = L(90n_п + G_0)(w'\cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср}) + p_к'L_p(w_к'\cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср}). \qquad (7.8)$$

7.15. Проверка каната по коррозийной устойчивости.

Принятый канат проверяется по коэффициенту коррозийной устойчивости (1/мм)

$$K_{уст} \leqslant \frac{\sum n_{пр}}{\sum S_{пр}}, \qquad (7.9)$$

где $\sum n_{пр}$ – сумма периметров всех проволочек каната, мм;

$\sum S_{пр}$ – сумма площади сечения всех проволочек каната, мм^2.

Для неоцинкованного каната $K_{уст} \leqslant 2{,}5$ 1/мм, для оцинкованного каната $K'_{уст} \leqslant 3{,}0$ 1/мм.

Для канатов, состоящих из круглых проволочек одинакового диаметра:

$$K_{уст} = -\frac{4}{d}; \qquad (7.10)$$

для канатов, состоящих из круглых проволочек различных диаметров:

$$K_{уст} = \frac{4\sum n_i d_i}{\sum n_i d_i^2}, \qquad (7.11)$$

где d_i – диаметр проволочек, мм;

i – количество проволочек с одинаковым диаметром, шт.

Принятый диаметр каната $d_к$ по условиям коррозийной устойчивости должен быть не меньше 21-24 мм.

7.I6. Проверка массы состава на самокатное движение при спуске по наклонной выработке.

При малых углах наклона рельсового пути (α_{min} = 4–7°) производится проверка массы состава из условия

$$F_{дв} \geq F_т , \tag{7.I2}$$

где $F_{дв}$ – значение силы тяги (кгс), определяемое по формулам:

при подъеме груза по уклону

$$F_{дв} = (zG_0 + Q_б)(\sin\alpha_{min} - w'\cos\alpha_{min}) + P_к(L - l_{сан})(\sin\alpha_{ср} - w'_к\cos\alpha_{ср}) ; \tag{7.I3}$$

при спуске груза по бремсбергу

$$F_{дв} = [z(G_0 + G) + Q_б](\sin\alpha_{min} - w'\cos\alpha_{min}) + P_к(L - l_{сан})(\sin\alpha_{ср} - w'_к\cos\alpha_{ср}) , \tag{7.I4}$$

где $Q_б$ – масса балласта, необходимая для осуществления самокатного движения, кгс;

α_{min} – минимальный угол наклона рельсовых путей, град;

$l_{сан}$ – участок рельсового пути с минимальным углом наклона, м;

$F_т$ – допустимое толкающее усилие, обеспечивающее самокатное движение. Принимается на основании данных завода-изготовителя вагонеток. Обычно для грузовых вагонеток $F_т$ = = I50–200 кгс, пассажирских $F_т$ = 200–250 кгс.

7.I7. Подъемная машина и ее выбор.

Для подъемных машин, устанавливаемых в подземных выработках, соотношение между диаметром барабана $D_б$ и диаметром каната $d_к$ должно быть $D_б \geq 60d_к$, а минимальная ширина барабана должна соответствовать длине наматываемого каната.

При определении ширины барабана $B_б$ учитывают, что в соответствии с Правилами безопасности количество слоев навивки при грузолюдских и людских подъемах допускается однослойным при $\alpha \geq 60°$ и трехслойным во всех остальных случаях. При наличии более одного слоя навивки реборда барабана должна выступать над верхним слоем на $2{,}5d_к$.

Ширина навивочной поверхности однобарабанной подъемной машины с цилиндрическим барабаном ($B_б$, м) рассчитывается по формуле

$$B_б = \left(\frac{L_р + l - l_х}{\pi D_б n_с} + n_т - n_д\right)\left(\frac{d_к + \varepsilon}{1000}\right), \tag{7.I5}$$

где l – резервная длина каната (l = 30–40 м), служащая для компенсации отрубаемых для испытания кусков (при сроке службы каната 3 года);

$l_х$ – длина канатного ходка, м (принимается из условия привязки камеры подъемной машины); длина канатного ходка должна быть не менее длины, определяемой углом девиации (I°30'), приведенной в табл. 7.4;

$n_с$ – число слоев навивки;

$n_т$ – число витков трения ($n_т \geq 3$ при барабанах, футерованных деревом или пластмассой, и $n_т \geq 5$ при барабанах, не футерованных фрикционными материалами);

$n_д$ – дополнительные витки, учитывающие незаполняемую часть барабана у реборд (принимается 0,5 витка при однослойной, I,5 витка при двухслойной и 2,5 витка при трехслойной навивке каната на барабан);

ε – зазор между смежными витками. При $d_к < 20$ мм ε = 2,0 мм; при $d_к$ = 20–30 мм ε = 2,5 мм; при $d_к > 30$ мм ε = 3,0 мм. Для барабанов с нарезными канавками значение ε принимается по данным завода-изготовителя.

7.I8. 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 ($D_б$, $B_б$) и предварительно определенных мощности привода и значения баланса времени.

Предварительный расчет мощности электродвигателя (N, кВт) производится по формуле

$$N = K_з \frac{S_{ст.max} V}{102\eta_{з.п}} ,$$

где $K_з$ – коэффициент запаса мощности ($K_з$ = I,I–I,2);

V – регламентируемая скорость по Правилам безопасности, м/с;

$\eta_{з.п}$ – КПД редуктора (для двухступенчатого редуктора подъемной машины $\eta_{з.п}$ = 0,96; для одноступенчатого – $\eta_{з.п}$ = 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-I,2xI
25	Ц-I,6xI,2
30	Ц-2xI,5
40	Ц-2,5x2

7.I9. На стадии ТЭО также выполняется проверочный (укрупненный) расчет баланса времени работы грузовой канатной откатки.

Продолжительность цикла ($T_ц$, с) равна

$$T_ц = \frac{2\mathcal{L}}{V_{ср}} + \frac{4(\ell_{кр} + \mathcal{Z}\ell_в)}{V'} + \sum t_к ,$$

где $\mathcal{L}$ – длина основного прямолинейного участка, м;

$V_{ср}$ – средняя скорость движения (м/с), равная (0,9–0,95) V м/с;

$\ell_{кр}$ – суммарная длина криволинейного участка и стрелочных переводов ($\ell_{кр}$ = 60–70 м);

$\ell_в$ – длина вагонетки (платформы), м;

V' – скорость движения состава на закруглениях и стрелках, м/с ($V' = 0{,}5\,V$);

$\sum t_к$ – время на перецепку каната ($\sum t_к$ = 90–I00 с).

Суточный баланс времени работы канатной откатки ($t_{сут}$, ч) при грузовом подъеме

$$T_{сут} = \kappa_р \sum Q28 \cdot 10^{-3} T_ц n_i + T_0 \leq 24{,}0 ,$$

где $\kappa_р$ – 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

$$n_i = \frac{A_i}{\mathcal{Z}(G + G_0)} ,$$

где A_i – количество i-го груза, проходимого 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.I-7.I5). Дальнейший порядок расчета приводится ниже.

7.2I. Баланс времени работы подъемной установки ($T_г$, ч) в течение суток при грузовом подъеме

$$T_г = \kappa_р \sum Q28 \cdot 10^{-3} T_ц n_i \leq T_н ,$$

где $T_н$ – нормативное время работы подъема в течение суток. Принимается для вновь проектируемых шахт равным I8 ч и для действующих и реконструируемых шахт – 20 ч.

Время пассажирских перевозок во время подъема (спуска) в течение смены ($T_{пп}$, мин) рассчитывается по формуле

$$T_{пп} = \frac{T_ц N_л}{60 n \mathcal{Z}} ,$$

где $N_л$ – количество людей, подлежащих перевозке в течение смены (чел.). Для укрупненных расчетов

$$N_л = \frac{0{,}4 A_{сут}}{p} ;$$

здесь $A_{сут}$ – суточная добыча с участка, обслуживаемого данным подъемом, т/сут;

p – производительность труда на выход одного трудящегося по участку, т.

Определение продолжительности цикла ($T_ц$, с) подъема (спуска) производится в соответствии с принятой диаграммой работы подъема (обычно трех- или многопериодная):

$$T_ц = \sum t_i + \sum t_н ,$$

В общем виде, при построении диаграммы работы, учитываются затраты времени ($\sum t_i$): при ускоренном ($t_у$), равномерном ($t_р$) и замедленном ($t_з$) движениях по заездам и по наклонной выработке. К затратам времени на выполнение вспомогательных операций ($\sum t_н$) относятся: время предварительных усилий (I,5 с), перевод стрелки (I0 с), перецепка каната при грузовом подъеме и пауза (θ = 90–I00 с), изменение направления движения и др. Время паузы на посадочных площадках ($T_п$, с) определяется по формуле

$$T_п = 2\left[\kappa_1 (t_в + t_п + t_{доп}) \mathcal{Z} + t_с\right] ,$$

где κ_1 – коэффициент, учитывающий тип посадочной площадки (κ_1 = I – при двусторонних и κ_1 = I,25 – при односторонних посадочных площадках);

$t_в$, $t_п$ – время соответственно на выход и посадку людей на одно сидение ($t_в$ = I0 с и $t_п$ = I5 с при двухместных сидениях, колея 600 мм; $t_в$ = 20 с и $t_п$ = 25 с при трехместных сидениях, колея 900 мм);

$t_{доп}$ – дополнительное время, зависящее от количества вагонеток в составе ($t_{доп}$ = 3 с);

$\mathcal{Z}$ – количество вагонеток в составе, шт.;

$t_с$ – время на подачу сигнала ($t_с$ = 5 с).

Продолжительность ускоренного (замедленного) и равномерного движения состава (в секундах) определяется соответственно из выражений:

$$t_{у(з)} = \frac{V_i}{j_{iy(з)}} ;$$

$$t_р = \frac{\mathcal{L}_п}{V_i'} ,$$

где V_i, V_i' – соответственно скорость движения состава при ускоренном (замедленном) и равномерном движениях, м/с;

$j_{iy(з)}$ – ускорение (замедление) состава, м/с^2;

$\mathcal{L}_п$ – путь, проходимый составом с равномерной скоростью (м), определяемый по формуле

$$\mathcal{L}_п = \mathcal{L}_{io} - (\ell_у + \ell_з),$$

здесь $\mathcal{L}_{io}$ – длина всего участка пути, м (принимается по проекту с учетом схемы маневровых работ на заездах);

$\ell_у$, $\ell_з$ – длина участка пути, проходимого соответственно с ускоренным или замедленным движением, м.

Значения V_i, V_i', $j_{iy(з)}$ приведены в табл. 7.5.

Таблица 7.5

Скорость движения и ускорение состава в наклонных выработках

Показатели	Участки трассы	
	Заезд	Наклонная выработка
V_i м/с	I,5 (груз)	$V_{max} \leqslant 5,0^{x)}$
V_i м/с	I,0 (люди)	$V_{max} \leqslant 5,0^{x)}$
$j_{iy(з)}$ м/с^2	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.I).

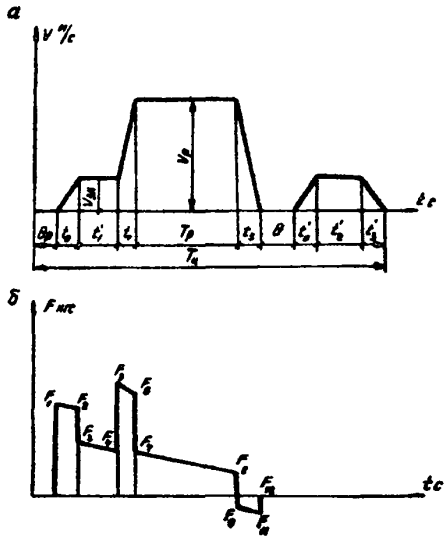


Рис. 7.I. Пятипериодная диаграмма движения состава:
а – диаграмма скорости; *б* – диаграмма усилий

Скорость движения на прямолинейном участке

$$V_p = \frac{\pi D_б n_{дв}}{60 i} \leq V_{max},$$

где $n_{дв}$ – стандартная скорость вращения вала электродвигателя (об/мин); рассчитывается по формуле

$$n'_{дв} = \frac{60 V_{max}}{\pi D_б};$$

i – передаточное число редуктора машины.

По полученному значению $n'_{дв}$ принимается стандартная скорость вращения вала электродвигателя $n_{дв}$ 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

$$t_0 = \frac{V_{з.к}}{j_{у(з)}}.$$

Путь, проходимый составом:
за время t_0 со скоростью $V_{з.к}$

$$l_0 = 0{,}5 V_{з.к} \cdot t_0;$$

по заезду с равномерной скоростью

$$l'_з = l_{з.н} - l_0,$$

где $l_{з.н}$ – длина заезда нижней приемной площадки (стрелочным переводом), м.

Время равномерного движения состава по заезду (t_1', с)

$$t_1' = \frac{l_1'}{V_{з.к}}.$$

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 ($l_п$, м)

$$l_п = \frac{V_{max} + V_{з.к}}{2} t_1 .$$

Время замедленного движения по прямолинейному участку ($t_з$, с)

$$t_з = \frac{V_р}{j_1} .$$

Путь замедленного движения на прямолинейном участке ($l_{з.п}$, м)

$$l_{з.п} = \frac{V_р}{2} t_з .$$

Путь прямолинейного участка при равномерном движении

$$\mathcal{L}_п = \mathcal{L}_c - (l_0 + l_з' + l_п + l_{з.п}) ,$$

где $\mathcal{L}_c$ – длина пути, проходимая составом от нижней приемной площадки до стрелочного перевода, расположенного на заезде верхней приемной площадки, м.

Откуда

$$\mathcal{L}_c = l_{п.с} + l_{з.н} ,$$

где $l_{п.с}$ – 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 ($T_р$, с)

$$T_р = \frac{\mathcal{L}_п}{V_р} .$$

Время ускоренного и замедленного движения на заезде верхней приемной площадки (t_0', с)

$$t_0' = \frac{V_{з.к}}{j_{з.к}} .$$

Значения путей l_0' и $l_з'$, проходимых составом за время t_0' и $t_з'$ (в метрах), определяются по формуле

$$l_0' = l_з' = 0{,}5 V_{з.к} \cdot t_0' (t_з') .$$

Путь, проходимый составом на заезде с равномерной скоростью (l_2', м):

$$l_2' = l_{з.в} - (l_0' + l') .$$

Время движения состава с равномерной скоростью на заезде верхней приемной площадки (t_2', с)

$$t_2' = \frac{l_2'}{V_{з.к}} .$$

Продолжительность цикла

$$T_ц = t_0 + t_1' + t_1 + t_з + T_р + t_0' + t_2' + t_з' + \Sigma t_н .$$

7.24. Для укрупненных расчетов продолжительность цикла ($T_ц$, с) может быть определена без построения диаграмм движения по формулам:

для грузовых подъемов

$$T_ц = \frac{2\mathcal{L}}{V_{ср}} + \frac{4(l_{з.н(в)} + 2l_0)}{V'} + \Sigma t_н ,$$

где $V_{ср}$ – средняя скорость движения (м/с), равная

$$V_{ср} = (0{,}9 - 0{,}95) V ,$$

здесь 0,9–0,95 – коэффициент, учитывающий разгон и торможение;

$l_{з.н}$ – суммарная длина заезда, включая стрелочные переводы ($l_{з.н}$ = 60–70 м);

для пассажирского подъема

$$T_ц = \frac{2\mathcal{L}}{V_{ср}} + T_п .$$

7.25. Динамика подъема при пятипериодной диаграмме.

Определение суммы приведенных масс подъемной установки.

Приведенная масса подъемной машины без редуктора ($\rho_м$, кгс)

$$\rho_м = \frac{Max_{ном}}{D_б^2}.$$

Приведенная масса ротора электродвигателя ($\rho_ф$, кгс)

$$\rho_ф = \frac{F_{1ст} \cdot V_р}{102 \cdot \eta_{з.п}},$$

где η – 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.с²/м)

$$M_{пр} = \frac{1}{g}\left[\frac{(Max_{ном.маш}) + Max_{ном.ред} + Max_{ном.рот}\, i^2 + zB_0 + zG + (6\pi D_б + L_р + l)\rho_к}{D_б^2}\right].$$

Определение расчетных усилий на окружности навивки (кгс) при различных этапах движения.

В начале ускоренного движения по заезду:

$$F_1 = F_{1ст} + M_{пр} j_{з.у};$$

$$F_{1ст} = K z (G + G_0)(\sin\angle_{ср} + w' \cos\angle_{ср}) + \rho_к L (\sin\angle_{ср} + w_к' \cos\angle_{ср}).$$

В конце ускоренного движения по заезду:

$$F_2 = F_{2ст} + M_{пр} j_{з.у};$$

$$F_{2ст} = \frac{F_{1ст} \cdot t_1' + F_{4ст} t_0}{t_0 + t_1};$$

$$F_{4ст} = K z (G + G_0)(\sin\angle_{ср} + w' \cos\angle_{ср}) + \rho_к (L - 2l_1)(\sin\angle_{ср} + w_к' \cos\angle_{ср}),$$

где K – коэффициент, учитывающий вредные сопротивления, возникающие при движении сосудов; рекомендуется принимать $K = 1{,}15$.

В начале равномерного движения по заезду

$$F_3 = F_{2ст}.$$

В конце равномерного движения по заезду

$$F_4 = F_{4ст}.$$

В начале ускоренного движения на прямолинейном участке

$$F_5 = F_{5ст} + M_{пр} j_1 = F_4 + M_{пр} j_1.$$

В конце ускоренного движения на прямолинейном участке:

$$F_6 = F_{6ст} + M_{пр} j_1 = F_5 - \rho_к l_1 \sin\angle_{ср};$$

$$F_{6ст} = F_5 - \rho_к l_1 \sin\angle_{ср}.$$

В начале равномерного движения на прямолинейном участке

$$F_7 = F_{7ст} = F_{6ст}.$$

В конце равномерного движения на прямолинейном участке

$$F_8 = F_{8ст} = F_7 - \rho_к L_р \sin\angle_{ср}.$$

В начале замедленного движения на прямолинейном участке

$$F_9 = F_{9ст} - M_{пр} j_з = F_9 - M_{пр} j_з .$$

В конце замедленного движения на прямолинейном участке:

$$F_{10} = F_{10ст} - M_{пр} j_з ;$$

$$F_{10ст} = F_9 - P_к l_з \sin\alpha_{ср} .$$

В начале движения на заезде верхней приемной площадки со скоростью $V_{з.к}$

$$F_{11} = F_{11ст} = F_{10ст} .$$

В конце движения на заезде верхней приемной площадки со скоростью $V_{з.к}$

$$F_{12} = F_{12ст} = \frac{F_{11ст} t_1' + F_{10} t_з'}{t_0' + t_з'} .$$

В начале замедленного движения по заезду верхней приемной площадки

$$F_{13} = F_{13ст} - M_{пр} j_{з.з} = F_{12} - M_{пр} j_{з.з} .$$

В конце замедленного движения по заезду верхней приемной площадки:

$$F_{14} = F_{14ст} - M_{пр} j_{з.з} ;$$

$$F_{14ст} = n z (G + G_0)(\sin\alpha_{ср} + w \cos\alpha_{ср}) - P_к l_з (\sin\alpha_{ср} - \omega_к' \cos\alpha_{ср}) .$$

7.26. Эффективная мощность электродвигателя (кВт)

$$N_{эф} = \frac{F_{эф} V_{max}}{102 i_{з.п}} ;$$

где

$$F_{эф} = \sqrt{\frac{(F_1^2 + F_2^2) 0{,}5 t_0 + (F_3^2 + F_4^2) 0{,}5 t_1' + (F_5^2 + F_6^2) 0{,}5 t_1 + (F_7^2 + F_7 F_8 + F_8^2) \frac{1}{3} T_p}{T_p + 0{,}5 (t_0 + t_1' + t_1 + t_з + t_0' + t_к) + \frac{1}{3} \sum\theta}} +$$

$$+ \sqrt{\frac{(F_9^2 + F_{10}^2) 0{,}5 t_з + (F_{11}^2 + F_{12}^2) 0{,}5 t_0' + (F_{13}^2 + F_{14}^2) 0{,}5 t_к}{T_p + 0{,}5 (t_0 + t_1' + t_1 + t_з + t_0' + t_к) + \frac{1}{3} \sum\theta}} .$$

7.27. На основании эффективной мощности окончательно по каталогу выбираются 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

$$\frac{F_{max}}{F_{ном}} \leqslant \gamma_{доп} ,$$

где F_{max} – максимальное усилие в течение цикла, кгс (принимается по диаграмме усилий);

$F_{ном}$ – номинальное усилие, вызываемое двигателем, кгс;

$$F_{ном} = \frac{N_{уст} 102 \eta_{з.п}}{V_р} .$$

Кратковременная перегрузка для подъемных установок с асинхронным двигателем принимается в пределах $\gamma_{доп} = 2{,}5–3{,}0$ (по каталогу).

Если $\gamma_р \geqslant 3{,}0$, то необходимо изменить кинематический и динамический режимы работы установки (уменьшить ускорения, снизить маховые массы и др.) с тем, чтобы получить $\gamma_р < 3{,}0$.

Локомотивный малогабаритный вспомогательный транспорт

7.28. В качестве средств вспомогательного транспорта по участковым выработкам применяют аккумуляторные рудничные электровозы 4,5АРП2, аккумуляторные взрывобезопасные электровозы 5АРВ2, 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 околоствольного двора, от магистральных выработок до рабочих мест и обратно. Почва выработок должна быть малообводнена и иметь коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М.Протодьяконова 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^{0}, средняя ее неровность 150 мм, радиус закругления 7 м.

Техническая характеристика вагонеток приведена в табл. 7.6.

Таблица 7.6

Техническая характеристика вагонеток

Показатели	Тип вагонетки	
	ГЛВ-1,5	ГЛВ-3
1	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^{0}	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	

Продолжение табл. 7.6

I	2	3
Суммарная мощность дизельной установки, л.с.	38	75
Количество дизелей, шт.	2	2
Заводская марка	РВ4	РВ2
Условное обозначение по ГОСТ 4393-48	4ч 9,5/I0	2ч 9,5/I0
Тип	Четырехтактный, бескомпрессорный с вихревой камерой сгорания	
Топливо	Дизельное ДЛ по ГОСТ 4749-49	
Масло	МIОГТУ 38-I-2II-68 МIОВ2ТУ 38-I0I278-72 МI4ВЦТУ 38-I-II9-68	
Начало серийного производства	I980 г.	
Удельный расход топлива при номинальной мощности, нормальных атмосферных условиях и теплотворной способности топлива I0200 ккал на г/элсч	I95±5%	I95±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, м³/ч	I45±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

7.3I. Исходные данные:

маршруты перевозки грузов и расстояние транспортирования;

количество грузов, доставляемых в забой в течение смены;

время работы вспомогательного транспорта в течение одной смены ($t_{смены}$);

длина горных выработок, по которым происходит движение вагонеток ($\mathcal{L}_i$);

возможные скорости движения на отдельных участках пути (W_i);

направление транспортирования грузов (на уклон, под уклон);

коэффициент неравномерности работы вспомогательного транспорта (K = I,2-I,4). Значение коэффициента уточняется после приобретения опыта работы вагонеток в шахте.

7.32. Длительности отдельных циклов ($t_ц$, мин) рассчитываются по формулам

$$t_ц = t_{погр} + \sum t_{дв.гр} + t_{разгр} + \sum t_{дв.пор},$$

где $t_{погр} = t_{разгр}$ - длительность операций по погрузке и разгрузке, равная 5 мин;

$$\sum t_{дв.гр} = \frac{\mathcal{L}_{о.д}}{W_{о.д}} + \frac{\mathcal{L}_{н.в}}{W_{н.в}} + \frac{\mathcal{L}_{б.в}}{W_{б.в}};$$

$$\sum t_{дв.пор} = \frac{\mathcal{L}_{б.в}}{W'_{б.в}} + \frac{\mathcal{L}_{н.в}}{W'_{н.в}} + \frac{\mathcal{L}_{о.д}}{W'_{о.д}},$$

где $L_{ок}, L_{нв}, L_{бв}$ – длина выработок околоствольного двора, магистральных и участковых, м;

$W_{ок}, W'_{ок}, W_{нв}, W'_{нв}, W_{бв}, W'_{бв}$ – 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 клети, по поверхности, паузы на вход и выход вагонетки из клети, время погрузки-выгрузки на поверхности. Возможны и другие схемы работы вагонеток.

7.33. Время доставки людей на рабочее место (мин) равно

$$t_{\Sigma} = t_1 + t_2 + t_3 + t_{ок} + t_{нв} + t_{бв} + t_4 + t_5 = \sum t_i ,$$

где t_1 – время спуска в клети (определяется спецификой шахты);

t_2 – время движения людей к вагонеткам;

t_3 – время посадки людей;

$t_{ок}$ – время движения вагонеток по выработкам околоствольного двора;

$t_{нв}, t_{бв}$ – 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

$$n = \frac{K}{t_{смену}} \sum t_{ц,i}\, m_i ,$$

где $t_{ц,i}$ – 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 зумпфов. Для проведения этих работ рекомендуется использование вагонеток ГАВ-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 малоразветвленной схемой горных выработок.

7.38. Монорельсовые дороги с подвесными дизелевозами целесообразно применять на выемочных участках, имеющих большее количество сопрягающихся выработок, а также на шахтах с полной конвейеризацией транспорта угля. При применении дизелевозов 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 и подготавливаемых к производству монорельсовых и моноканатных дорог приведены в табл. 7.7 и 7.8.

Таблица 7.7

Техническая характеристика монорельсовых и моноканатных грузовых и грузолюдских дорог

Показатели	Типы дорог					
	Монорельсовая грузолюдская 4ДМК	Монорельсовая грузолюдская 6ДМК	Монорельсовая грузовая ДМ-1	Моноканатная грузовая ДКП-2	Монорельсовая грузолюдская с дизелевозом ДМВ-38	Монорельсовая грузолюдская 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 0,56	По горизонтали 4,2 На подъем с углом наклона 35^0 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 потребного 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	КГД (конструкции КНИУИ)
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, монорельсового 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 B	Длина L	Высота платформы H	Высота с контейнером H_1	Жесткая база C	Колея K	Диаметр колеса D	Высота сцепки h			ширина	длина	высота
П2,5	2,5	850	2400	400	1500	550 650	600	300	320	ИК2,0	2,0	600	2100	1100
П3,0	3,0	850	2700	400	1500	800	600	300	320	1К2,5	2,5	600	2400	1100
П4,5	4,5	1240	2800	450	1500	800	900	350	365	2К2,0 2К4,0	2,0 4,0	600 1240	2500	1050
П6,0	6,0	1300	3900	450	1500	1400[x]	900	350	365	2К1,25 2К2,5	1,25 2,5	600 600	1700 3600	1050

[x] 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. Канатные напочвенные дороги применяют для транспортирования грузов по участковым горным выработкам, имеющим переменный профиль рельсовых путей с уклонами до ±0,09 (угол ±5°), в том числе:

по участковым выработкам, пройденным по направлению и повторяющим гипсометрию пласта;

по бортовым и сборным выработкам при системах разработки столбами по восстанию (падению);

по другим выработкам с рельсовыми путями, имеющими переменный профиль.

7.50. Напочвенные дороги могут также применяться для транспортирования горной массы при проходке горизонтальных и слабонаклонных ($\pm 5^0$) выработок на шахтах, опасных по газу и пыли.

7.51. Количество напочвенных 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 напочвенной канатной дороги I5ДКН приведена ниже.

Техническая характеристика напочвенной дороги I5ДКН

Основное назначение	Транспортирование грузов и людей
Наибольшая длина транспортирования, м	I500
Наибольший угол наклона выработки, град.	5
Наибольшая масса транспортируемого груза, т	I5
Скорость транспортирования, м/с	0,25–I,85
Тяговое усилие, кгс:	
при 2,5 витках трения	2720
при 3,5 витках трения	3200
Диаметр тягового каната, мм	I5
Мощность электродвигателя, кВт	45
Количество тормозов, шт.	• 2
Способ натяжения тягового каната	Грузовой
Вагонетка буксировочная	С ловителем двустороннего действия
Запас тягового каната, м	I800
Ширина колеи из рельса Р24, мм	900
Масса оборудования дороги длиной I500 м, т	I8,6
Исполнение	Взрывобезопасное

7.53. Выработка, предназначенная для работы канатной напочвенной дороги, должна иметь в начале уширенную часть длиной 40 м и сечением не менее I3,8 $м^2$. На этом участке монтируется привод с натяжным устройством, стрелочный перевод с ответвлением рельсового пути (разминовка) и тупиковый участок рельсового пути для размещения буксировочной вагонетки. Уширенная часть выработки должна выполняться с уклоном не более 0,005.

КРИВЫЕ ЗАВИСИМОСТИ ДЛИНЫ КОНВЕЙЕРОВ ОТ УГЛА НАКЛОНА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

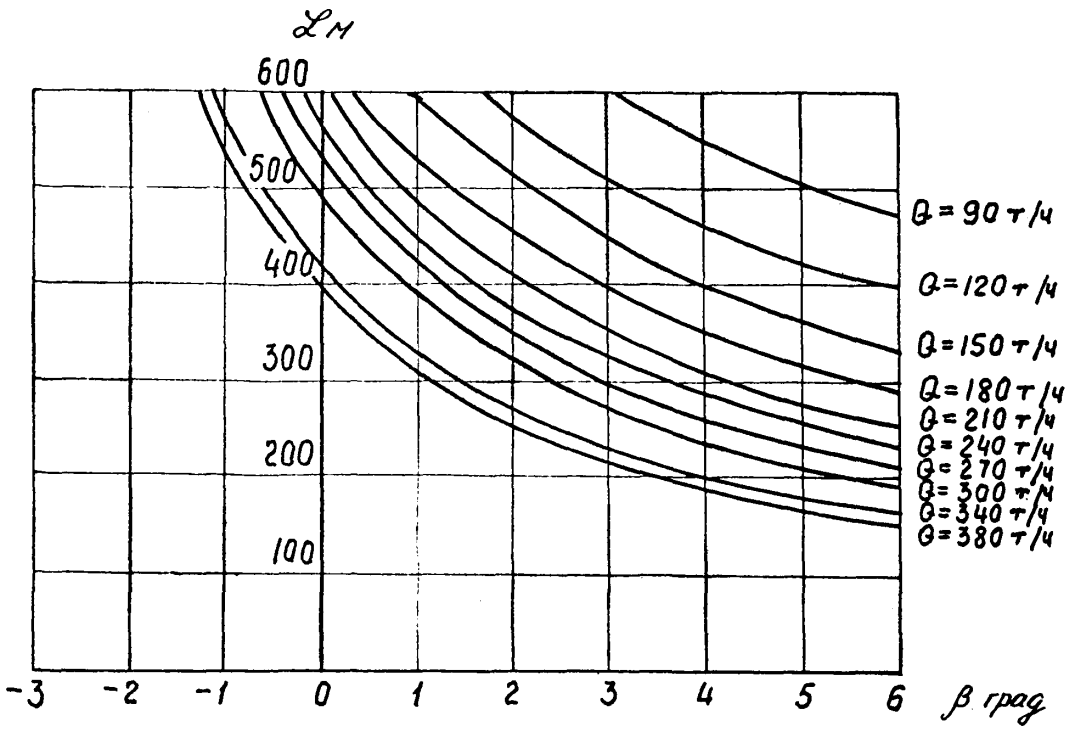


Рис. I. Зависимость длины $\mathcal{L}$ конвейера КЛ-I50А2 от угла наклона β и производительности Q :

Q = 90-300 т/ч при V = I,6 м/с; Q = 340-380 т/ч при V = 2,0 м/с

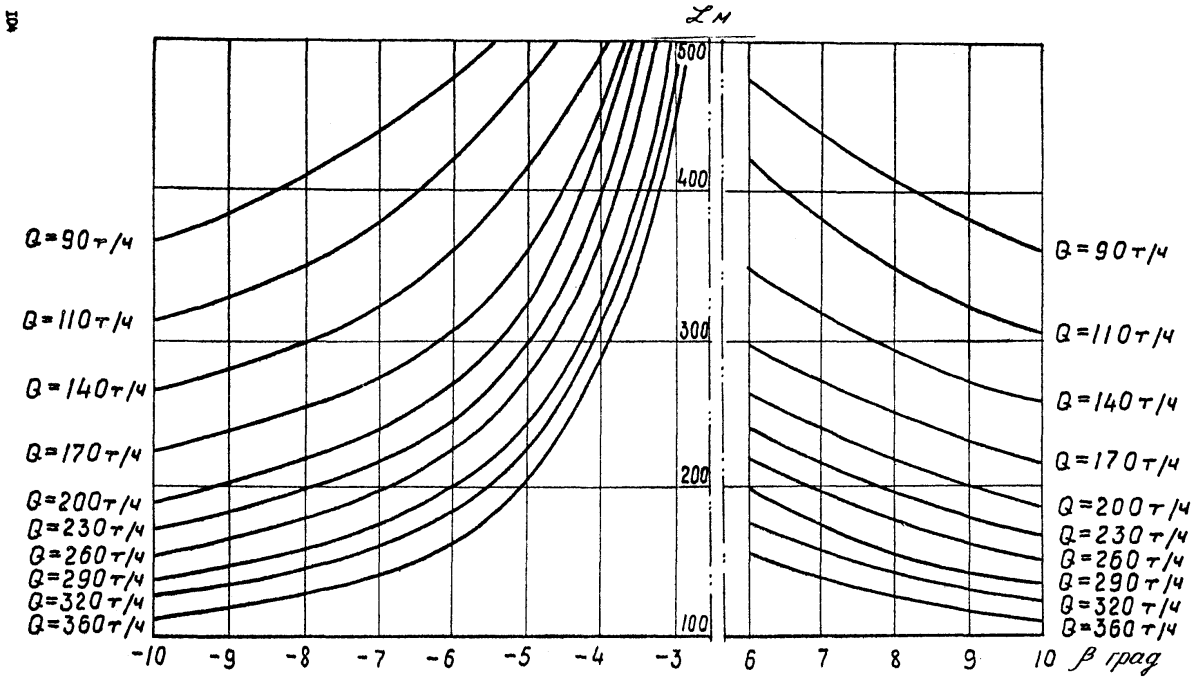


Рис. 2. Зависимость длины конвейера КЛ-150У2 от угла наклона и производительности

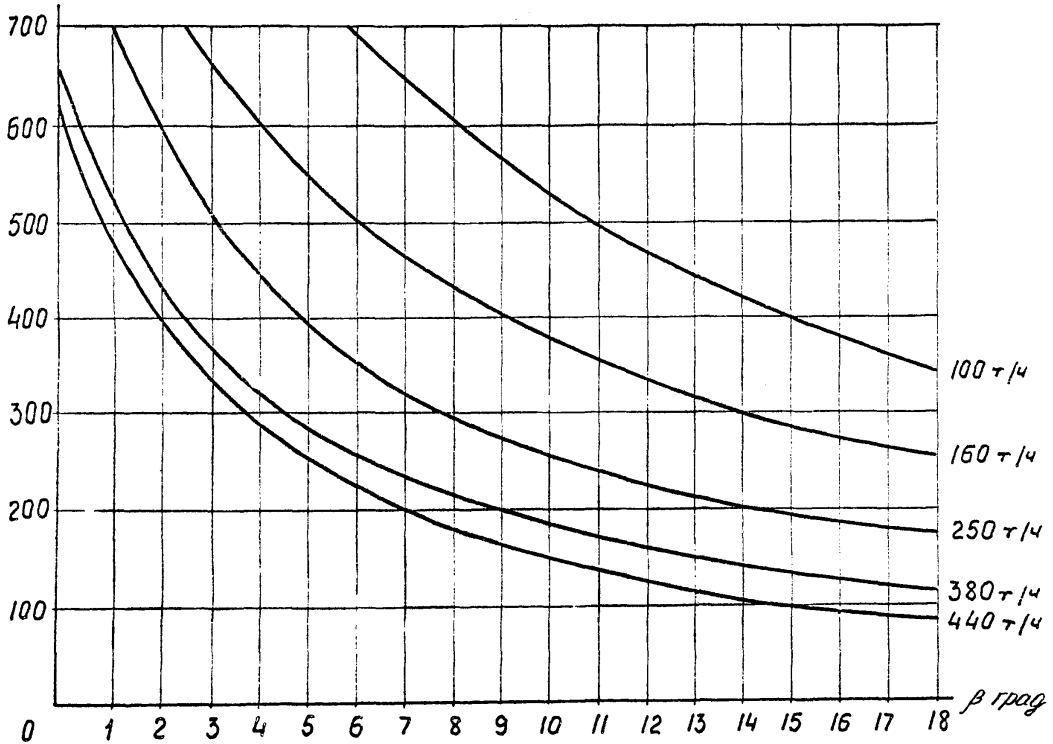


Рис. 3. Зависимость длины конвейера КЛА-250 от угла наклона и производительности

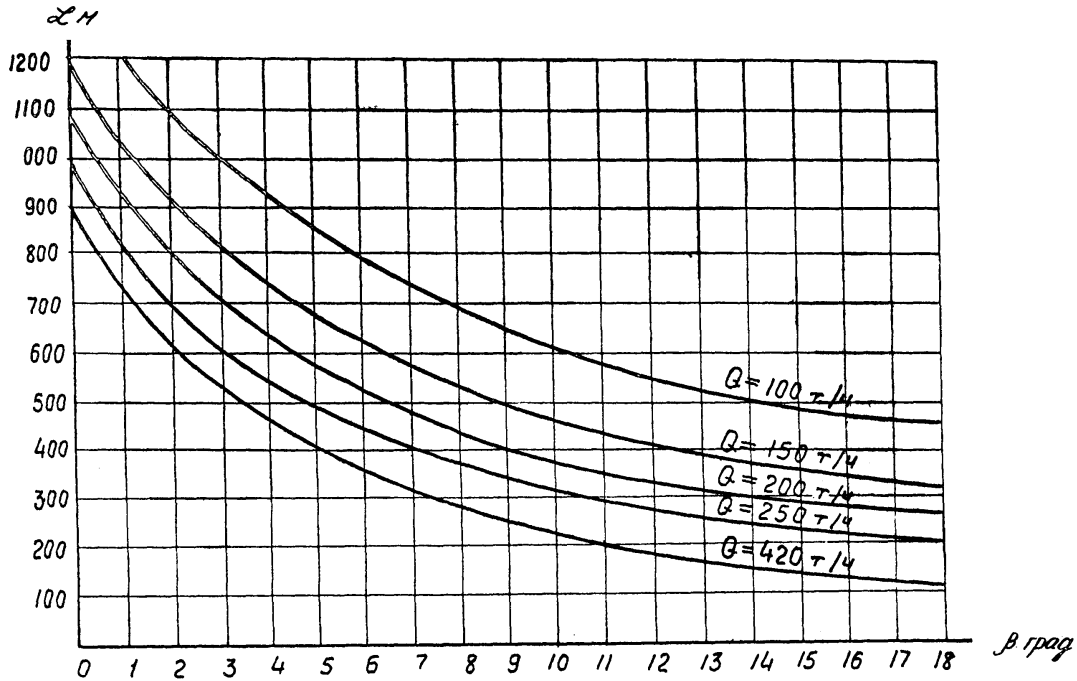


Рис. 4. Зависимость длины конвейера КЛ-I от угла наклона и производительности

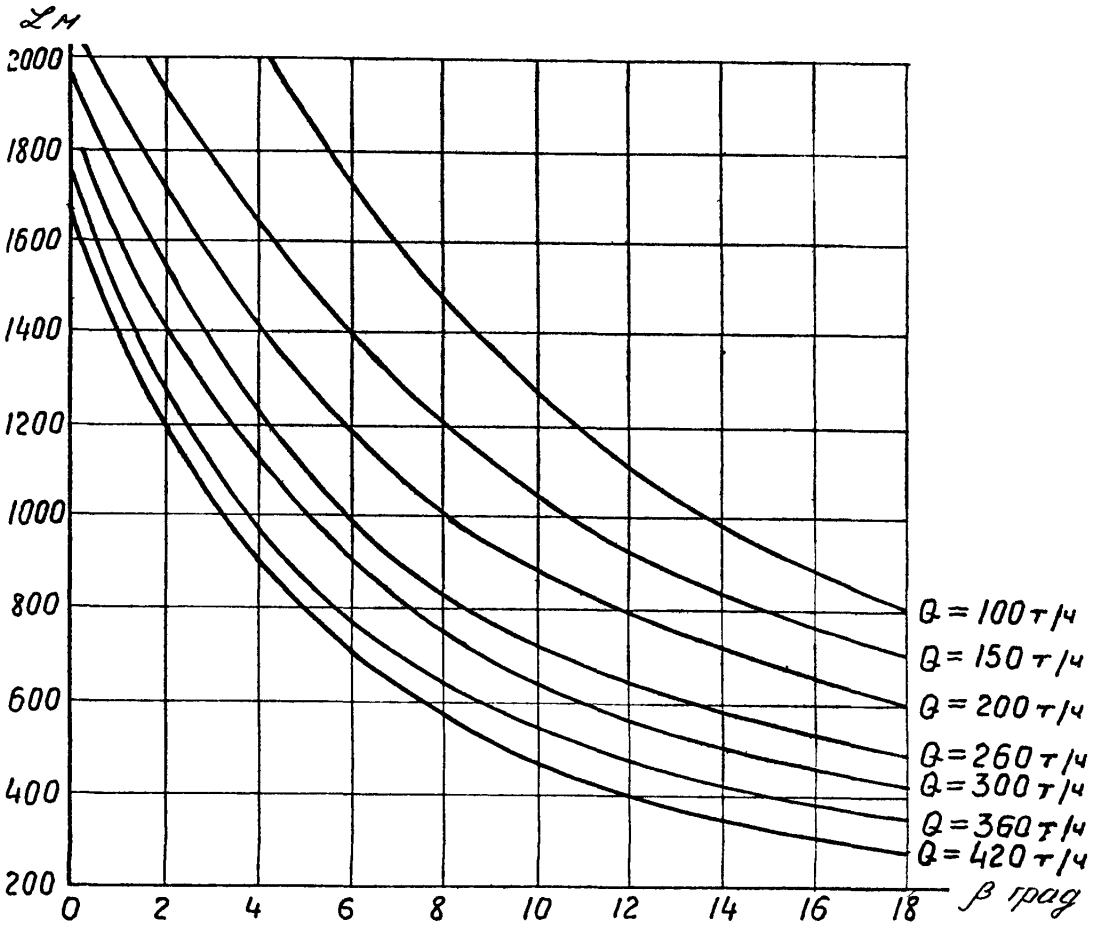


Рис. 5. Зависимость длины конвейера КРУ-260 от угла наклона и производительности

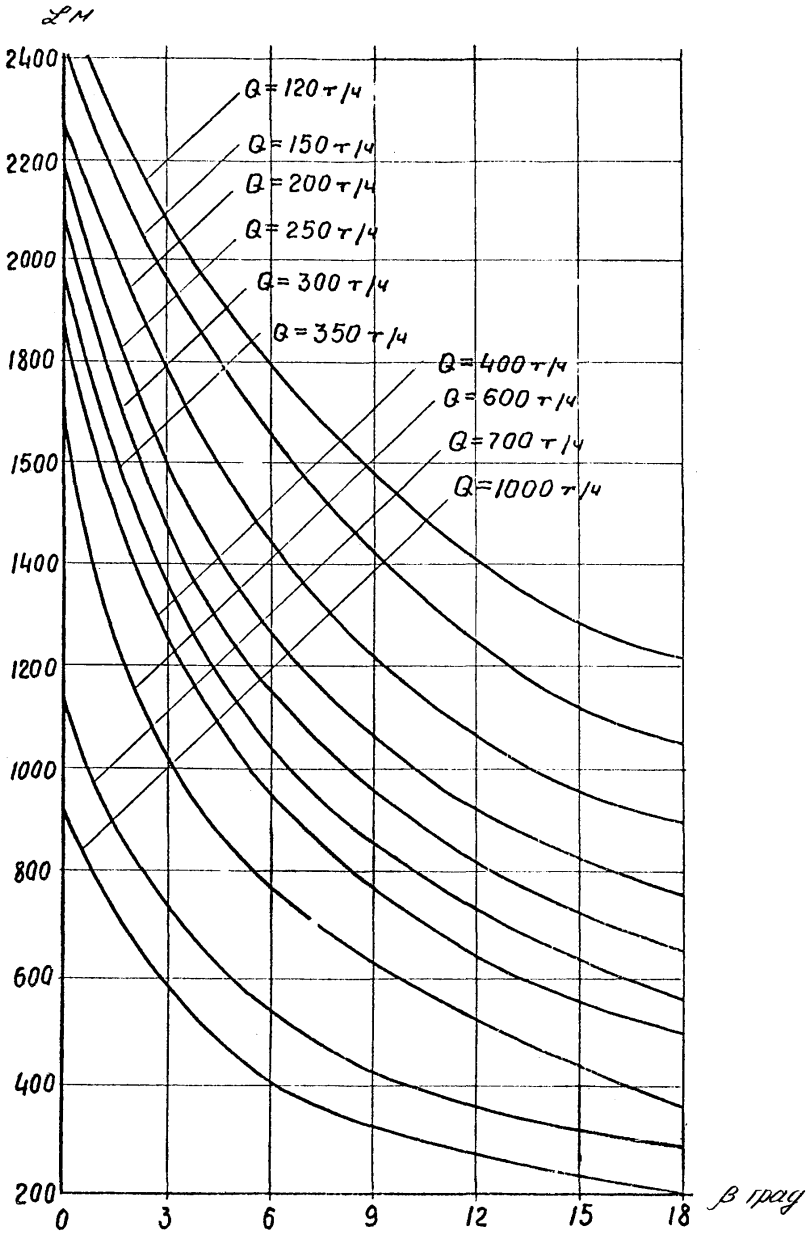


Рис. 6. Зависимость длины конвейера КРУ-350 от угла наклона и производительности

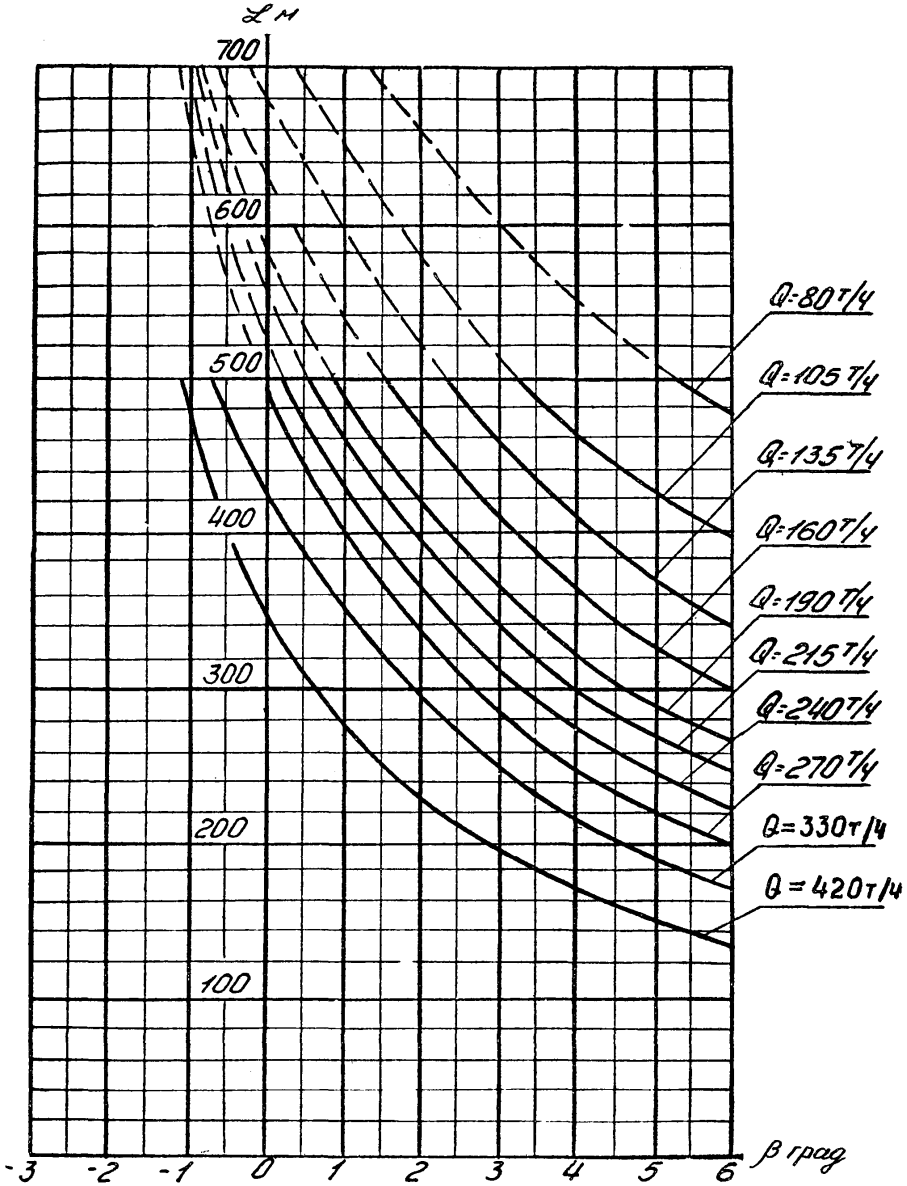


Рис. 7. Зависимость длины конвейеров ЛЛ80 и ЛЛТ80 от угла наклона и производительности:

Q = 80-330 т/ч при V = 1,6 м/с; Q = 420 т/ч при V = 2 м/с; мощность привода D = 40 кВт

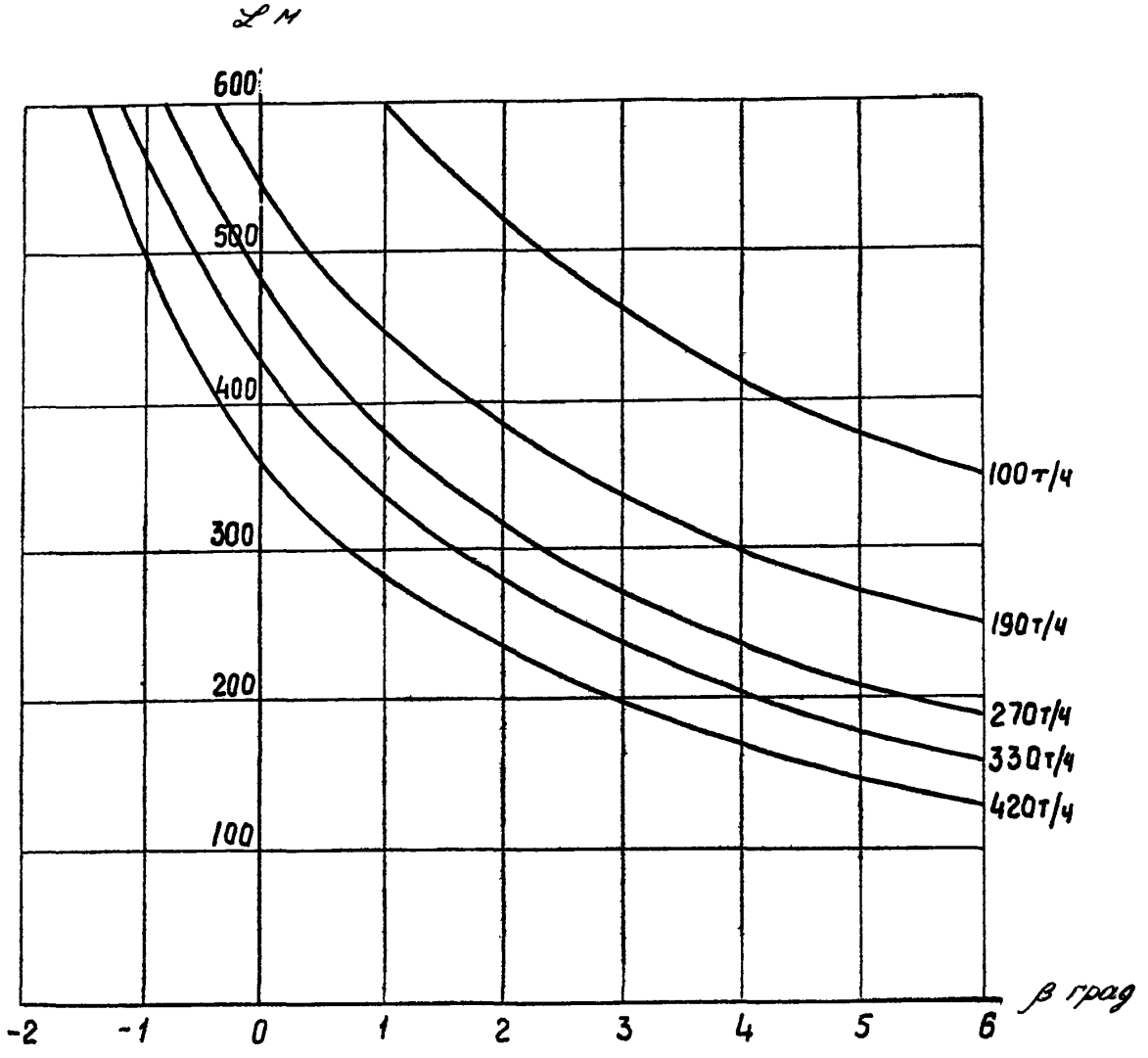


Рис. 8. Зависимость длины конвейеров ЦЛ80 и ЦЛТ80 от угла наклона и производительности при V = 2 м/с и P = 40 кВт

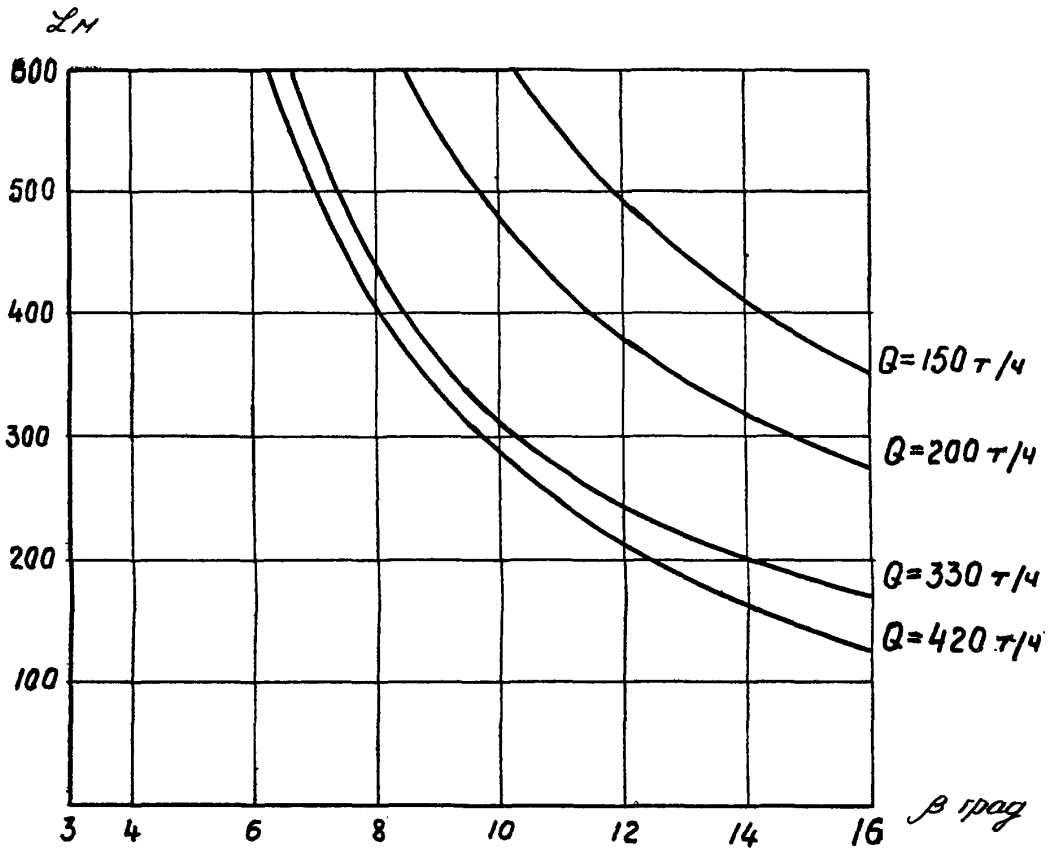


Рис. 9. Зависимость длины конвейера ЛЛБ-80 от угла наклона и производительности:

Q = 150–330 т/ч при V = 1,6 и 2,0 м/с; Q = 420 т/ч при V = 2,0 м/с

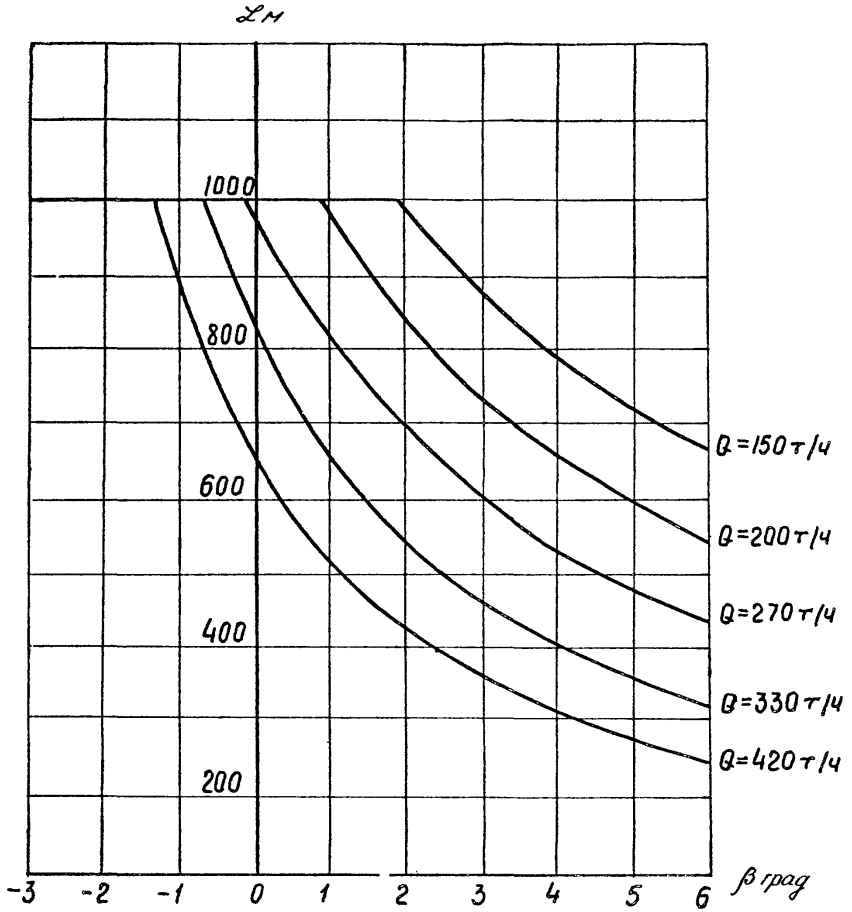


Рис. 10. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности:

Q = 150–330 т/ч при V = 1,6 м/с; Q = 420 т/ч при V = 2,0 м/с; P = 80 кВт

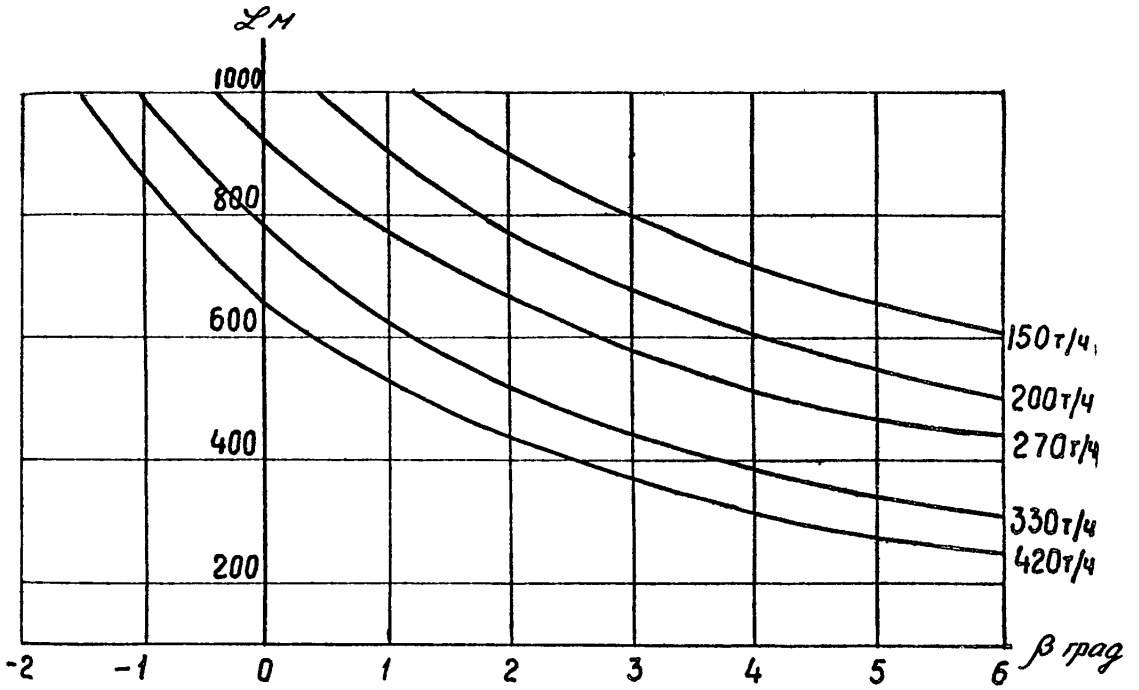


Рис. II. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности при $V = 2,0$ м/с и $P = 80$ кВт

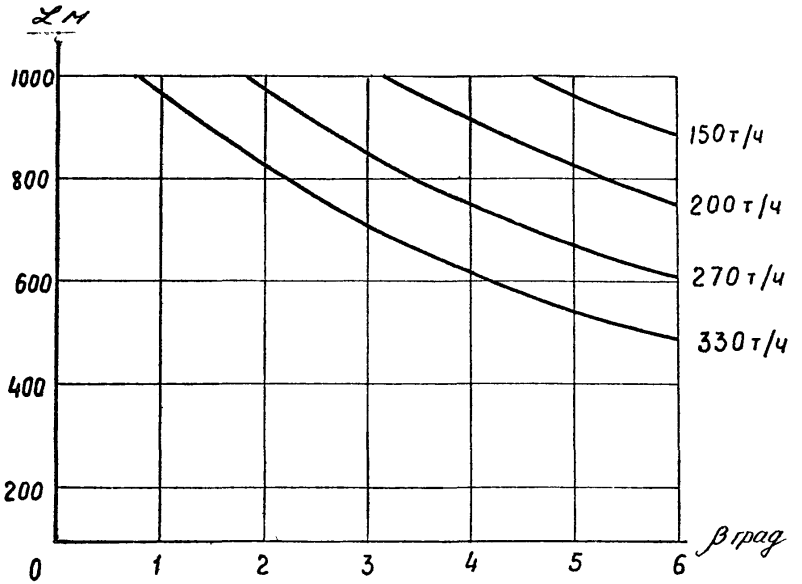


Рис. 12. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности при $V = 1{,}6$ м/с и $P = 110$ кВт

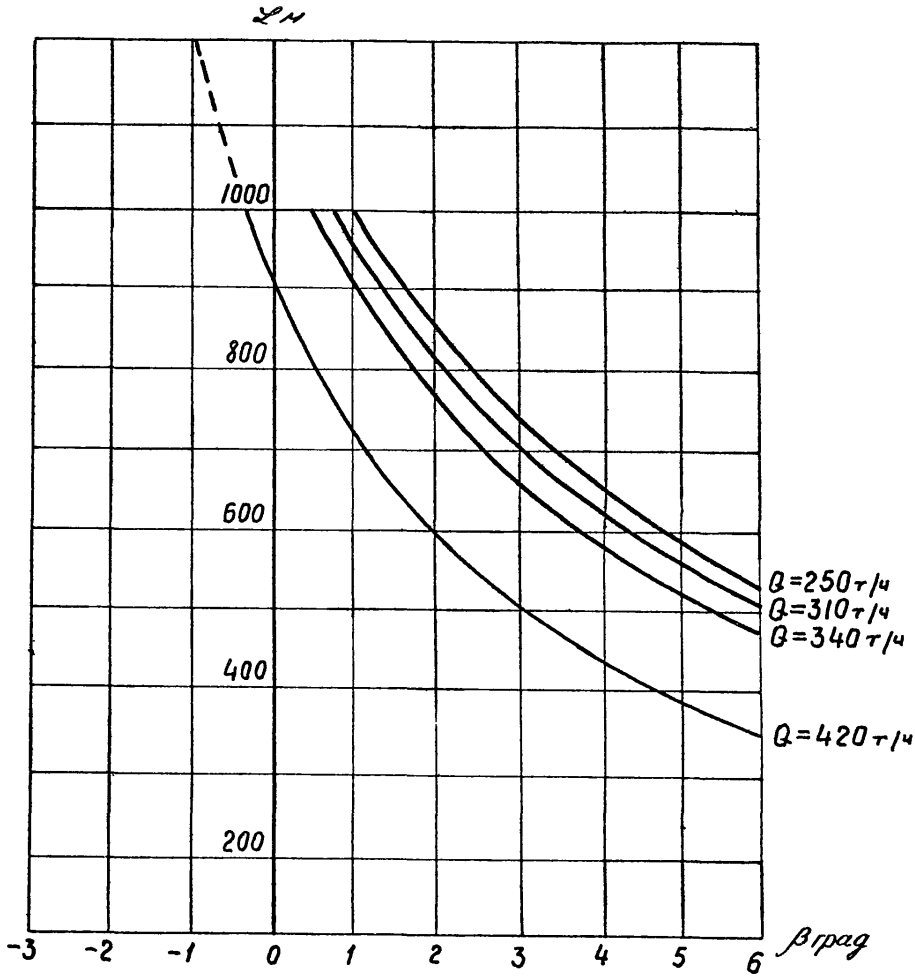


Рис. I3. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона и производительности при V = 2,0 м/с и P = II0 кВт

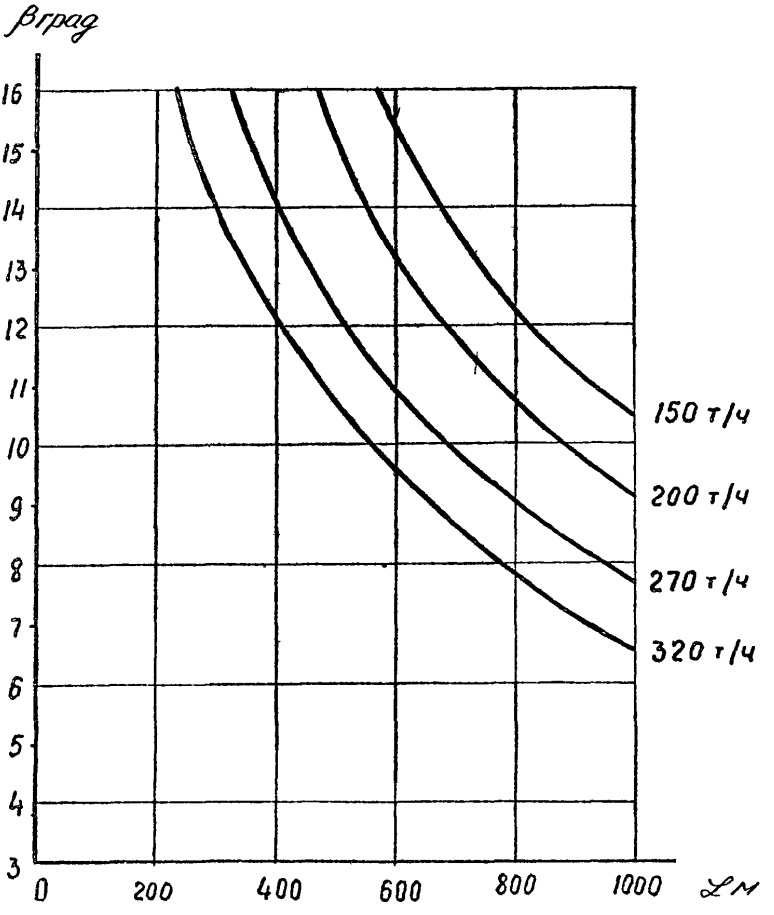


Рис. I4. Зависимость длины конвейера 2ЛБ80 от угла наклона и производительности при V = I,6 м/с и P = II0 кВт

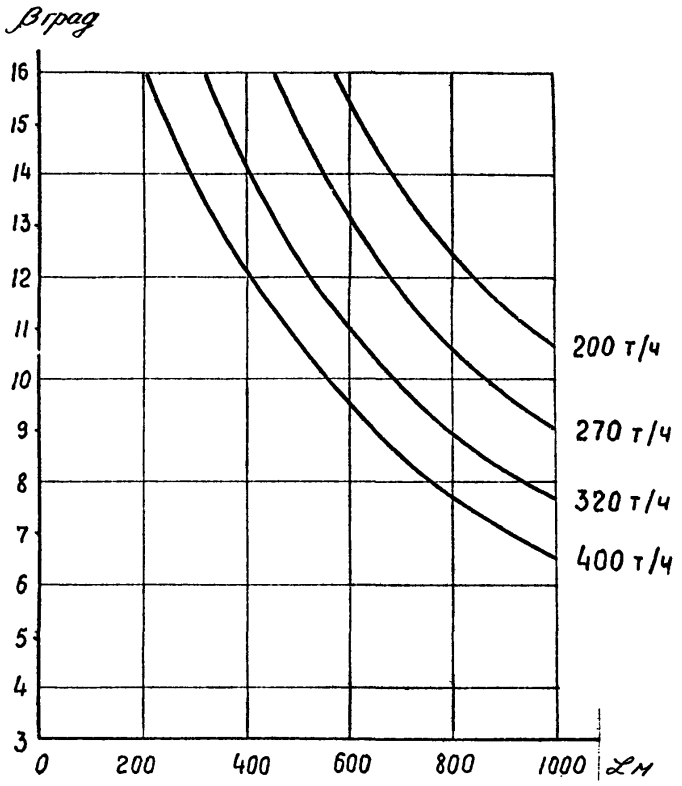


Рис. I5. Зависимость длины конвейера 2ЛБ80 от угла наклона и производительности при V = 2,0 м/с и P = II0 кВт

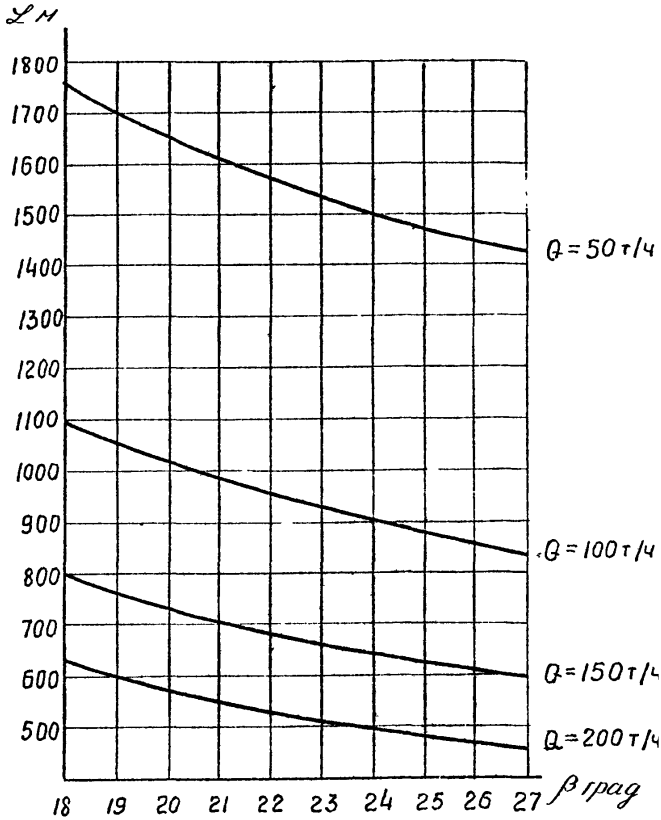


Рис. I6. Зависимость длины конвейера ЗЛН80 от угла наклона и производительности

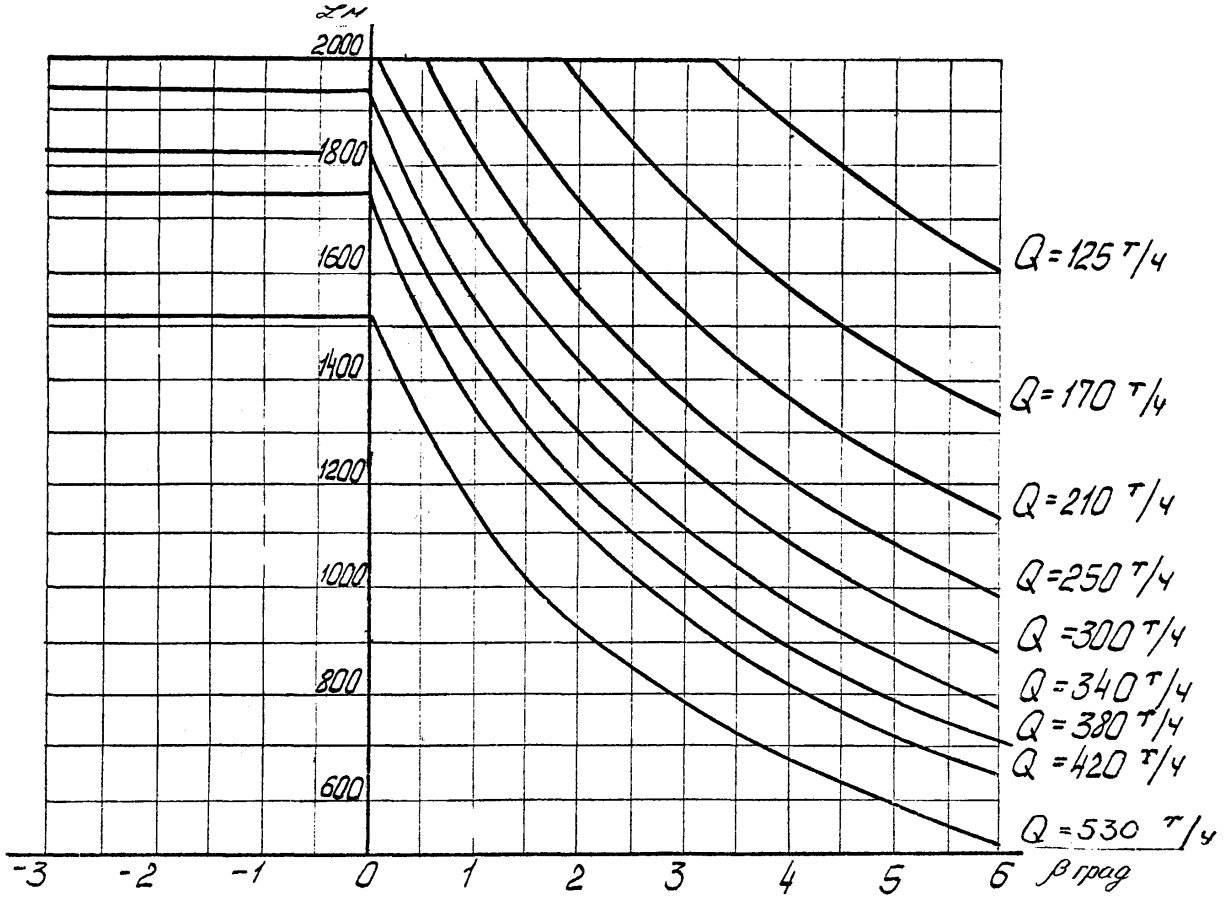


Рис. I7. Зависимость длины конвейера ЦП00 от угла наклона и производительности

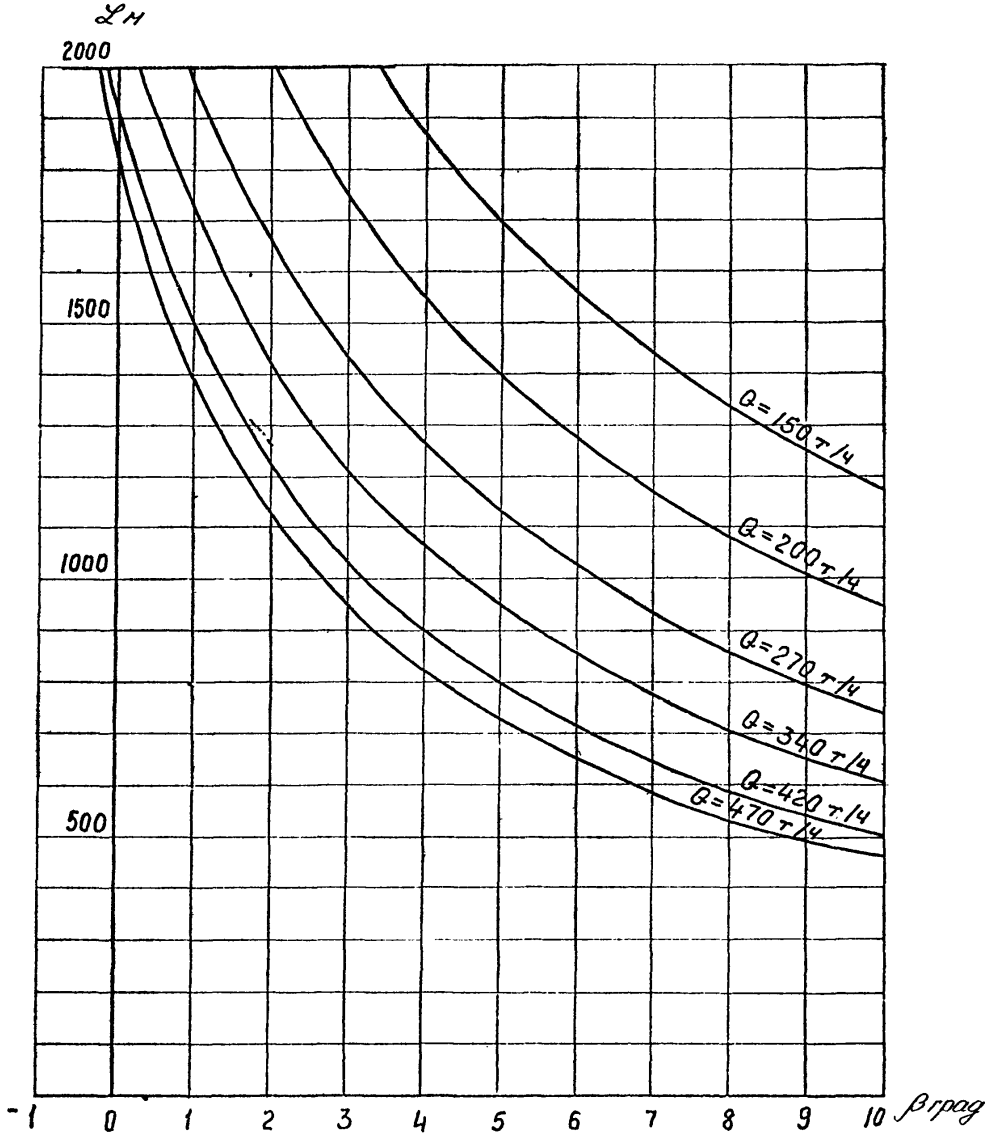


Рис. 18. Зависимость длины конвейера 1ЛТ100 от угла наклона и производительности при V = 1,6 м/с и P = 200 кВт

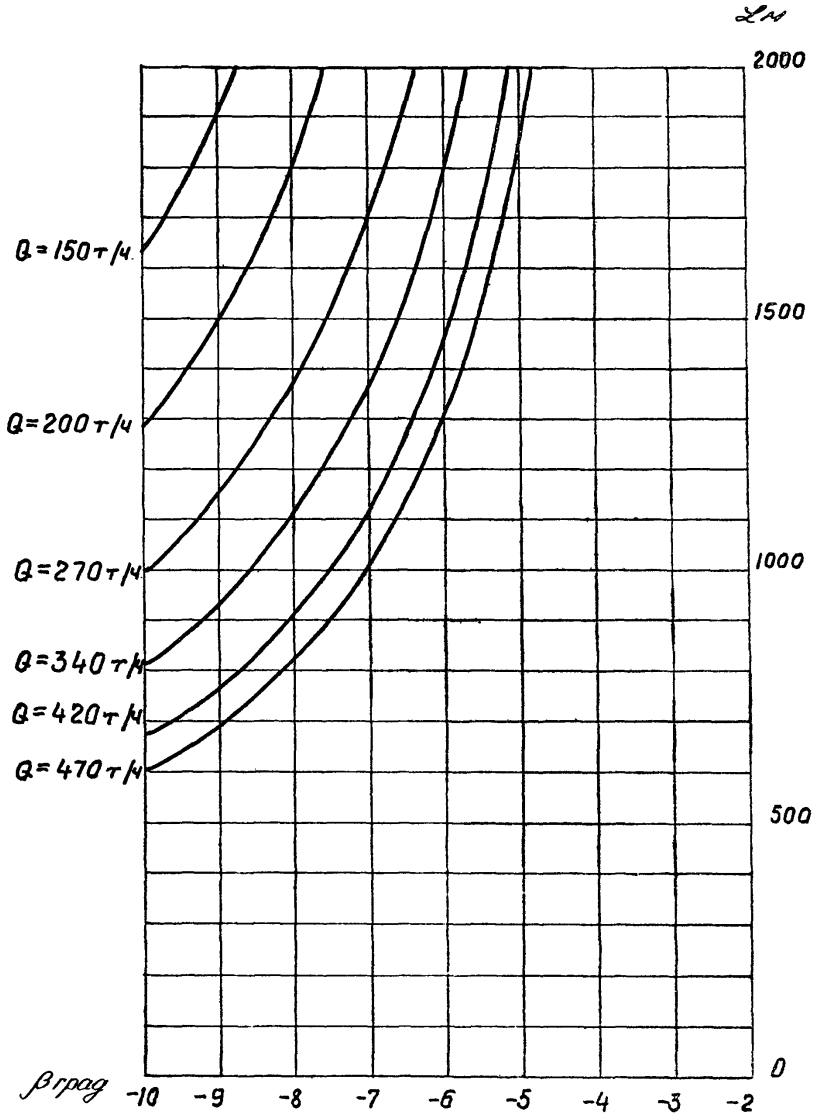


Рис. I9. Зависимость длины конвейера IJTI00 от угла наклона и производительности при V = I,6 м/с и P = 200 кВт

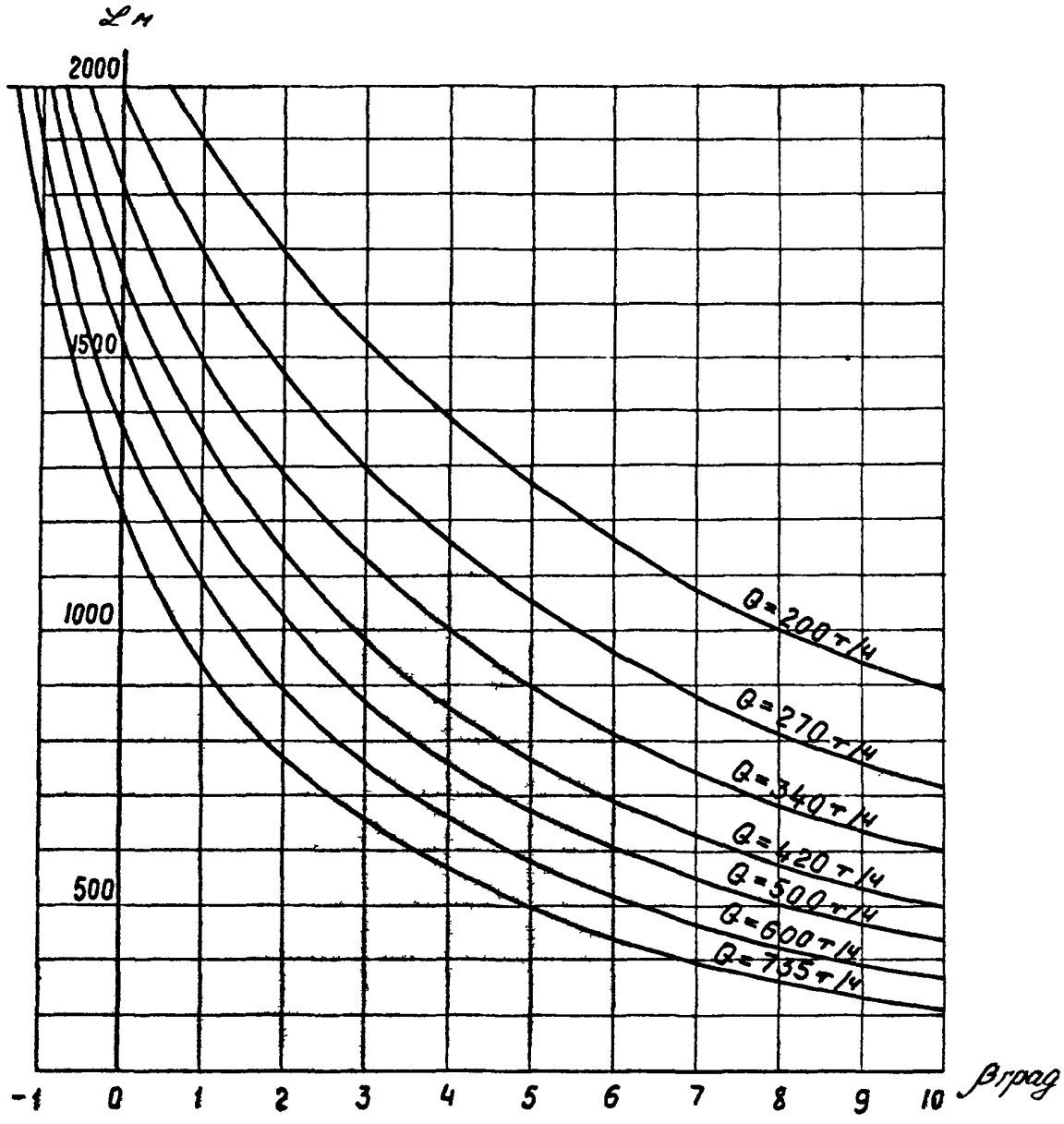


Рис. 20. Зависимость длины конвейера 1ДТ100 от угла наклона и производительности при $V = 2{,}5$ м/с и $P = 200$ кВт

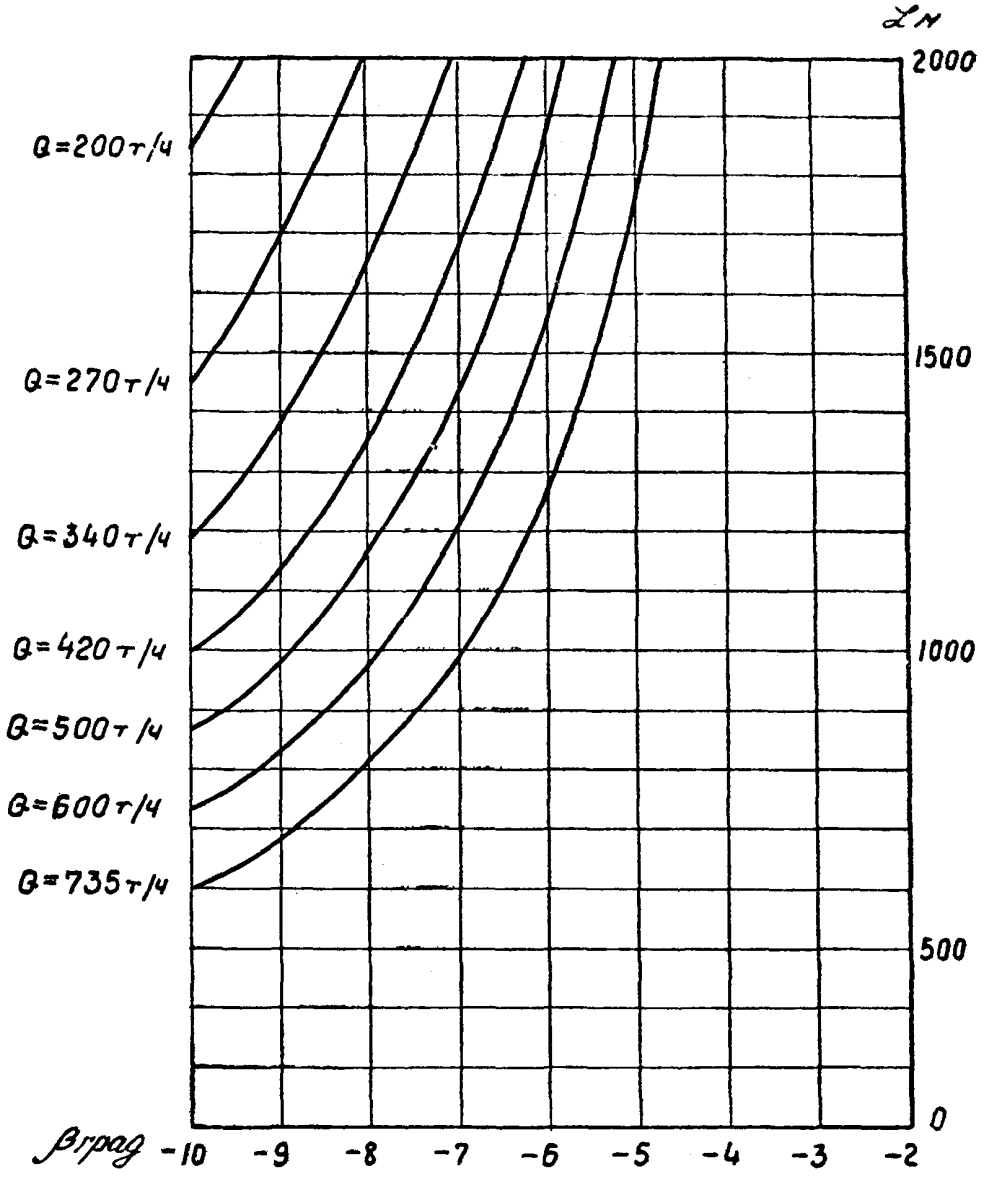


Рис. 21. Зависимость длины конвейера 1ЛТ100 от угла наклона и производительности при V = 2,5 м/с и P = 200 кВт

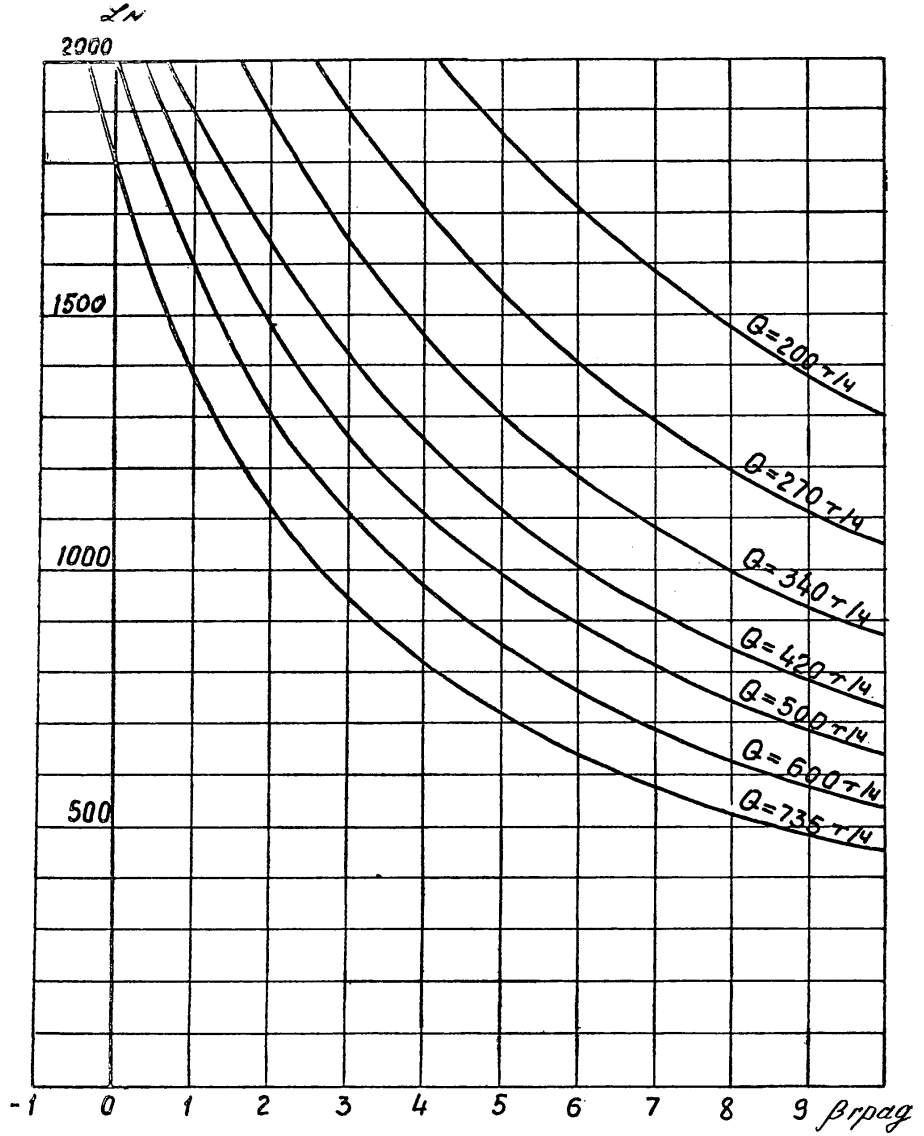


Рис. 22. Зависимость длины конвейера 1ЛТ100 от угла наклона и производительности при V = 2,5 м/с и P = 300 кВт

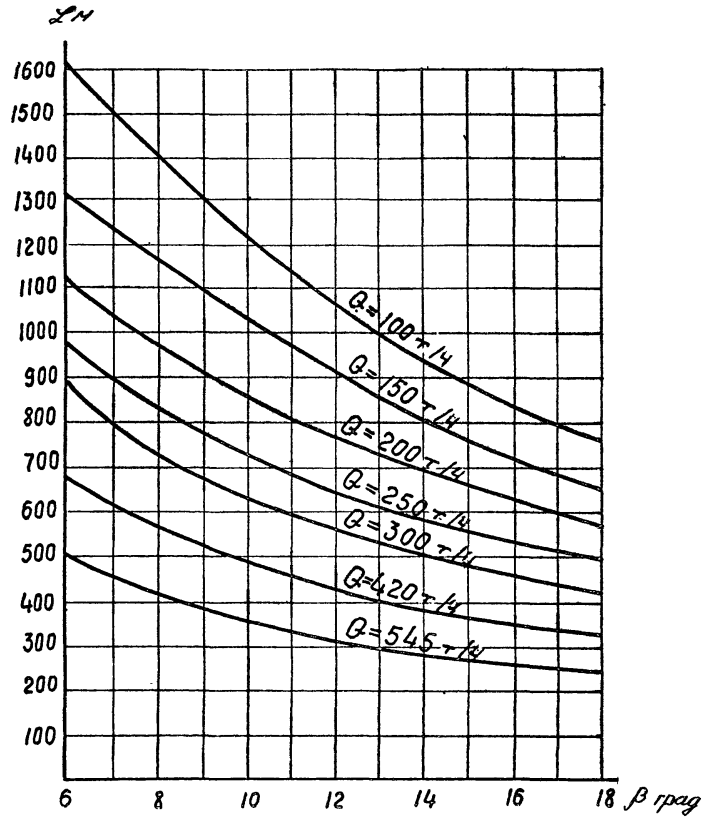


Рис. 23. Зависимость длины конвейера 1ЛУ100 от угла наклона и производительности (резинотросовая лента)

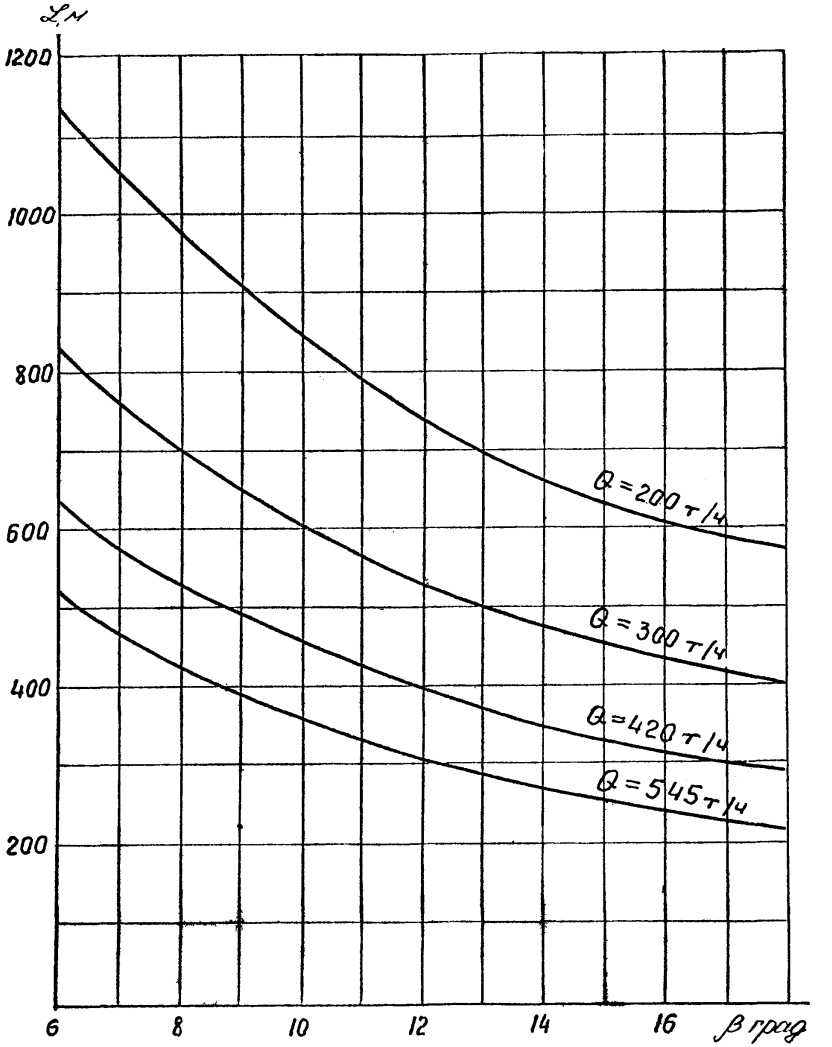


Рис. 24. Зависимость длины конвейера 1ЛУ100 от угла наклона и производительности (резинотканевая лента)

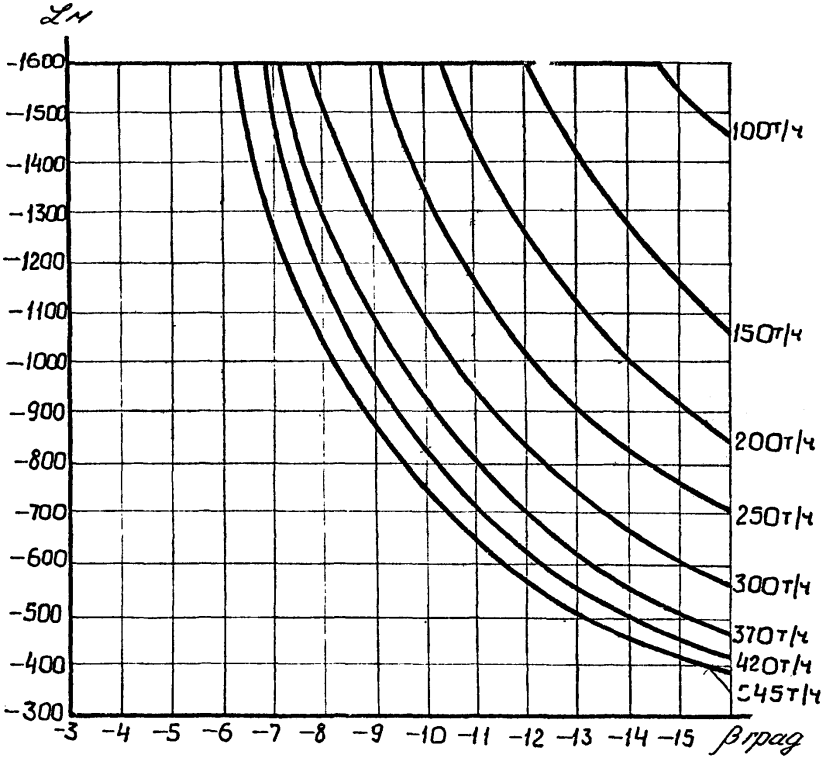


Рис. 25. Зависимость длины конвейера 1ЛБ100 от угла наклона и производительности

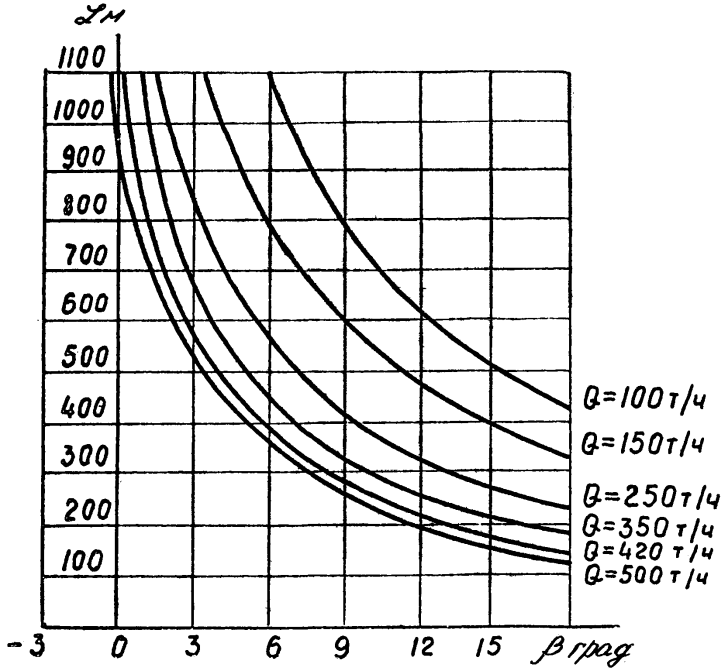


Рис. 26. Зависимость длины конвейера 1ЛЦ00К от угла наклона и производительности

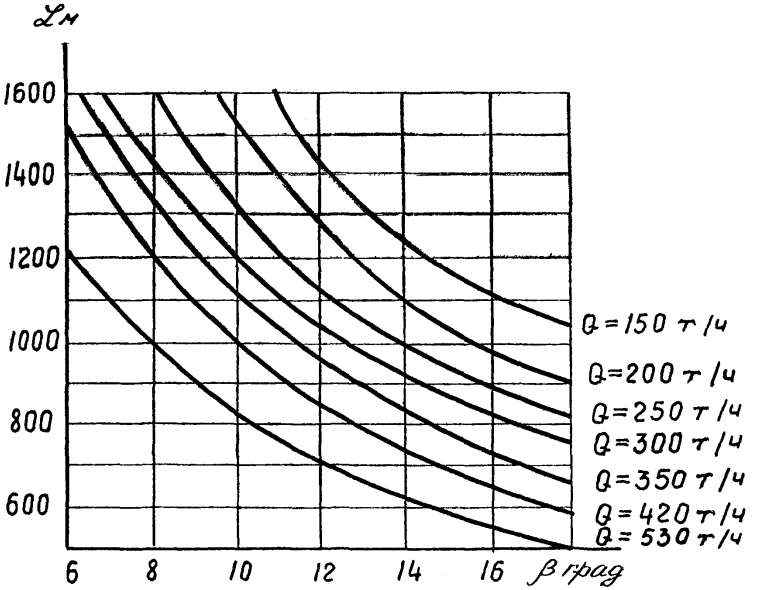


Рис. 27. Зависимость длины конвейера 2ЛЛ100 от угла наклона и производительности

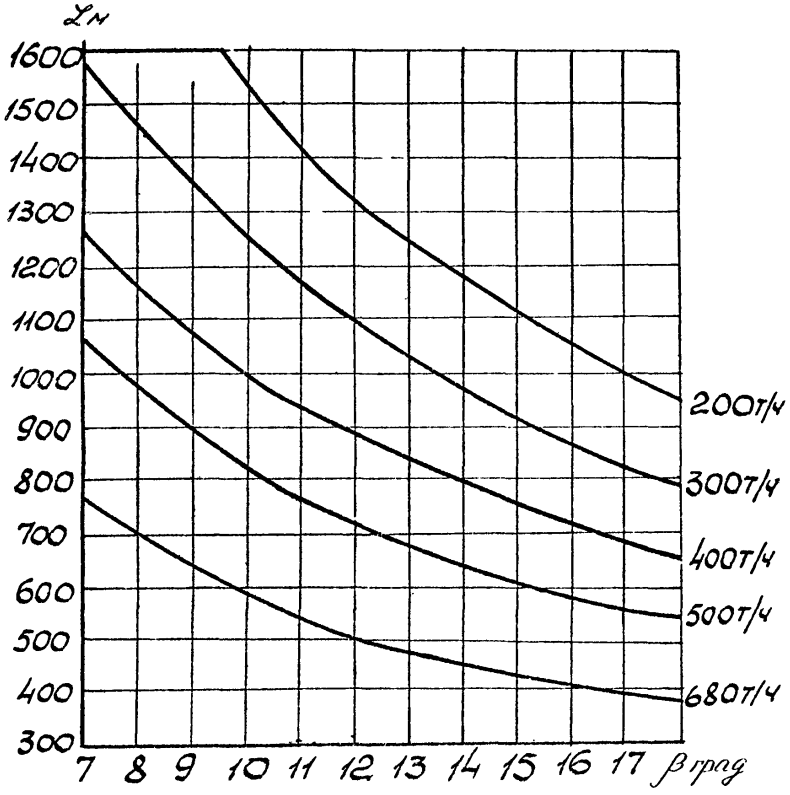


Рис. 28. Зависимость длины конвейера 2ЛУ100 от угла наклона и производительности

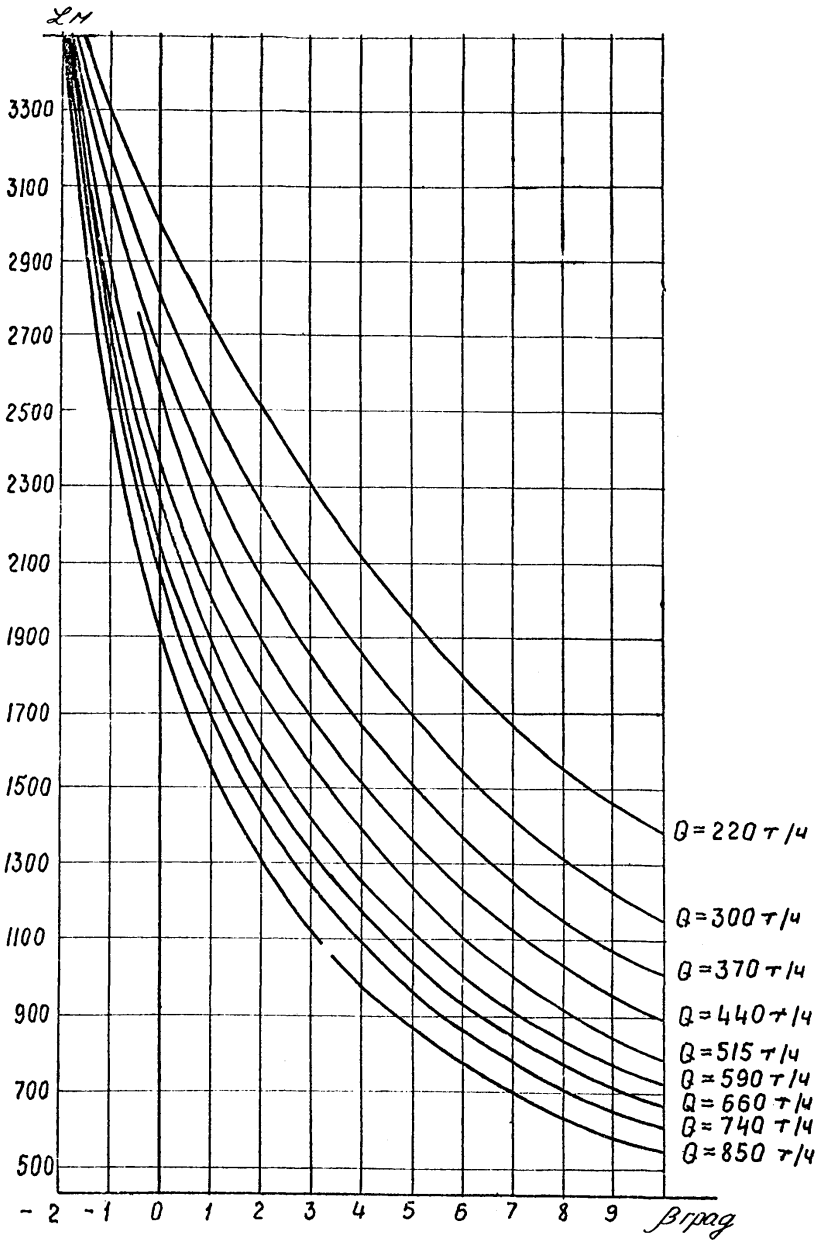


Рис. 29. Зависимость длины конвейера 2ЛТ100 от угла наклона и производительности

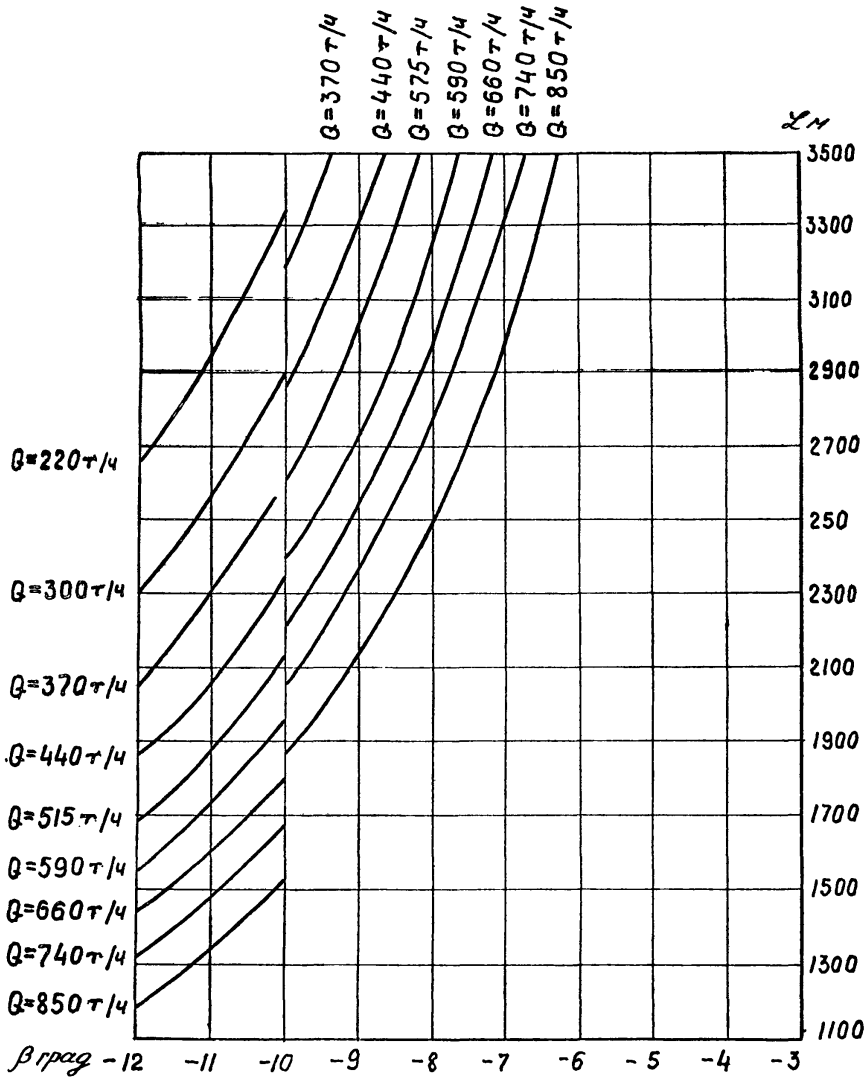


Рис. 30. Зависимость длины конвейера 2ЛТ100 от угла наклона и производительности

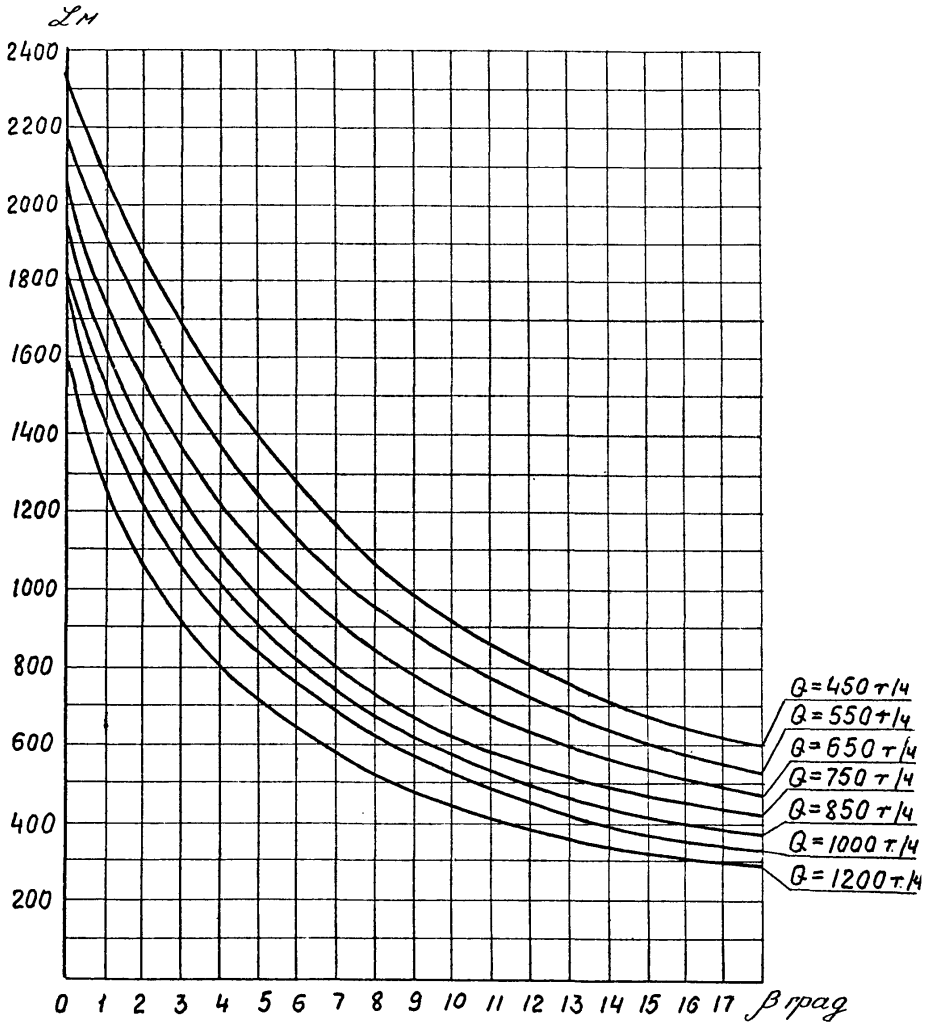


Рис. 31. Зависимость длины конвейера 1ЛУ120 от угла наклона и производительности

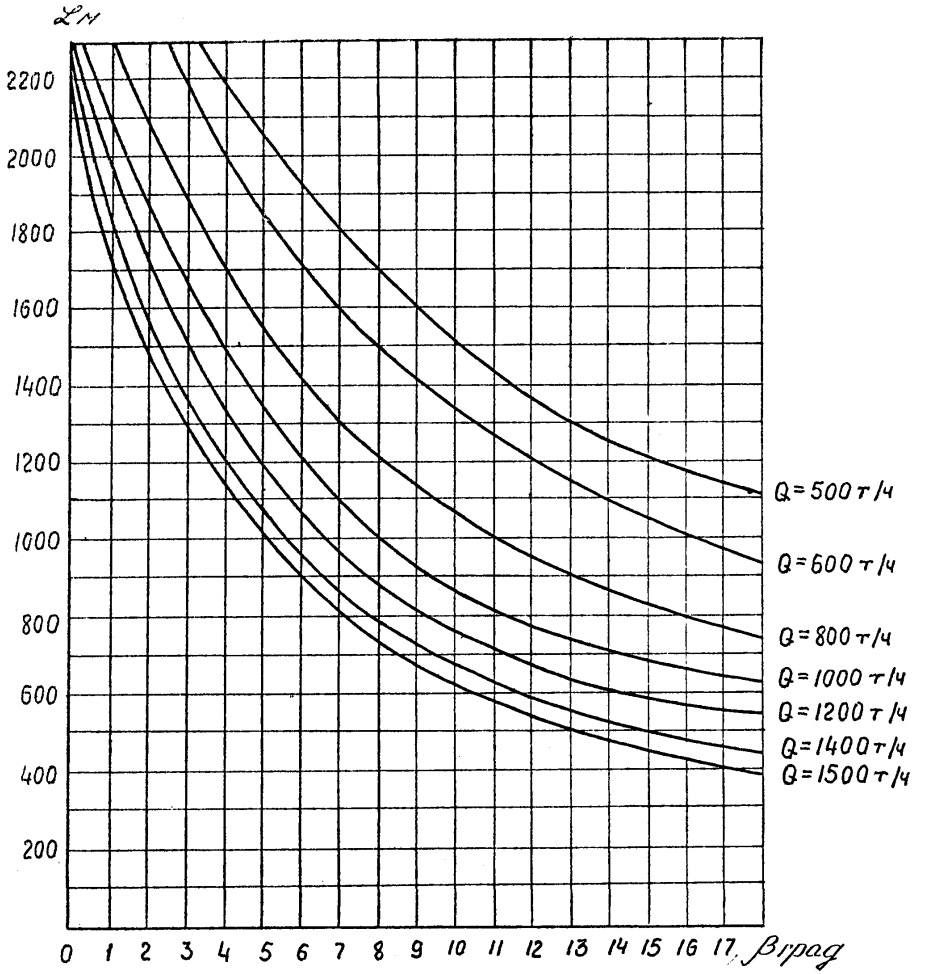


Рис. 32. Зависимость длины конвейеров 2ЛУ120А и 2ЛУ120В от угла наклона и производительности

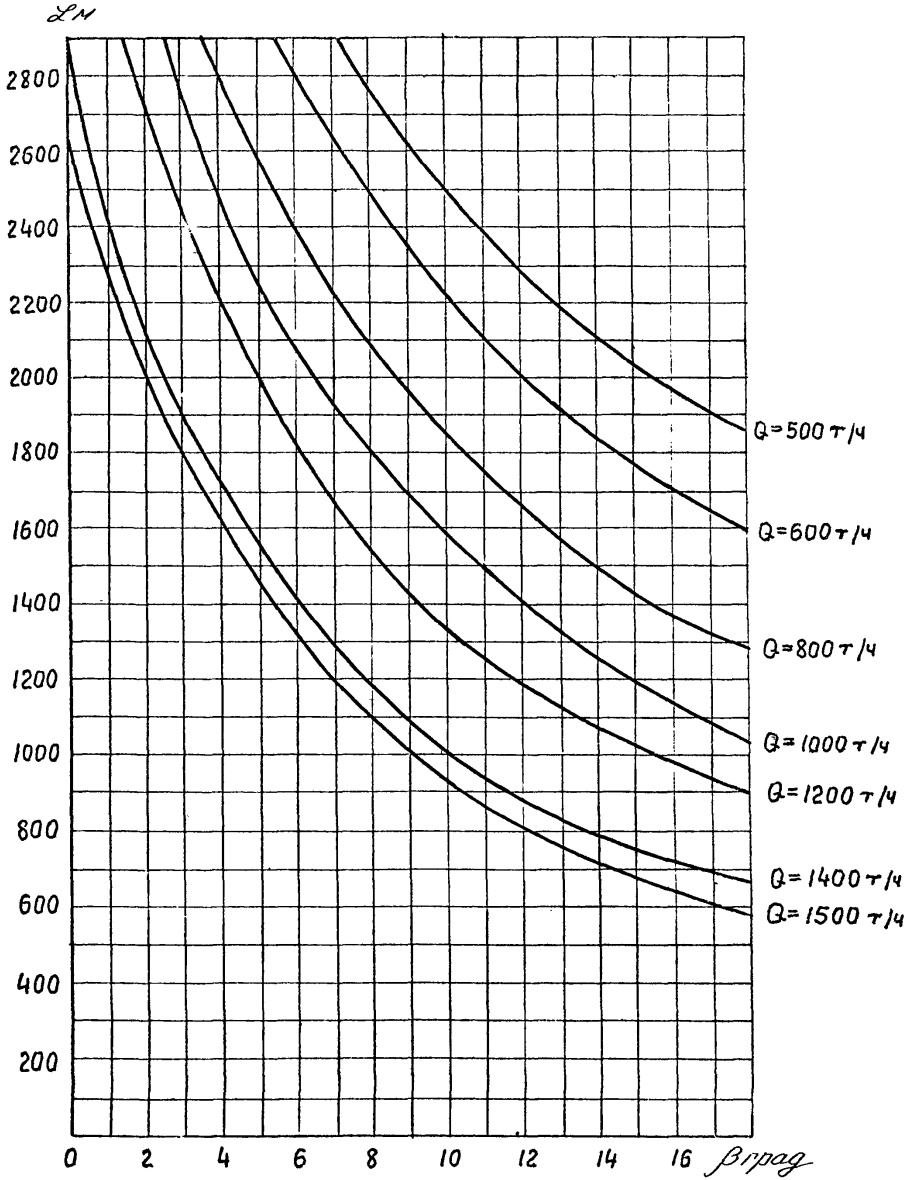


Рис. 33. Зависимость длины конвейера 2ЛУ120Б от угла наклона и производительности

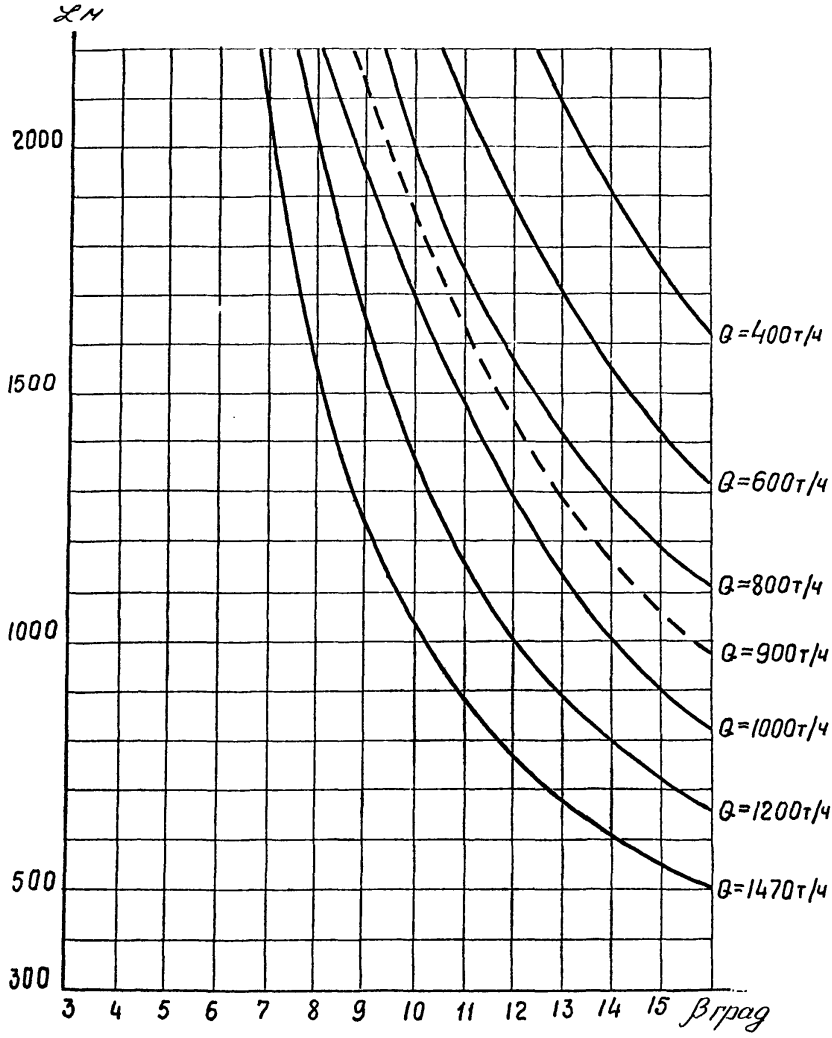


Рис. 34. Зависимость длины конвейера 2ЛБ120 от угла наклона и производительности

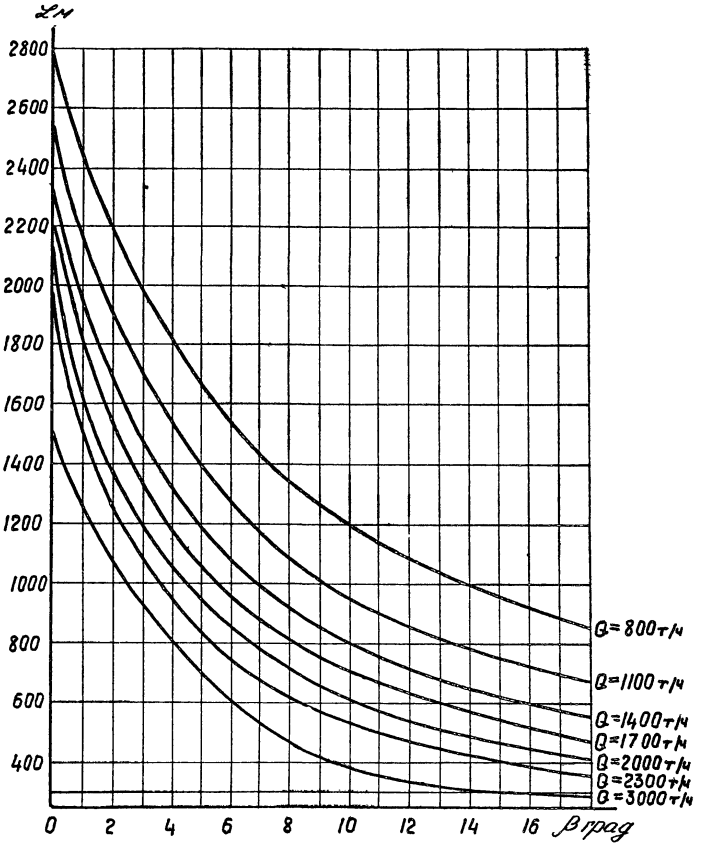


Рис. 35. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при P = 1000 кВт

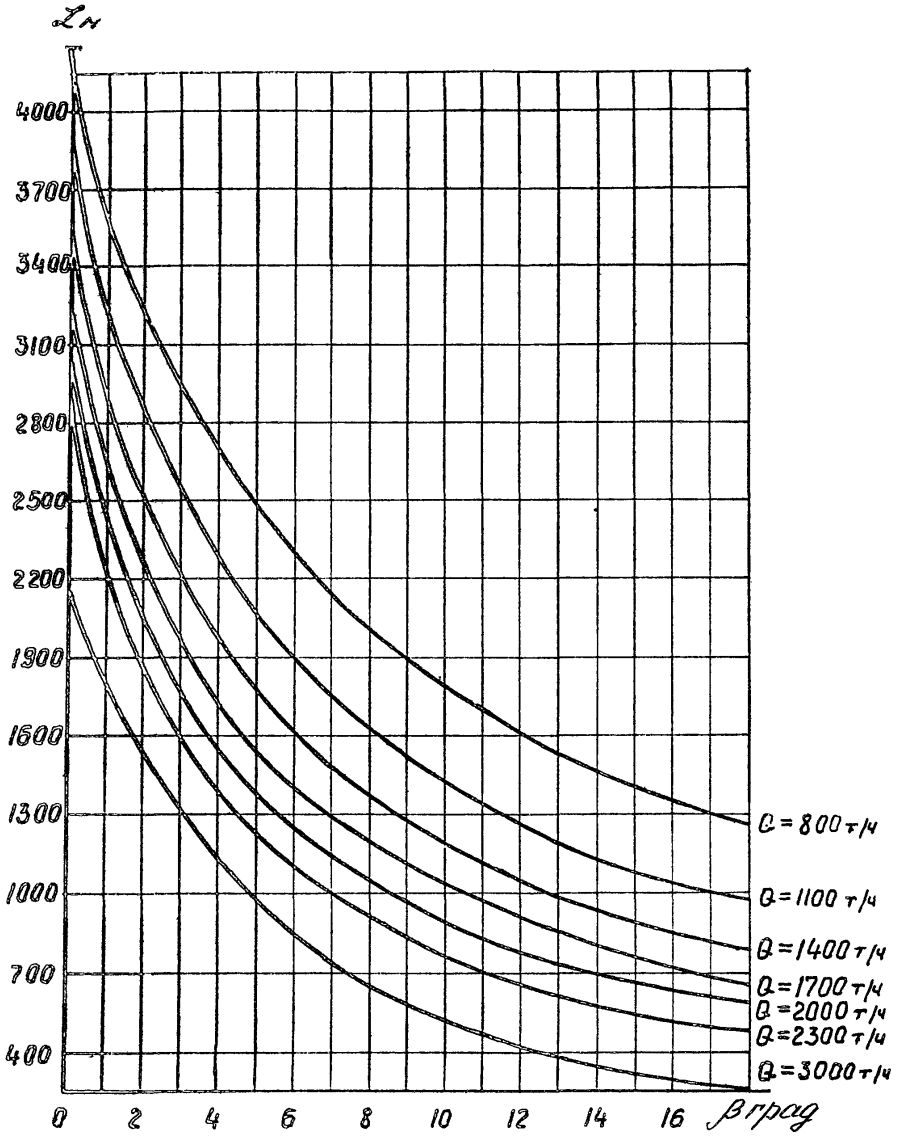


Рис. 36. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при P = 1500 кВт

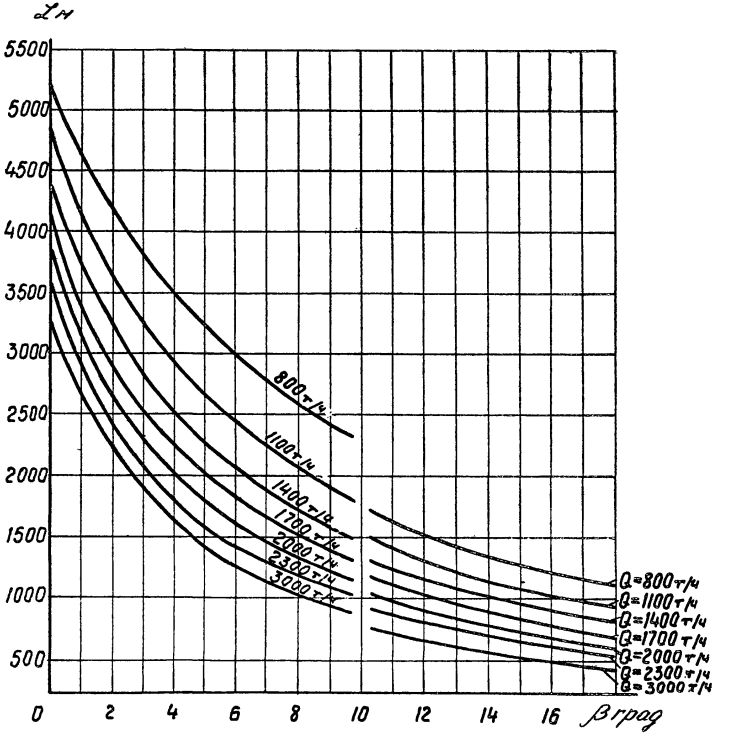
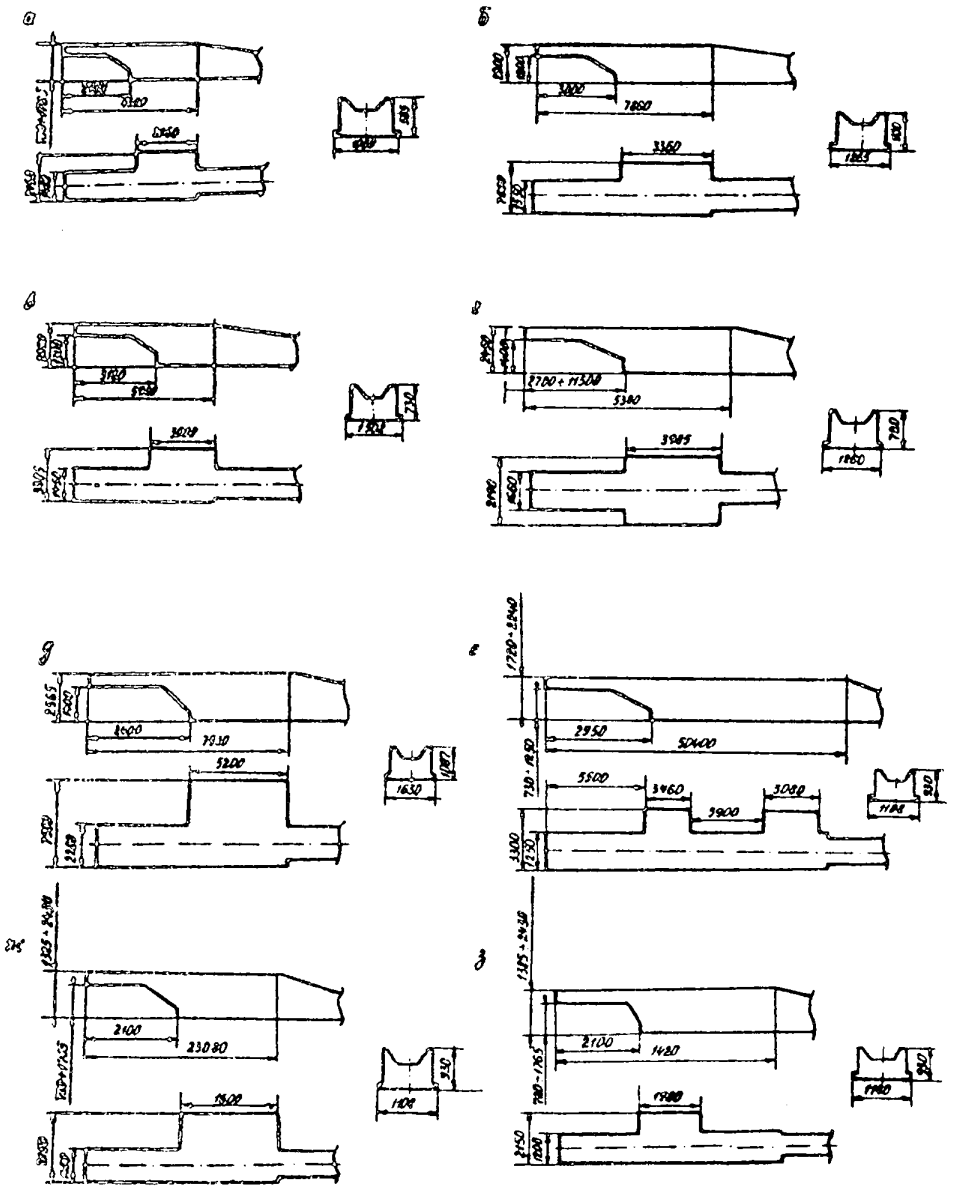
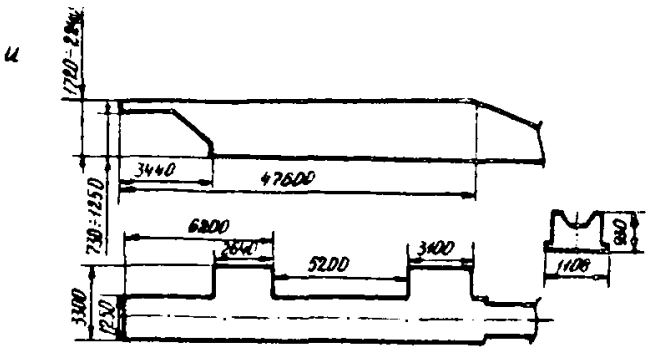
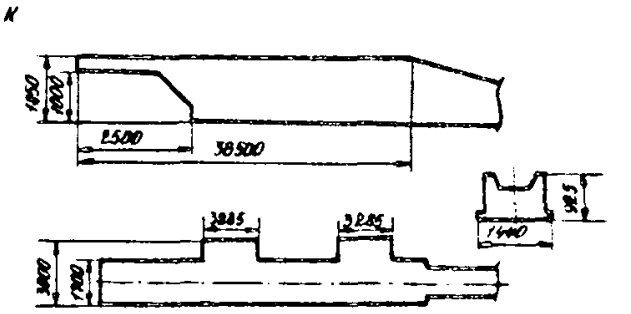


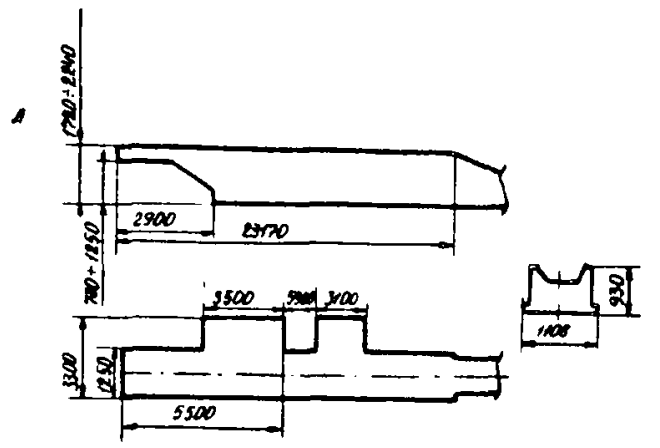
Рис. 37. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при ρ = 2000 кВт

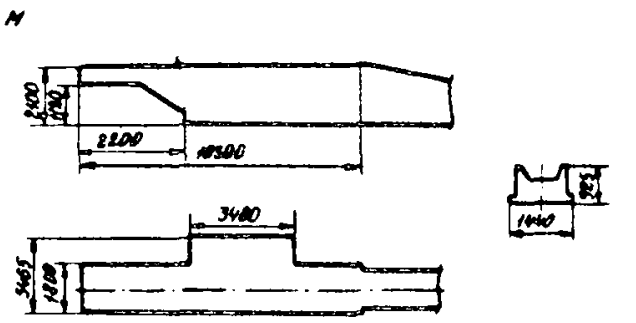
ОСНОВНЫЕ РАЗМЕРЫ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

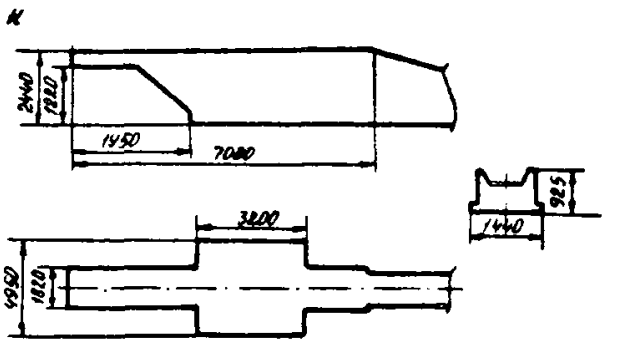


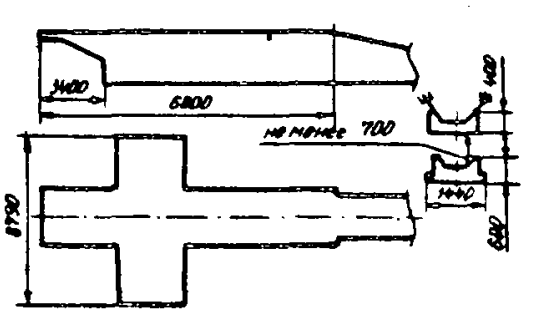


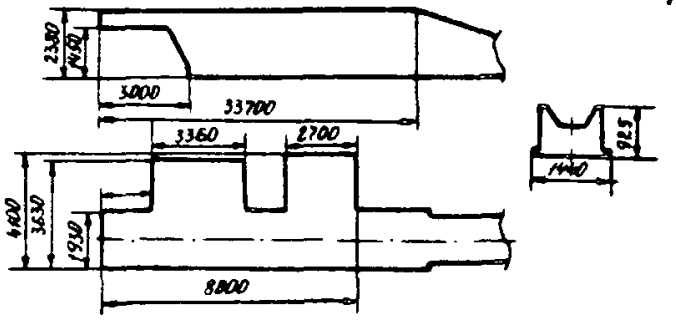


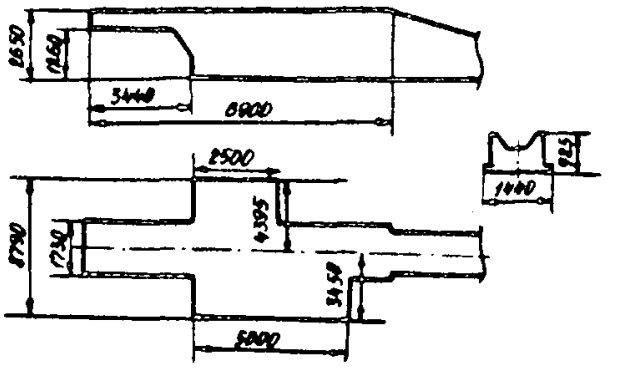


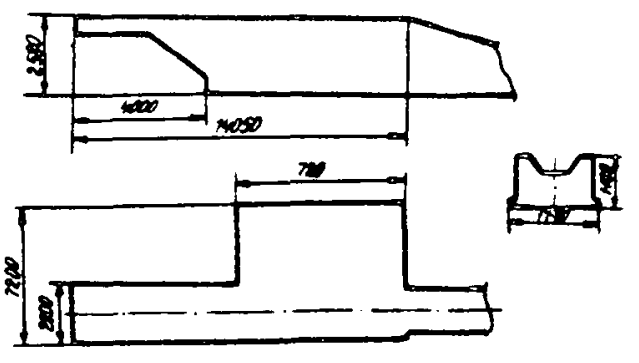


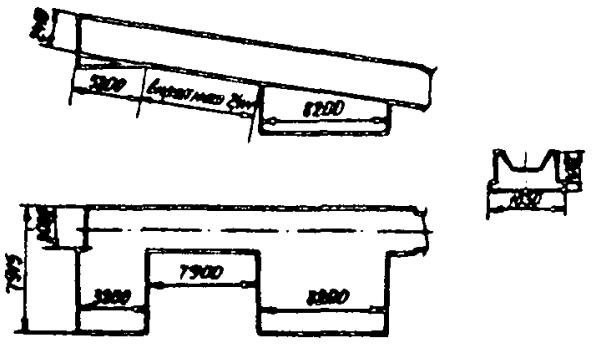


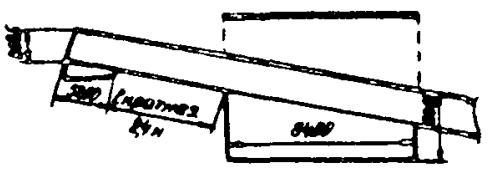


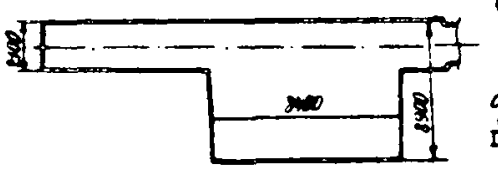












Основные размеры подземных ленточных конвейеров:

а - КД-150 (*А* и *Ч*); *б* - КД-1; *в* - КДА-250; *г* - КРУ-260; *д* - КРУ-350; *е* - 2ЛБ80; *ж* - ЛБ80; *з* - ЛТ80; *и* - 2ЛВ80; *к* - ЛП10; *л* - ЛПВ80; *м* - ГП00К; *н* - ЛУУ100; *о* - 2ЛП100; *п* - ЛБ100; *р* - 2ЛУ100; *с* - ЛУУ120; *т* - 2ЛУУ120Б; *у* - 2ЛУ120В

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 № I 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 $\mathcal{L}$ и τ 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 батареи.

Ниже в качестве примера приведен расчет массы состава и расхода энергии с помощью номограмм.

Исходные данные

I. Аккумуляторный электровоз АМ8-2 с вагонетками типа ВГ-2,5 900 емкостью 2,5 м^3. Сцепной вес электровоза 9,I тс, масса порожних вагонеток II50 кг, удельная плотность перевозимого угля I т/м^3, масса груженой вагонетки 3650 кг. Аккумуляторная батарея электровоза II2 ТЖН-350 отдает I00% 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, $t_{тр} = 3,6$ с, $\ell_т = 40$ м.

4. Время простоев $\theta = 30$ мин, $\sum \Delta t$ пуск $= 4$ мин, $\mathcal{L} = I,05$.

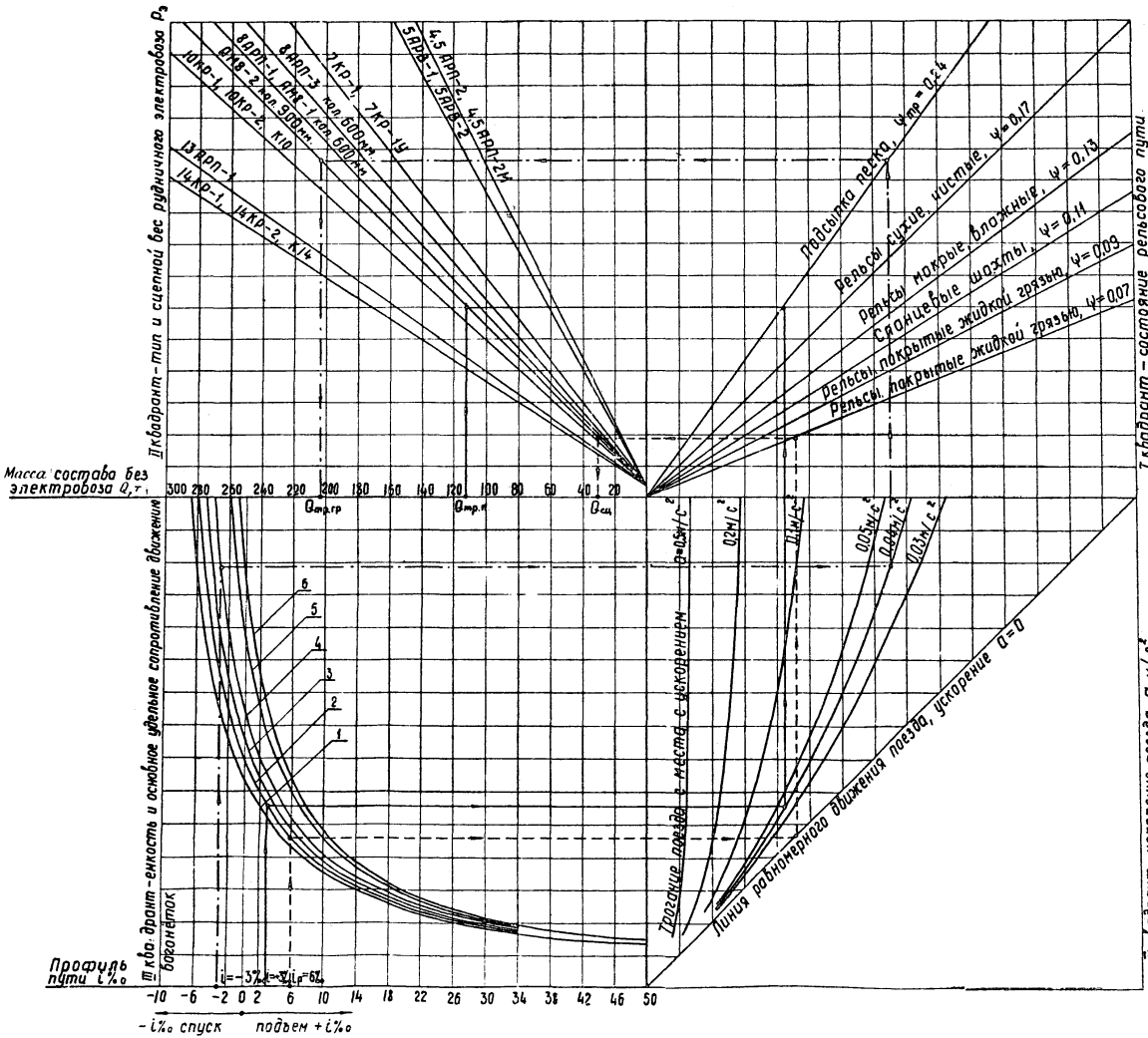
Требуется определить допустимую массу и количество вагонеток в составе, расход энергии за один рейс и число рейсов до полного разряда батареи.

Порядок вычислений

I. 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.

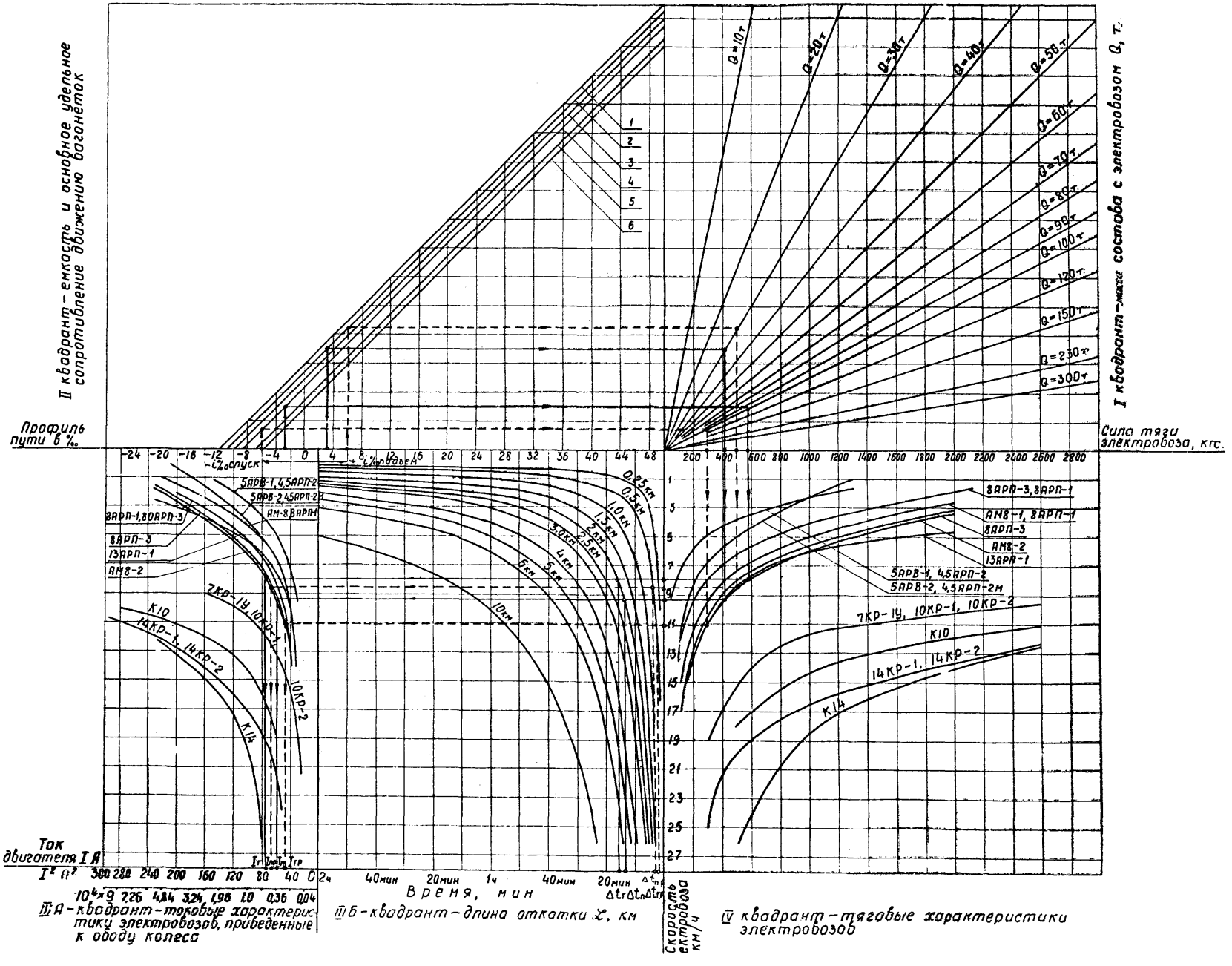
Номограмма № 1

ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ массы ПОЕЗДА ПО УСЛОВИЯМ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СЦЕПЛЕНИЯ КОЛЕС С РЕЛЬСАМИ ПРИ ТРОГАНИИ С МЕСТА РУДНИЧНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА И ДВИЖЕНИИ НА (РУКОВОДЯЩЕМ) ПОДЪЕМЕ



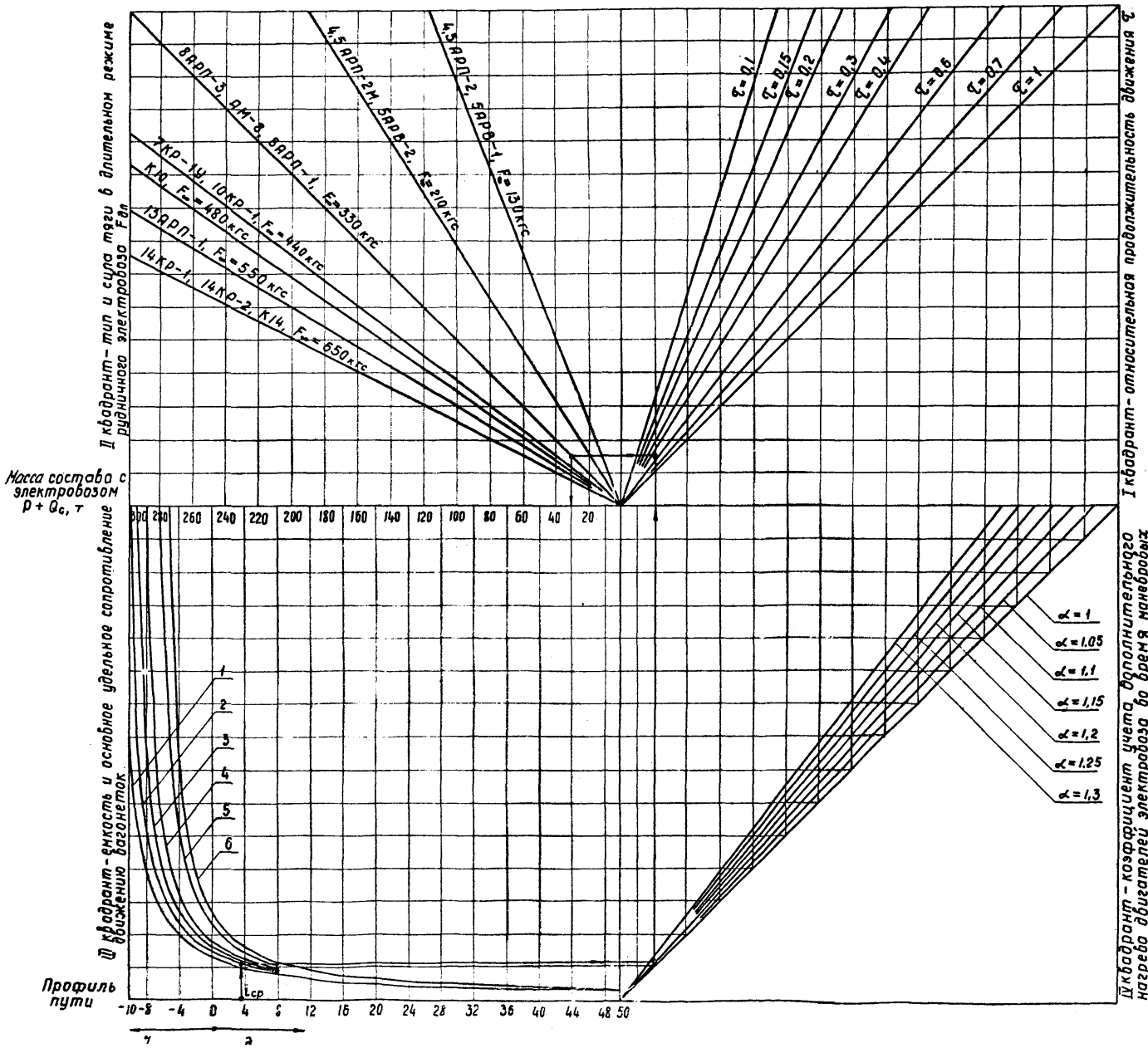
Номограмма №2

Определение массы поезда по условиям нагревания тяговых двигателей рудничного электровоза



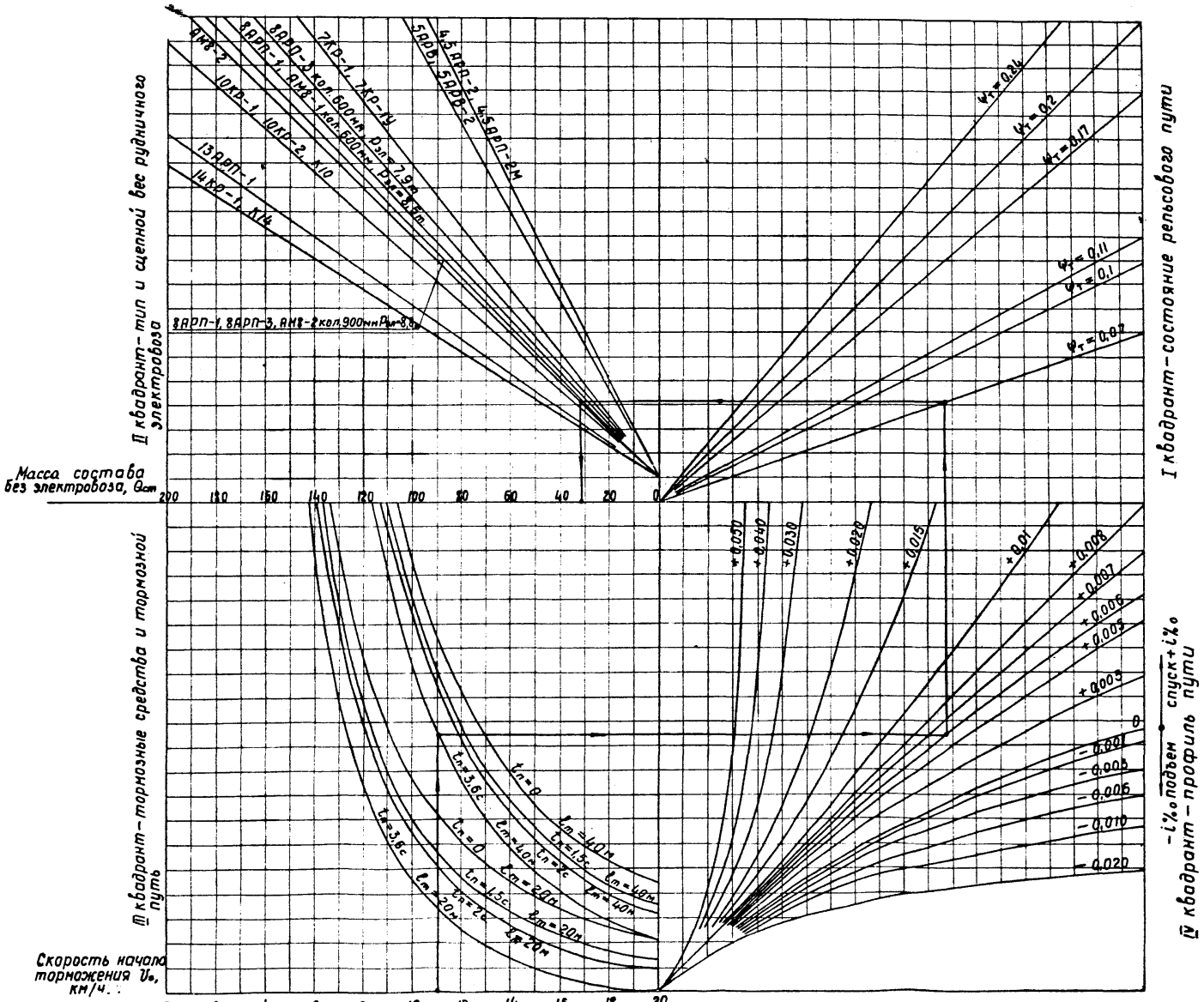
Номограмма №3

для упрощенного способа определения массы поезда по условиям нагрева тяговых двигателей рудничных электровозов



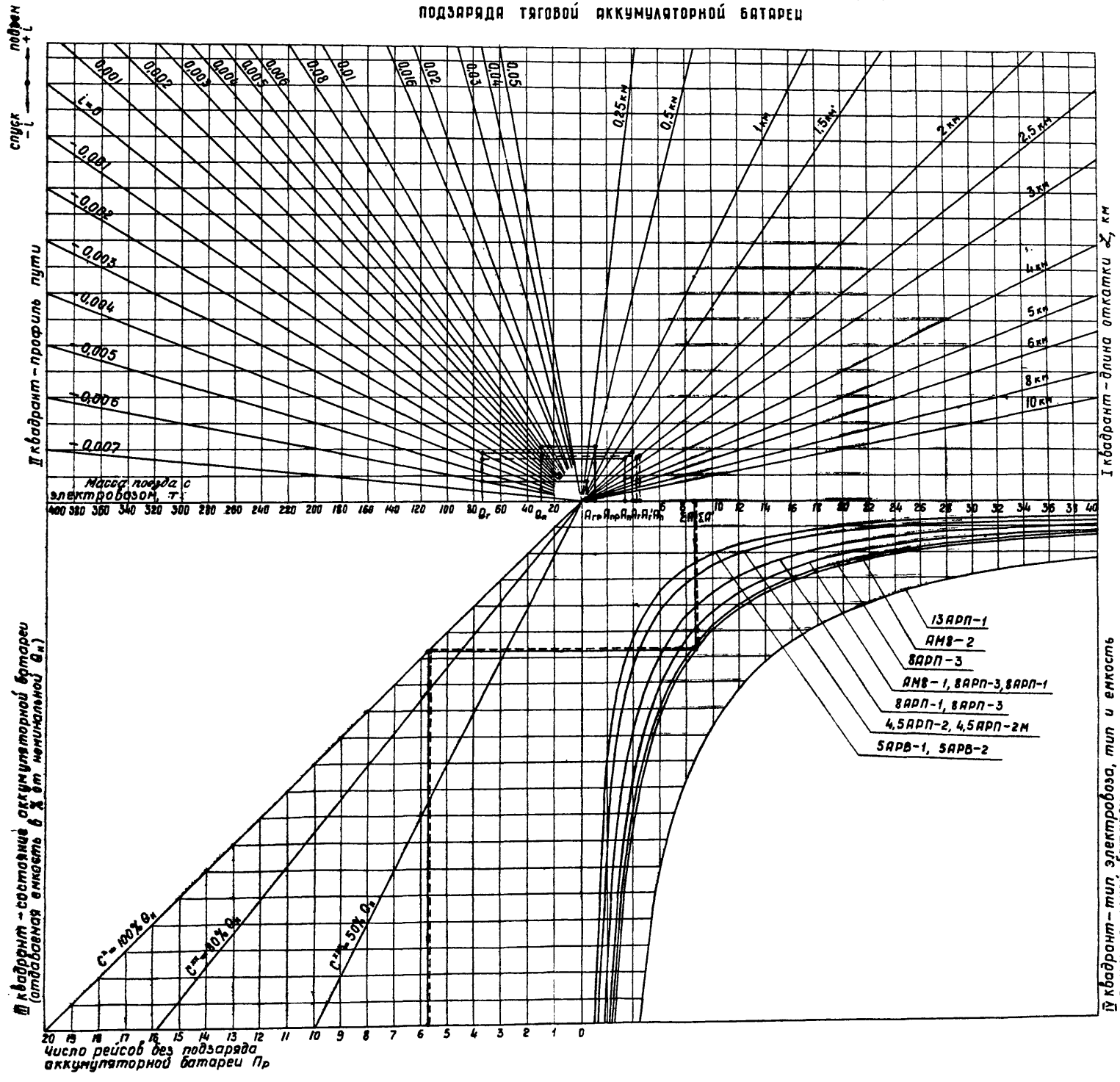
Номограмма № 4

для определения массы поезда 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 $Q_{тр.г} = 283{,}5$ т, а число вагонеток меньше $z = 55$ шт.

На номограммах № I–3 приняты следующие цифровые обозначения: I – порожняя вагонетка (секция) емкостью 0,8–I,6 м^3, основное удельное сопротивление движению $w_{о.п} = 12$ даН/т; 2 – порожняя вагонетка (секция) емкостью 2,5 м^3, $w_{о.п} = 11$ даН/т; 3 – груженая вагонетка (секция) емкостью 0,8–I,6 м^3, $w_{о.п} = 10$ даН/т; 4 – груженая вагонетка (секция) емкостью 2,5 м^3, порожняя вагонетка (секция) емкостью 3,3 м^3, $w_{о.п} = w_{о.г} = 9$ даН/т; 5 – порожняя вагонетка (секция) емкостью 5,6 м^3, груженая вагонетка (секция) емкостью 3,3 м^3, $w_{о.п} = w_{о.г} = 7$ даН/т; 6 – груженая вагонетка (секция) емкостью 5,6 м^3, $w_{о.г} = 6$ даН/т.

2. Определяется допустимая масса состава по условиям равномерного движения электровоза на преобладающем уклоне $i_п = 6{,}0‰$. На номограмме № I определение массы $Q_{сц}$ показано пунктирными линиями. $Q_{сц} = 30$ 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 ±3‰, по которому движутся порожние и груженые составы, и, переходя из квадранта в квадрант по часовой стрелке, определим соответствующие величины времени $\Delta t_г$ и $\Delta t_п$ и токов $I_г$ и $I_п$, с которыми электровоз движется по участку откатки длиной $\ell = 2$ км (порядок определения в этом случае показан сплошными линиями). Затем определим эти же величины при движении на преобладающем уклоне ±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 м и груженого состава с электровозом I05 т) получим, что $I_{эк} > I_{дл}$. В связи с этим необходимо повторить расчет, уменьшив предварительно число вагонеток в составе с 26 до I8 шт. Масса порожних вагонеток будет 2I т, груженых – 65,5 т. Масса порожнего состава с электровозом 30 т, груженого состава с электровозом 74,6 т. По номограмме № 2 получим:

$$I_г = 60 \text{ А}; \quad I_п = 58 \text{ А}; \quad I_{гр} = 40 \text{ А}; \quad I_{пр} = 64 \text{ А};$$
$$\Delta t_г = 14 \text{ мин}; \quad \Delta t_п = 13 \text{ мин}; \quad \Delta t_{гр} = 1{,}8 \text{ мин}; \quad \Delta t_{пр} = 3 \text{ мин};$$
$$T_р = \Delta t_г + \Delta t_п + \Delta t_{гр} + \Delta t_{пр} + \theta + 2\Delta t_{пуск} = 66 \text{ мин};$$

$$\tau = \frac{T_{дв}}{T_{дв} + \theta} = 0{,}55;$$

$$I_{эф} = \alpha\sqrt{\frac{\Sigma I^2 \Delta t}{T_р}} = \sqrt{\frac{I_г^2 \Delta t_г + I_{гр}^2 \Delta t_{гр} + I_п^2 \Delta t_п + I_{пр}^2 \Delta t_{пр}}{T_р}} = 43 \text{ А}.$$

Длительный ток двигателя ЭДР-I0П равен 50 А. Отсюда следует, что количество вагонеток, по условиям нагревания равное $z = 18$ шт., несколько занижено, поэтому надо увеличить число вагонеток в составе и снова повторить расчет.

Повторяя аналогичные расчеты, получим, что $I_{эк} \approx I_{дл}$ 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:

$$i_c = \frac{i\ell + i_п \ell_п}{\ell + \ell_п} = 3{,}66‰.$$

Далее следует отложить по горизонтальной оси III квадранта ось уклон профиля пути i_c, проведя против часовой стрелки линии из III квадранта во II квадрант и т.д., получим при $\alpha = 1{,}05$ и $\tau = 0{,}55$ массу порожнего состава с вагонетками 30 т, число вагонеток I8 шт. Однако из номограммы № 2, дающей более точные результаты, известно, что I8 – 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 ($\mathcal{Z}$ = 22 шт.) по условиям торможения состава с груженными вагонетками на расчетном преобладающем уклоне $i_р$ = 6‰. Из номограммы № 2 известно, что установившаяся скорость движения в этом случае равна II,0 км/ч.

Приняв установившуюся скорость движения на преобладающем спуске, равной скорости начала торможения II 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,I 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,I 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 I,8 мин. Отсюда уточненное время рейса составит примерно 69 мин, а величины τ и $I_{эф}$ 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 батареи.

Расход энергии за рейс будет раскладываться 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:

$$\sum A = A_г + A_п + A_{гр} + A_{пр} .$$

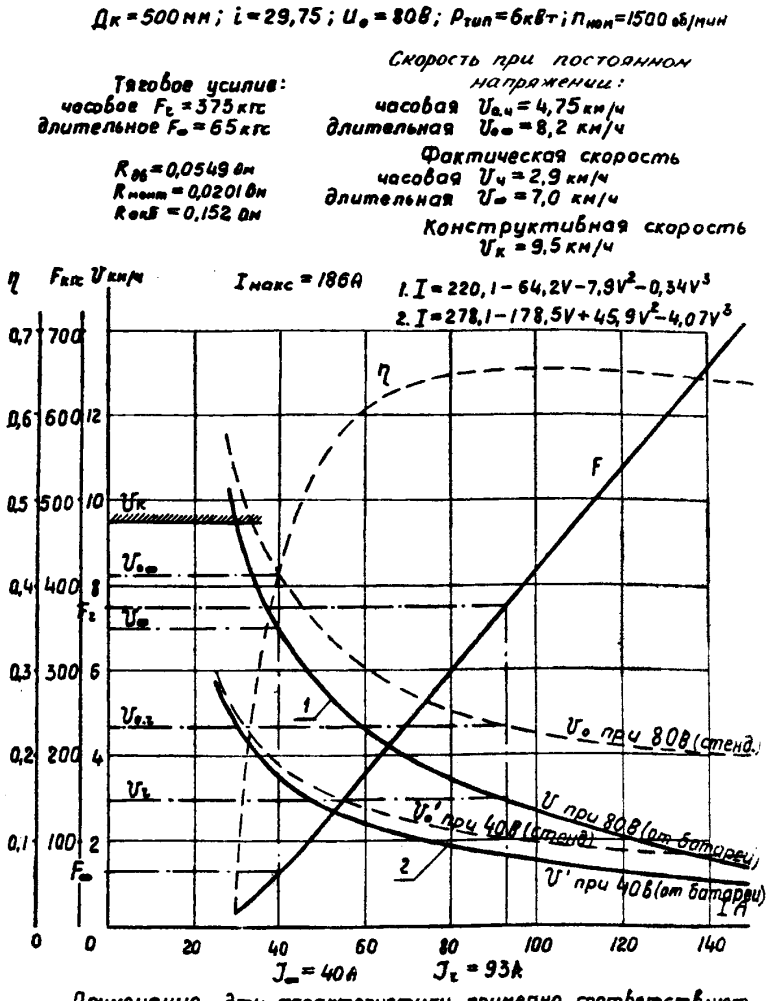
По номограмме № 4 найдем, что: $A_г$ = 4,4 кВт.ч, $A_{гр}$ = 0,5 кВт.ч, $A_{пр}$ = I,25 кВт.ч, $A_п$ = = 3,9 кВт.ч.

Отсюда $\sum A$ = I0,25 кВт.ч.

Далее, отложив по горизонтали I квадранта расход электроэнергии за один рейс и проведя необходимые построения, найдем, что при отдаче по емкости I00% электровоз может совершить до полной разрядки батареи 4 рейса.

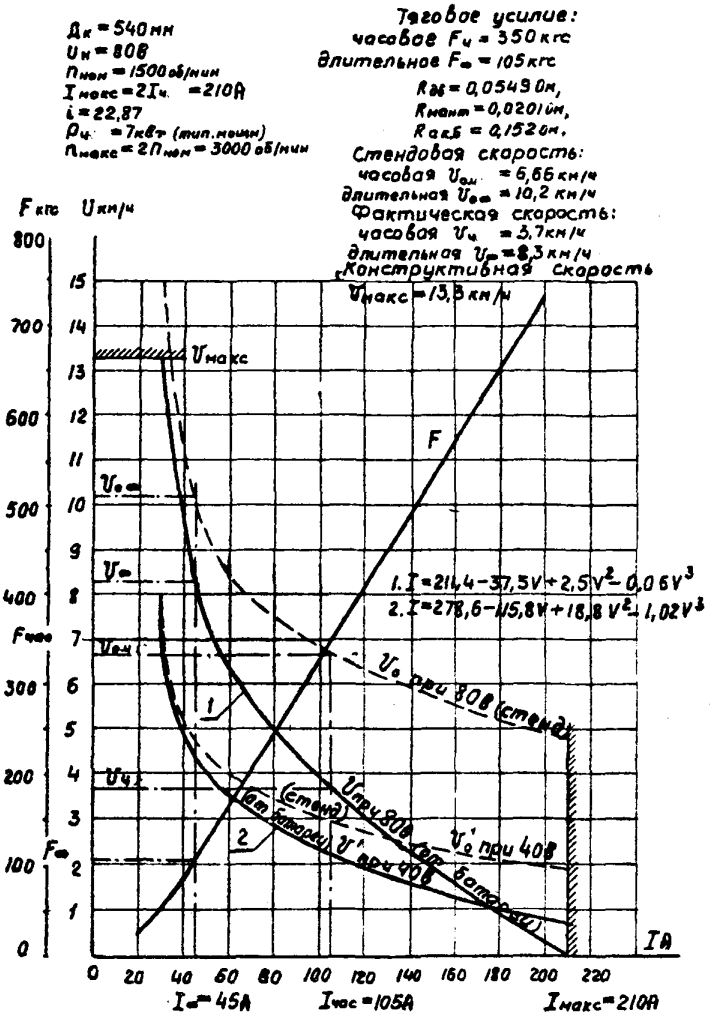
9. Окончательно принимается число вагонеток ВГ-2,5-900 в составе равным 22 шт. В этом случае вести состав на всех участках откатки можно на 7-ходовой позиции контроллера и двигаться с установившейся скоростью 5,6 км/ч. Расход электроэнергии на откатку за один рейс равен I0,25 кВт.ч, удельный расход электроэнергии составляет примерно 33 Втч/ткм. Электровоз может совершить 4 рейса без перезарядки или замены батареи.

ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТЯГОВЫХ ДВИГАТЕЛЕЙ РУДНИЧНЫХ ЭЛЕКТРОВОЗОВ



Примечание. Эти характеристики примерно соответствуют характеристикам электровоза 4,5 АРП-2 с батареей 66ТЖН-300.

Рис. I. Характеристики электродвигателя ЭДР-6, приведенные к ободу колеса электровоза БАРВ-I (4,5 АРП-2) с аккумуляторной батареей 66ТЖН-250П



Примечание. Эти характеристики примерно соответствуют характеристикам ЭДР-7П на электровозе 4,5 АРП-2М с батареей 6БТЖН-300

Рис. 2. Характеристики электродвигателя ЭДР-7П, приведенные к ободу колеса электровоза 5АРБ-2 с аккумуляторной батареей 6БТЖН-250П

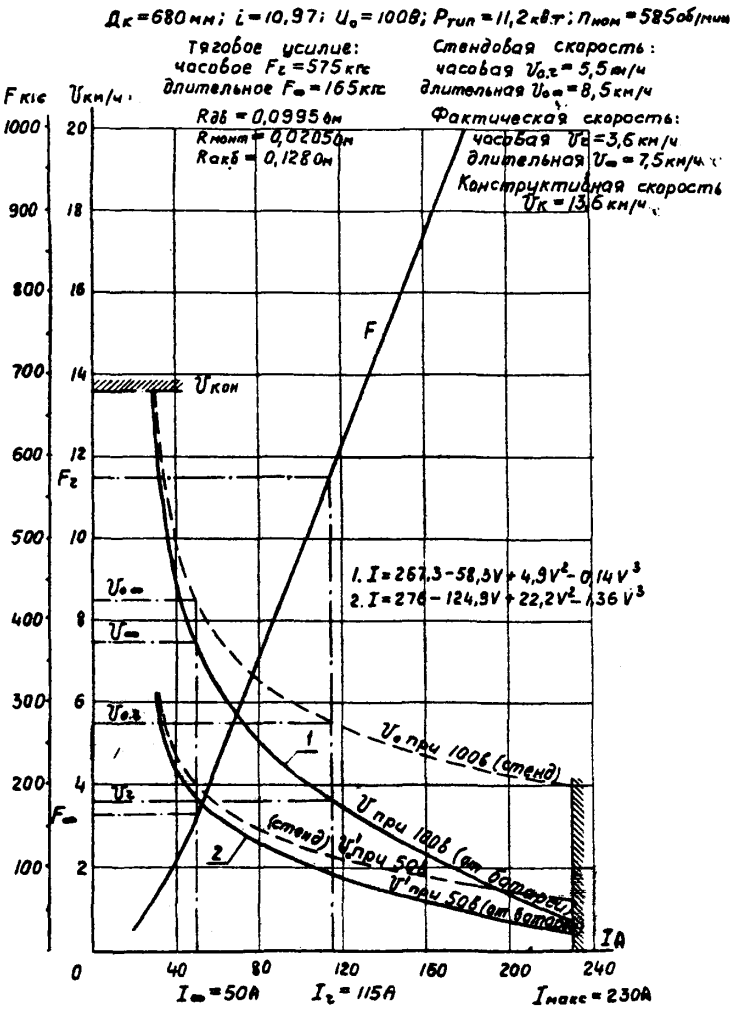


Рис. 3. Характеристики электродвигателя ЭДР-10Б, приведенные к ободу колеса электровоза 8АРП-I с аккумуляторной батареей 80ТЖН-350

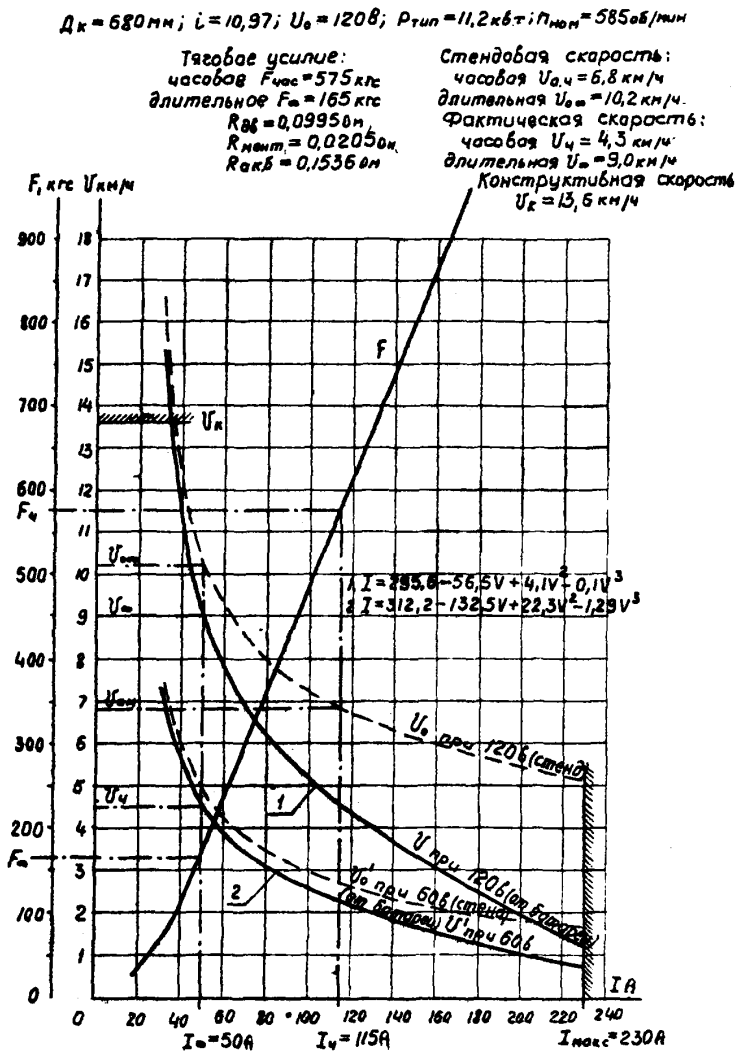


Рис. 4. Характеристики электродвигателя ЗДР-10Б, приведенные к ободу колеса электровоза 8АРП-I (АМЭ-I) с аккумуляторной батареей 96ТЖН-350

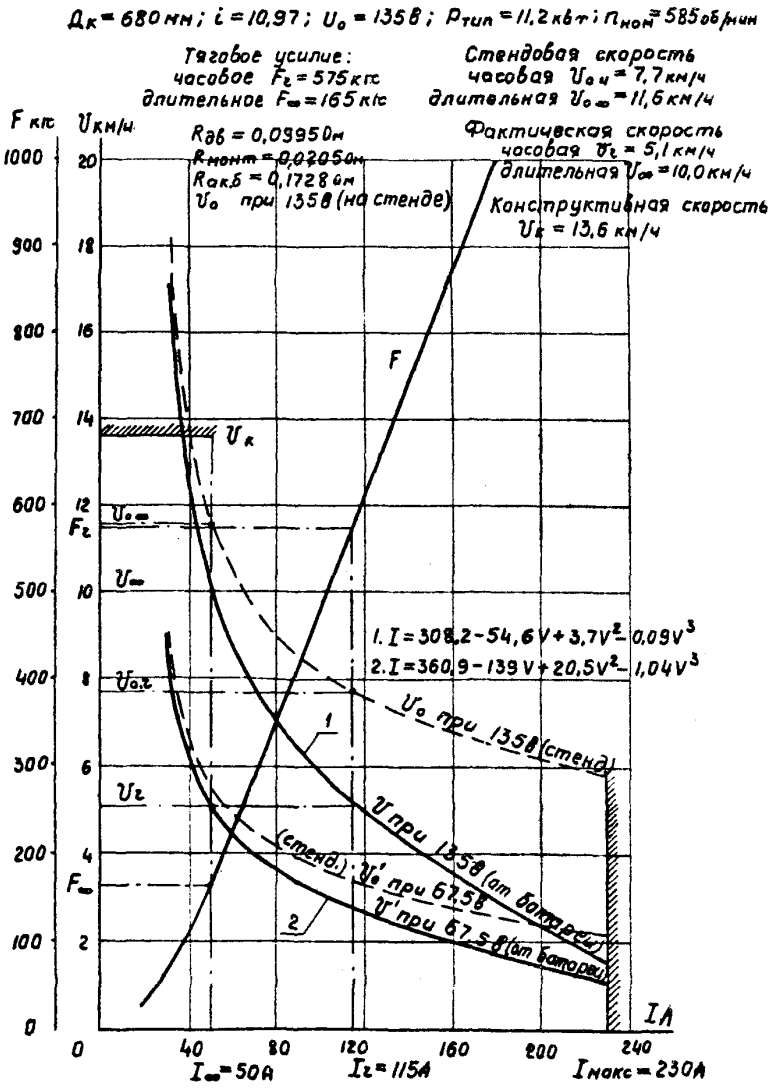


Рис. 5. Характеристики электродвигателя ЭДР-10Б, приведенные к ободу колеса электровоза 8АРП-3 с аккумуляторной батареей 108ТКН-350

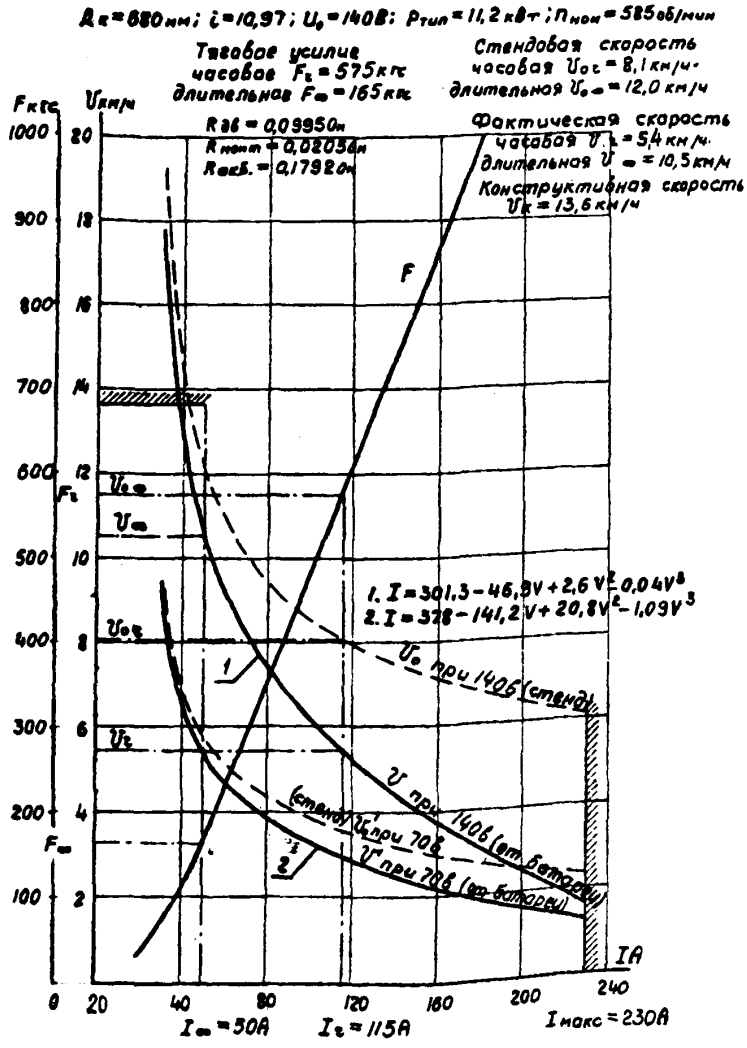


Рис. 6. Характеристики электродвигателя ЭДР-10П, приведенные к ободу колеса электровоза АМ-8 на колеи 900 мм с аккумуляторной батареей 112ТКН-350

$Д_к = 680$ мм; $i = 10,97$; $U_0 = 160$ В; $I_ч = 117$ А; $I_∞ = 55$ А;
$P_{тип} = 15$ кВт; $n_{ном} = 515$ об/мин; $n_{макс} = 2n_ч = 1030$ об/мин; $I_{макс} = 2I_ч = 234$ А

Тяговое усилие:
часовое $F_ч = 850$ кгс
длительное $F_∞ = 280$ кгс
$R_{аб} = 0,1122$ Ом
$R_{монт} = 0,0208$ Ом
$R_{акб} = 0,126$ Ом

Стендовая скорость:
часовая $U_{0ч} = 6,0$ км/ч
длительная $U_{0∞} = 8,6$ км/ч
Фактическая скорость:
часовая $U_ч = 4,8$ км/ч
длительная $U_∞ = 7,9$ км/ч
Конструктивная скорость
$U_к = 12$ км/ч

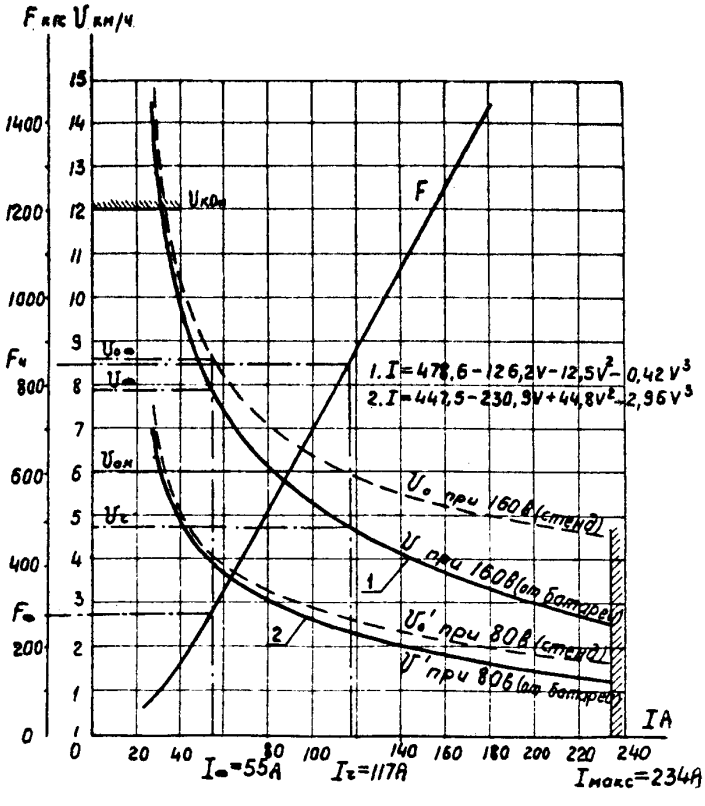


Рис. 7. Характеристики электродвигателя ЭДР-15, приведенные к ободу колеса электровоза 13АРП-1 с аккумуляторной батареей 126ТЖН-550

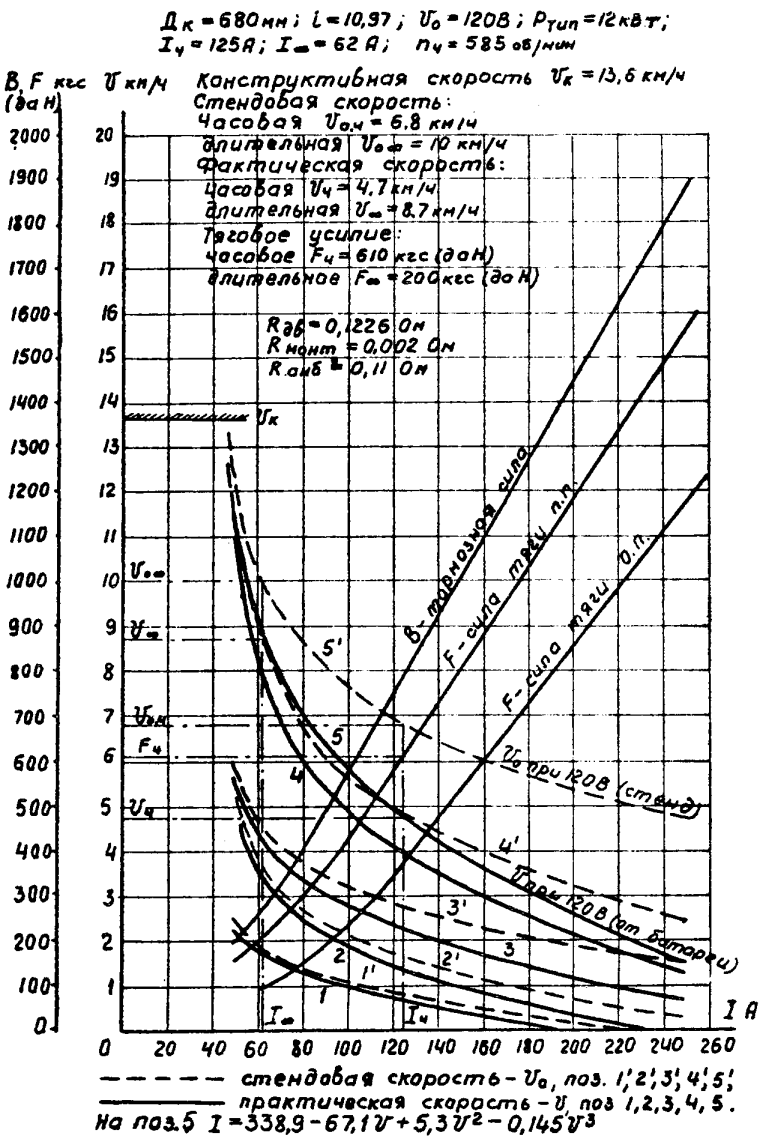


Рис. 8. Характеристики электродвигателя ДПТР-12, приведенные к ободу колеса электровоза АМ-8Д на колеи 600 мм с аккумуляторной батареей 96ТЖН-350

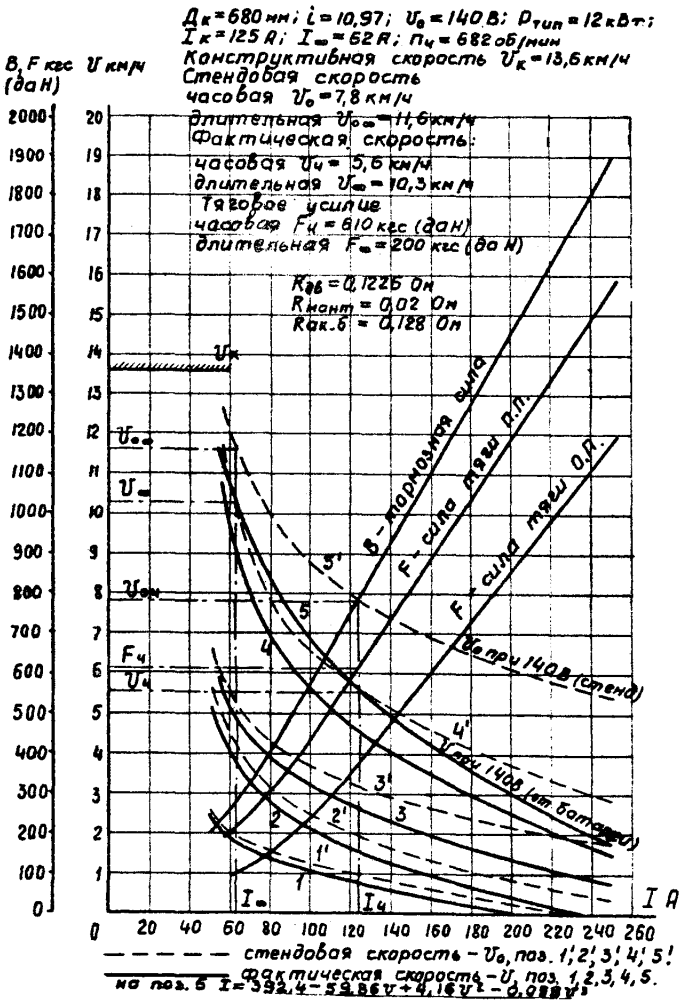


Рис. 9. Характеристики электродвигателя ДПТР-12, приведенные к ободу колеса электровоза АМ-8Д на колес 900 мм с аккумуляторной батареей 12ТЖН-350

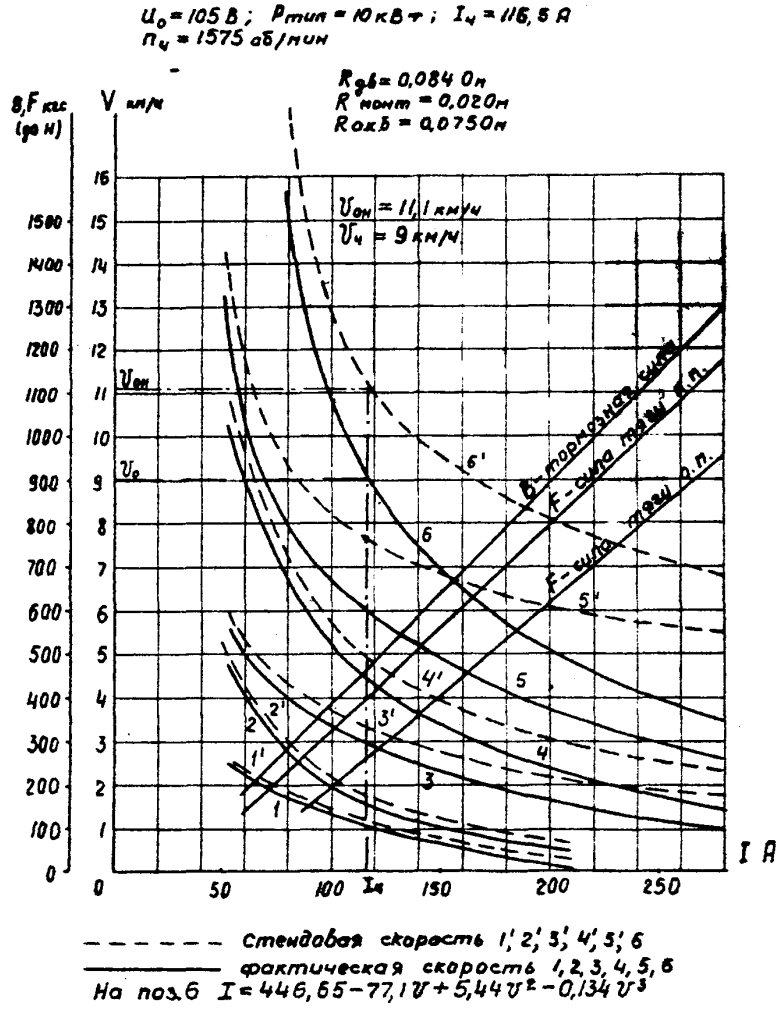


Рис. 10. Характеристики электродвигателя ДРТ-10, приведенные к ободу колеса электровоза АРП7-600 (АРВ7-600) с аккумуляторной батареей 90ТНЖШ-550

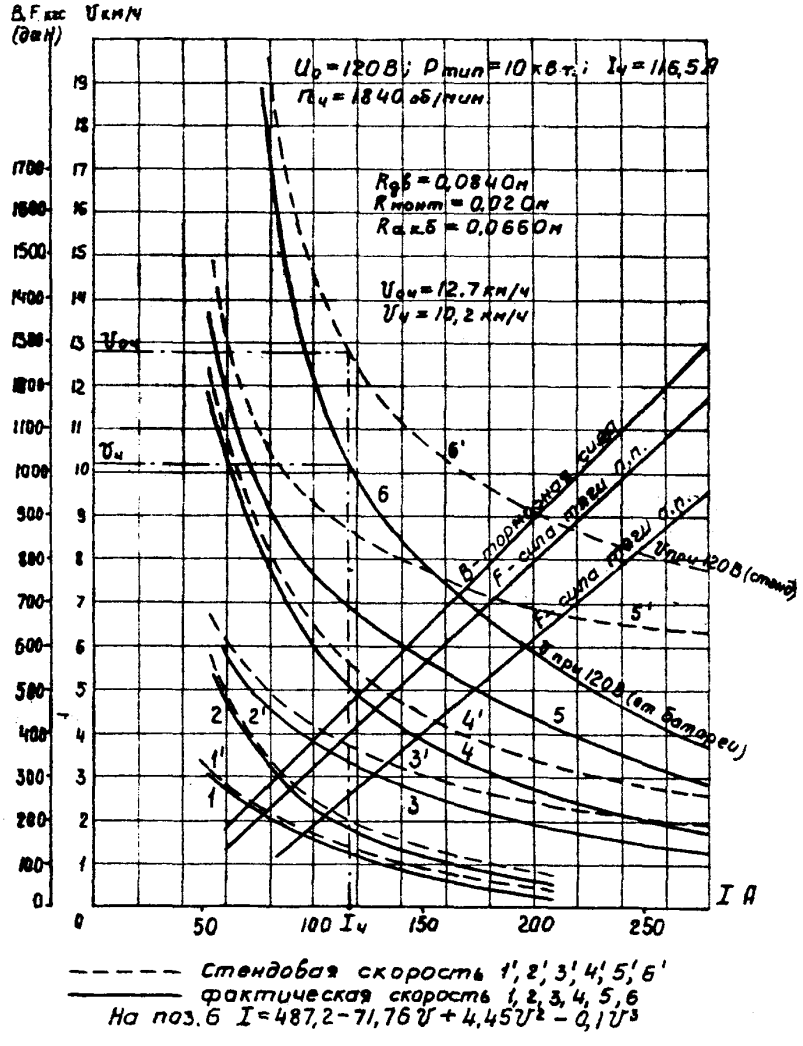


Рис. II. Характеристики электродвигателя ДРТ-10, приведенные к ободу колеса электровоза АРП7-900 (АРЬ7-900) с аккумуляторной батареей 10ТНКШ-550

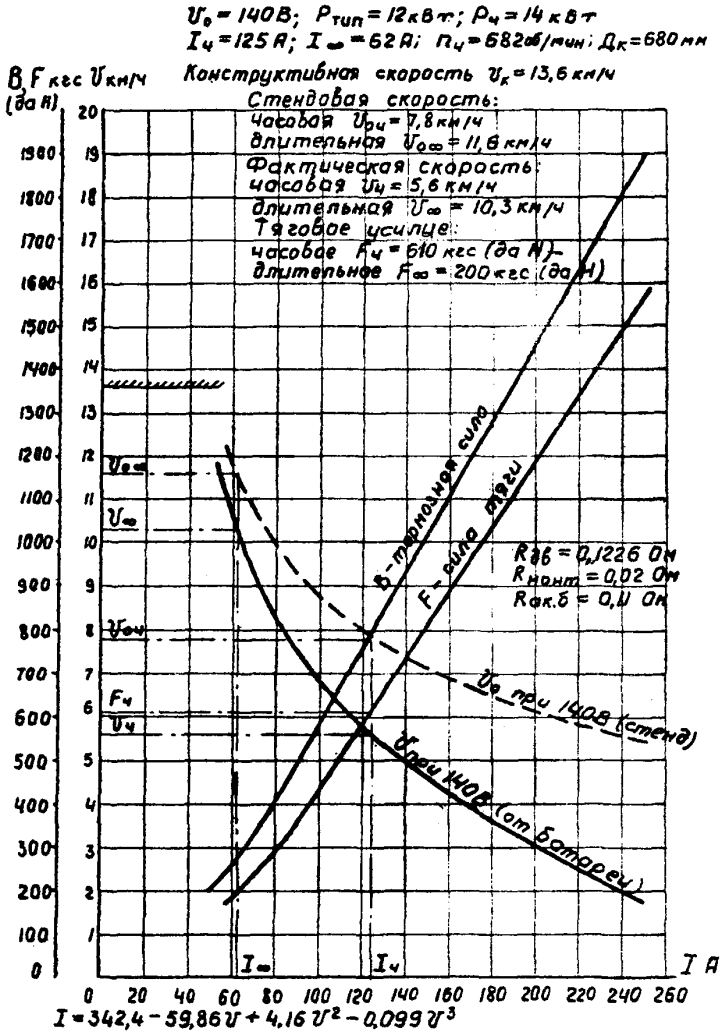


Рис. I2. Характеристики электродвигателя ДПТР-I2, приведенные к ободу колеса электровоза АРШ0 на колее 600 мм с аккумуляторной батареей I2ТНШ-550 и тиристорной системой управления

$U_0 = 185$ В ; $P_{тим} = 23{,}5$ кВт ; $I_ч = 144$ А ;
$n_ч = 900$ об/мин

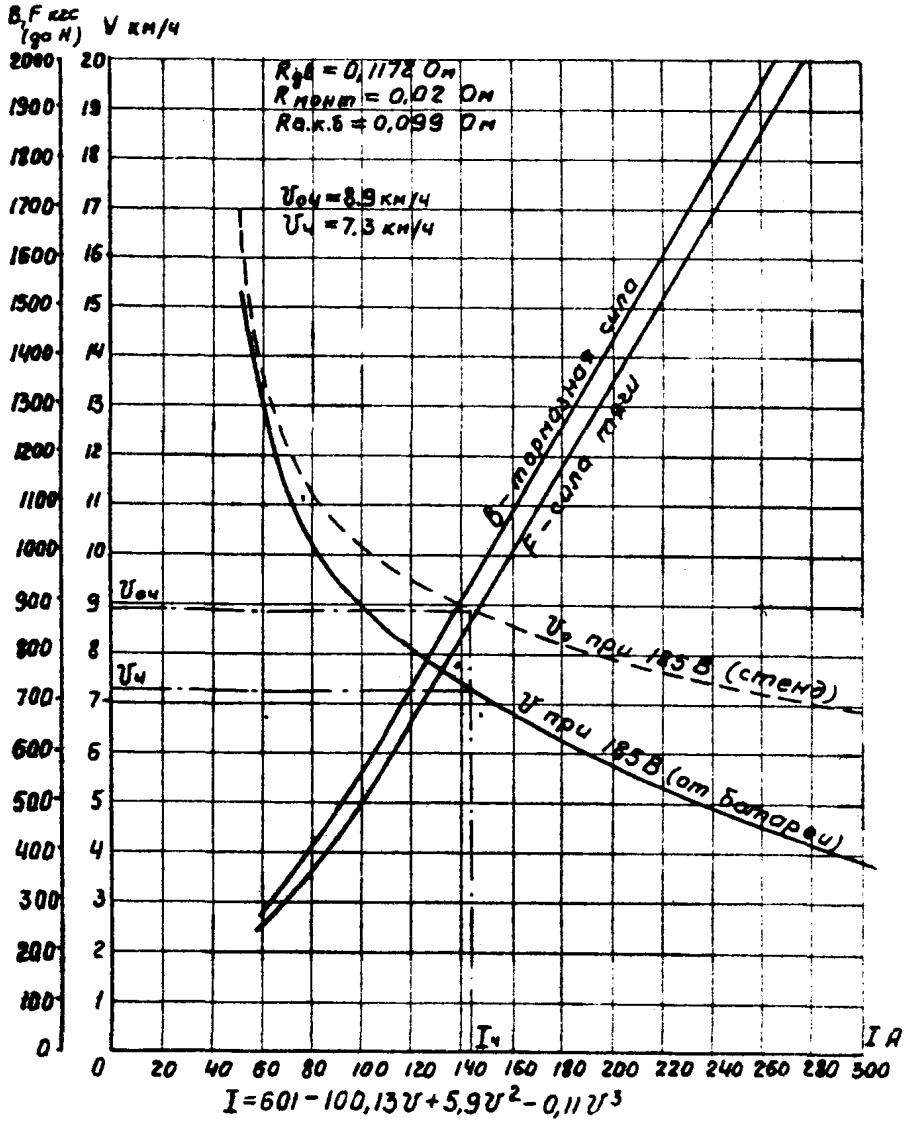


Рис. I3. Характеристики электродвигателя ЭТ-23,5, приведенные к ободу колеса электровоза АРШ4 с аккумуляторной батареей I6ITHЖК-650

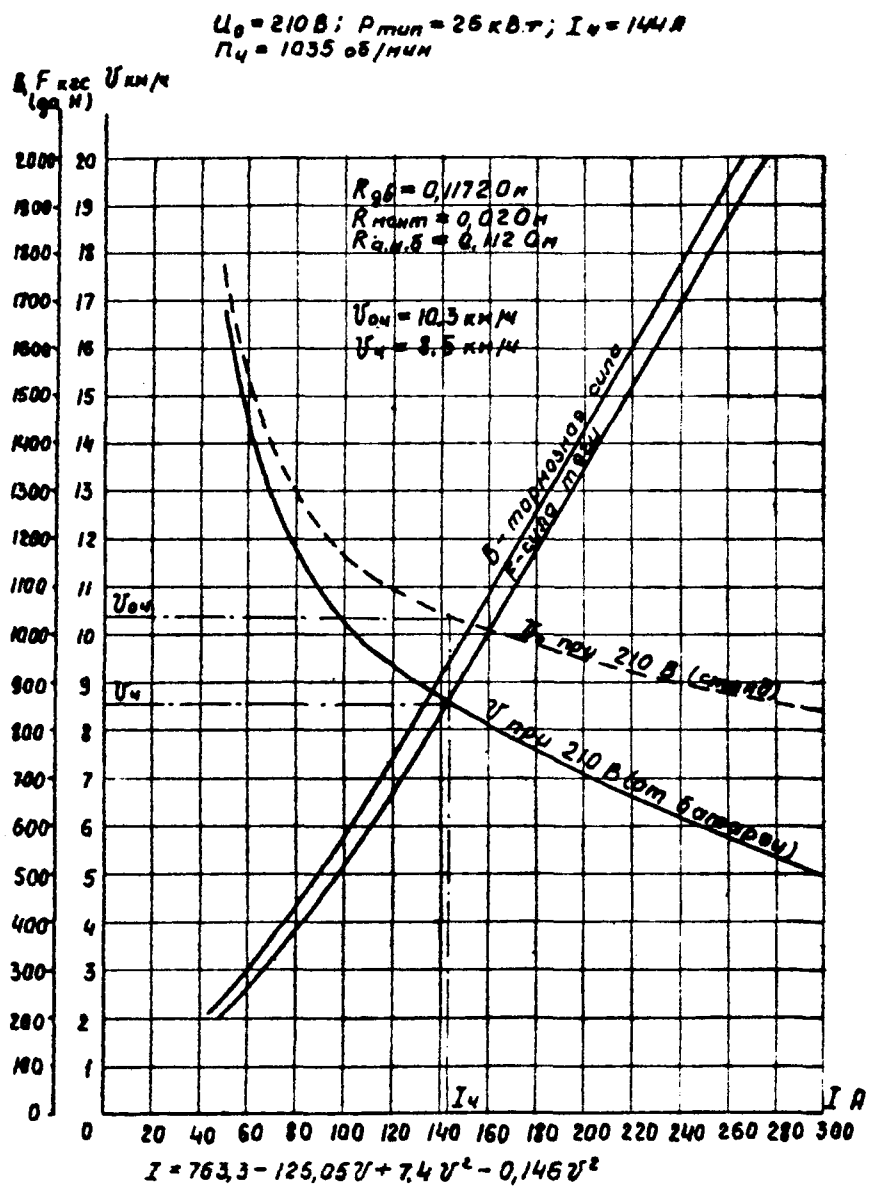


Рис. I4. Характеристики электродвигателя ЭТ-26, приведенные к ободу колеса электровоза АРП28 с аккумуляторной батареей 182ТНЖК-650

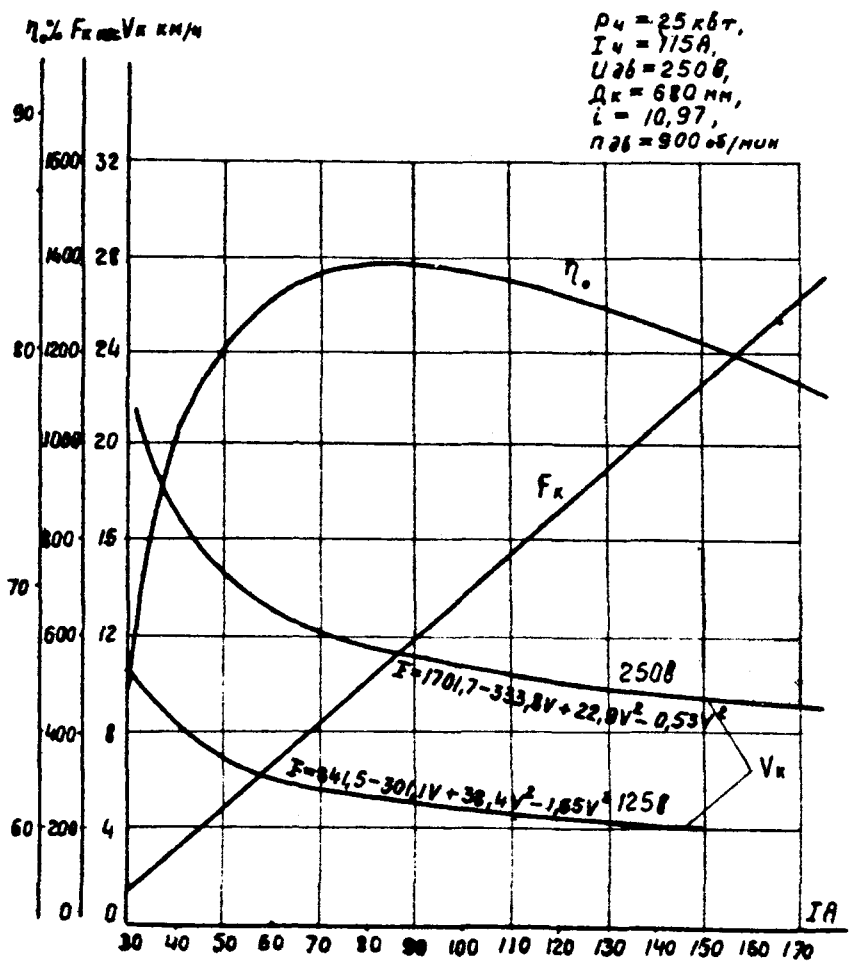


Рис. 15. Характеристики электродвигателя ЭДР-25Б, приведенные к ободу колеса электровозов 7КР-IУ, I0КР-I и I0КР-2

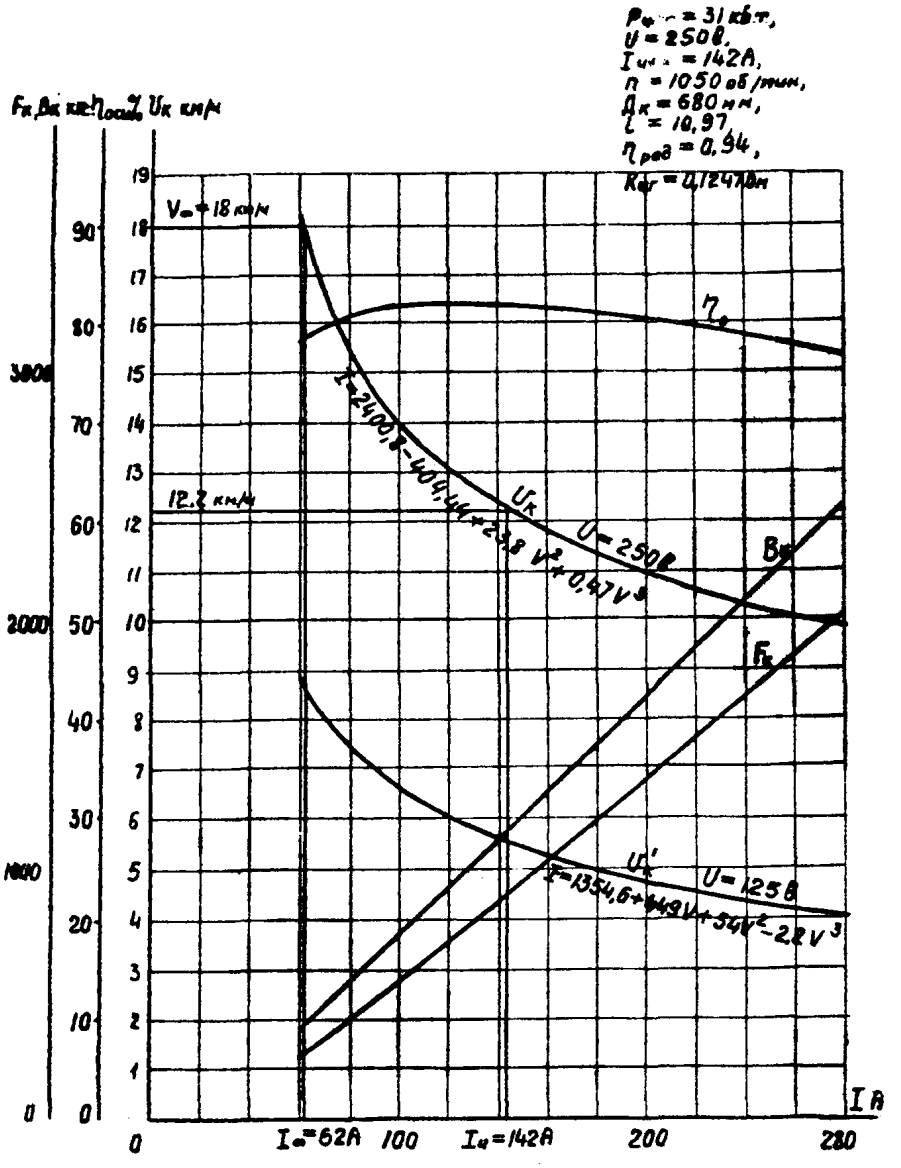


Рис. I6. Характеристики электродвигателя ЭТ-3I, приведенные к ободу колеса электровоза КI0

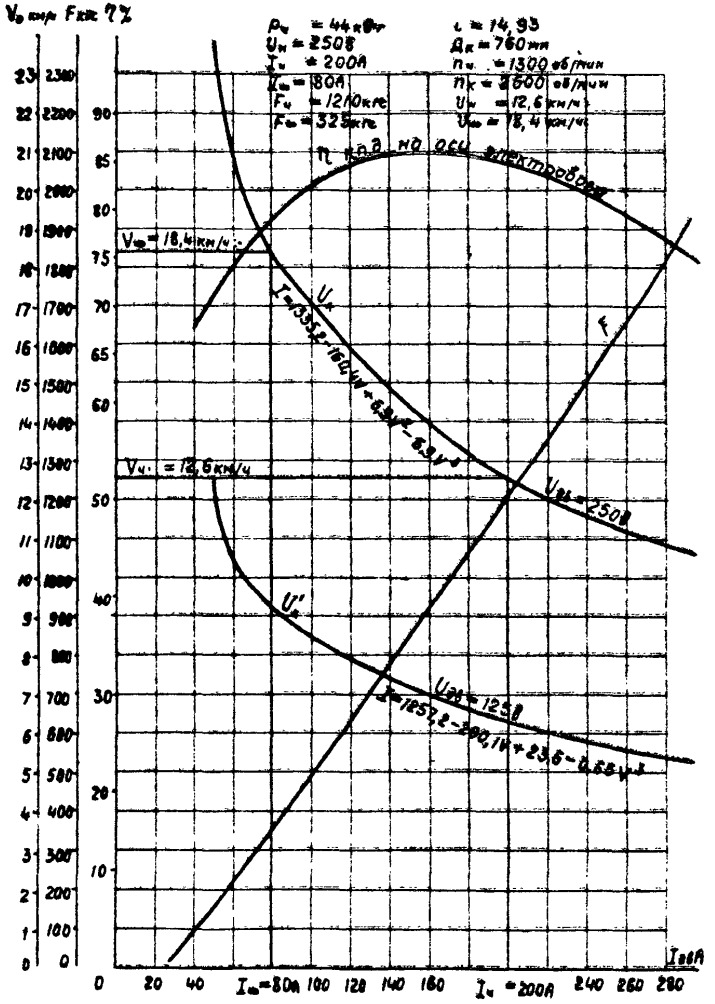


Рис. I7. Характеристики тягового двигателя ДК-809А, приведенные к ободу колеса электровозов I4ЕР-I и I4ЕР-2

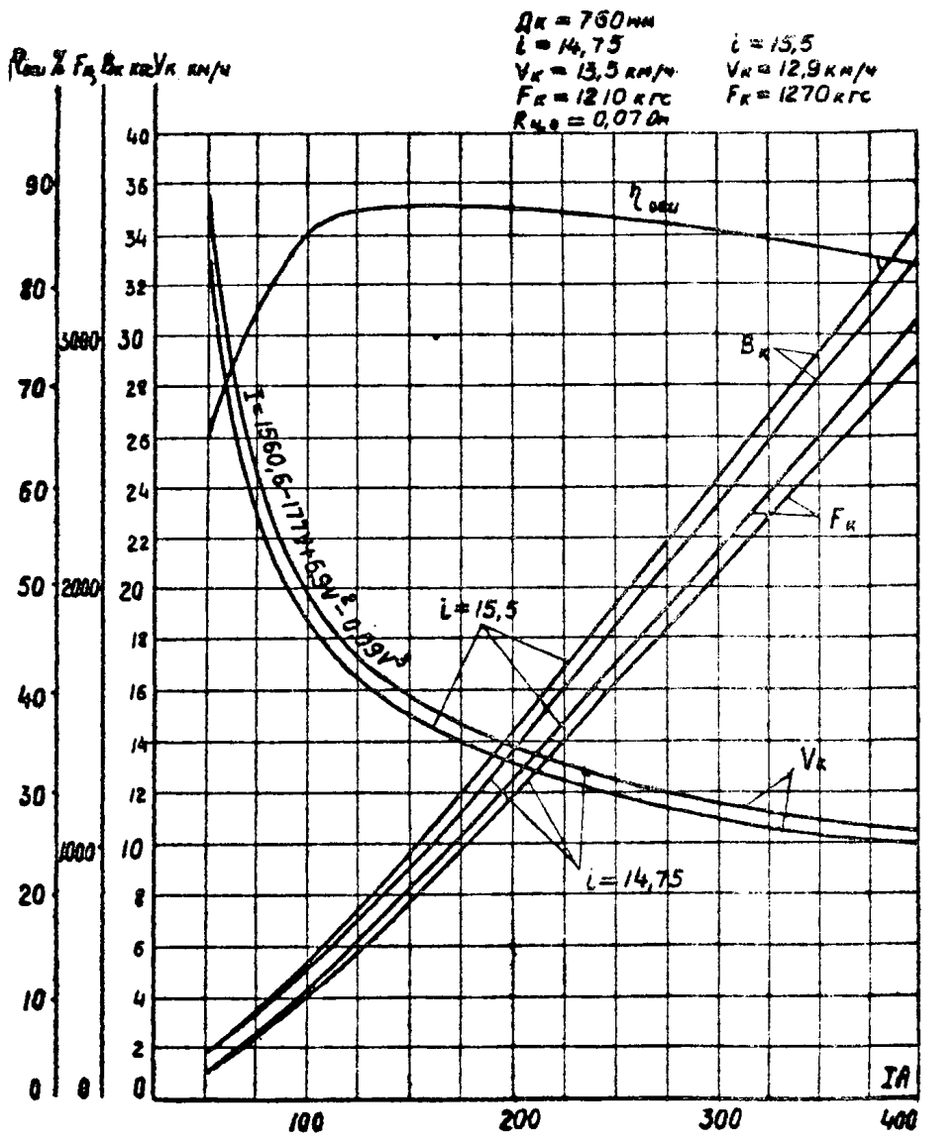


Рис. 18. Характеристики электродвигателей ЭТ-46 и ЭТ-47, приведенные к ободу колеса электровозов К14-2 и 14КР-2А

ТЯГОВЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ РУДНИЧНЫХ ЭЛЕКТРОВОЗОВ

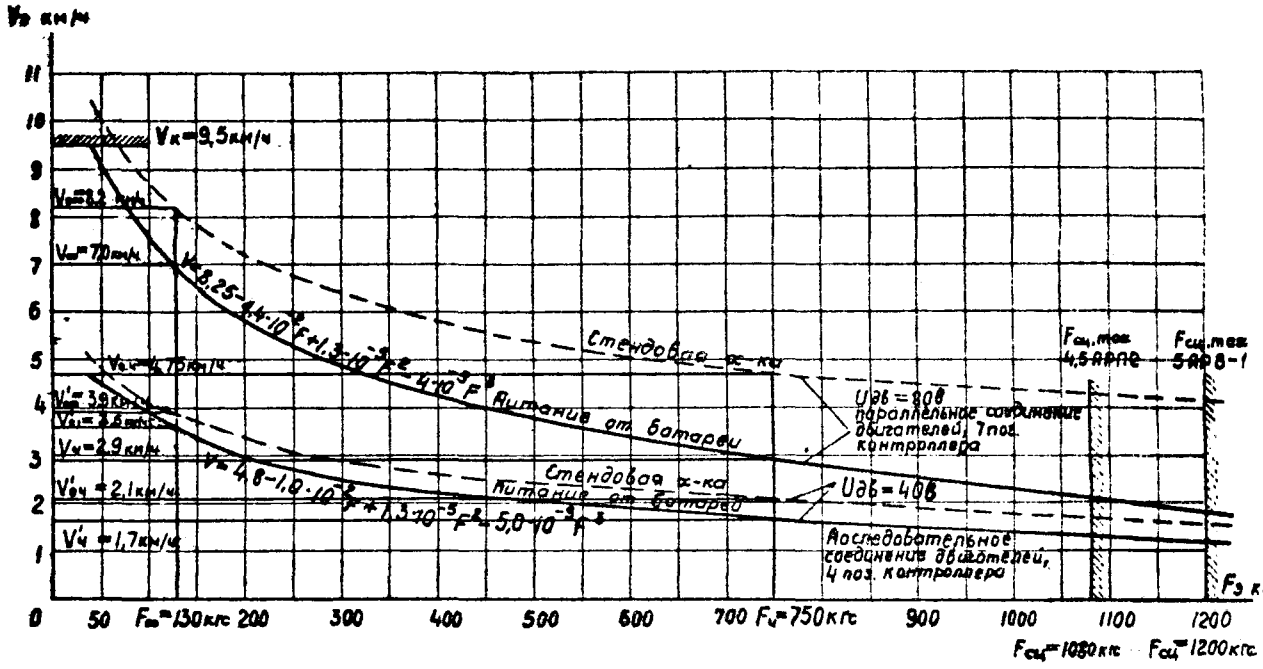


Рис. I. Тяговые характеристики рудничных аккумуляторных электровозов 5АРВ-I и 4,5АРП-2 с аккумуляторными батареями 66ТЖН-250П и 66ТЖН-300 и электродвигателем ЭДР-6

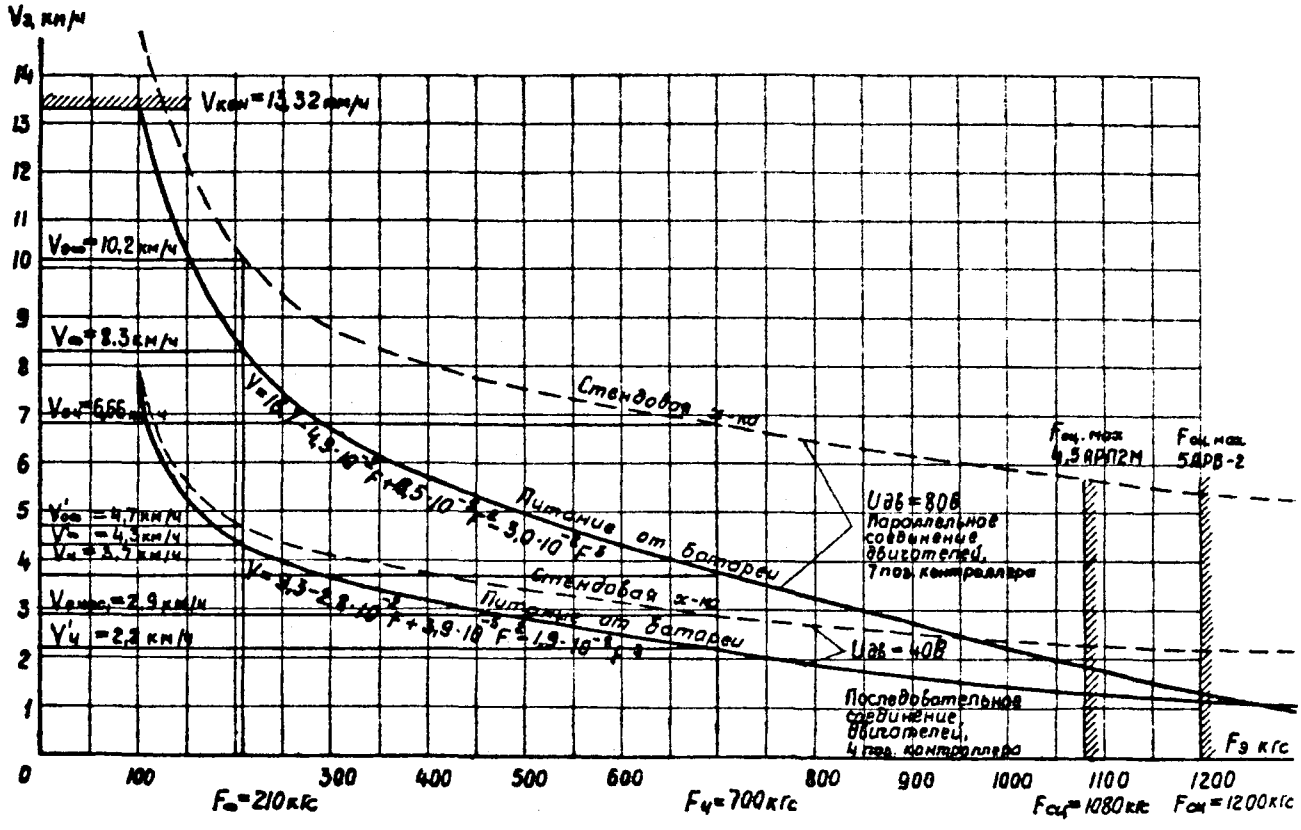


Рис. 2. Тяговые характеристики рудничных аккумуляторных электровозов 5АРВ-2 и 4,5АРП-2М с аккумуляторными батареями 66ТЖН-250П и 66ТЖН-300 и электродвигателем ЭДР-7П

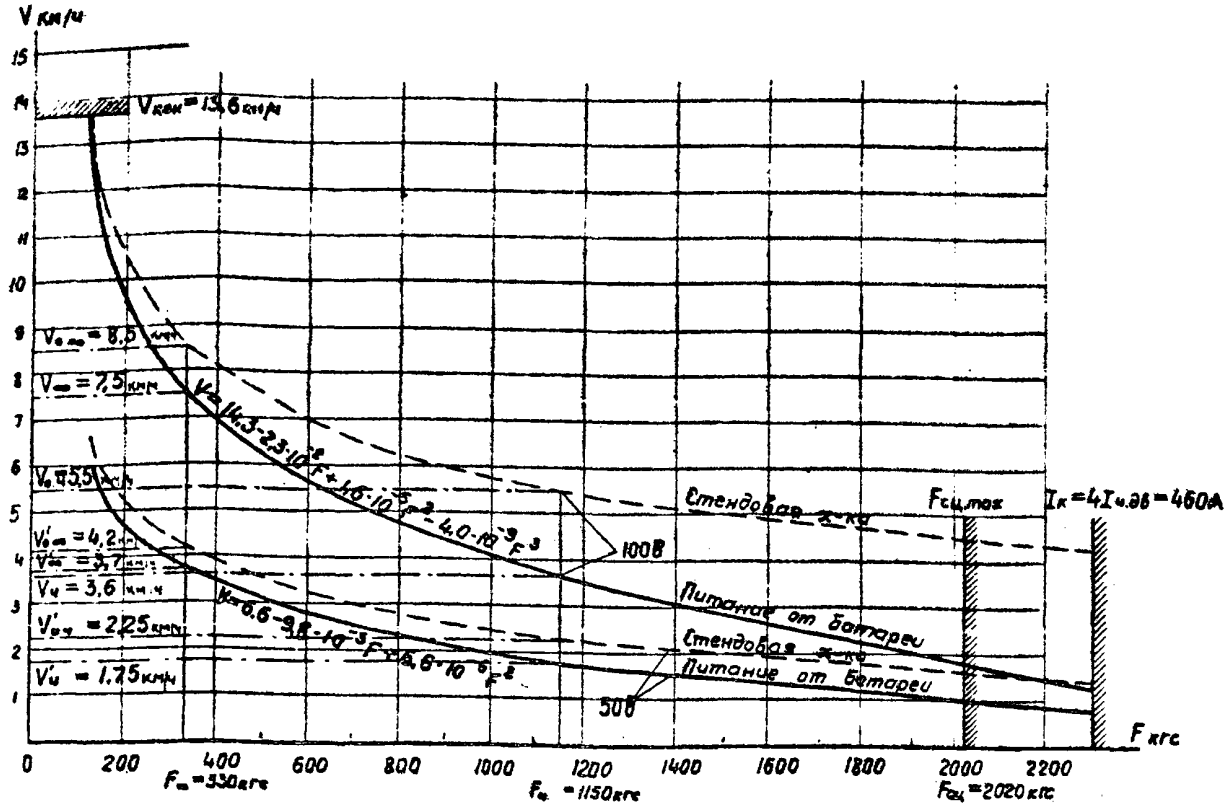


Рис. 3. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза 8АРП-I с аккумуляторной батареей 80ТКН-350 и электродвигателем ЭДР-10Б

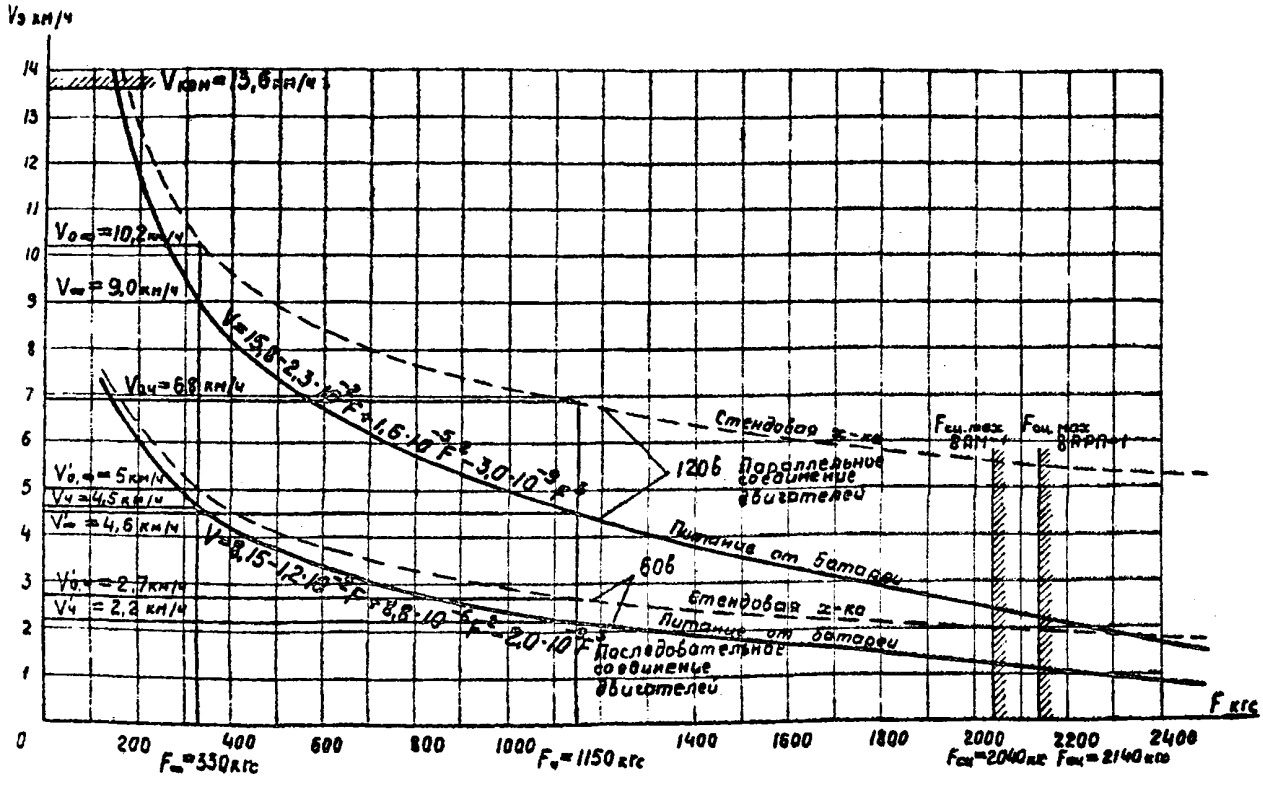


Рис. 4. Тяговые характеристики рудничных аккумуляторных электровозов 8АРП-I и АМ8-I с аккумуляторной батареей 96ТКН-350 и электродвигателем ЭДР-10П

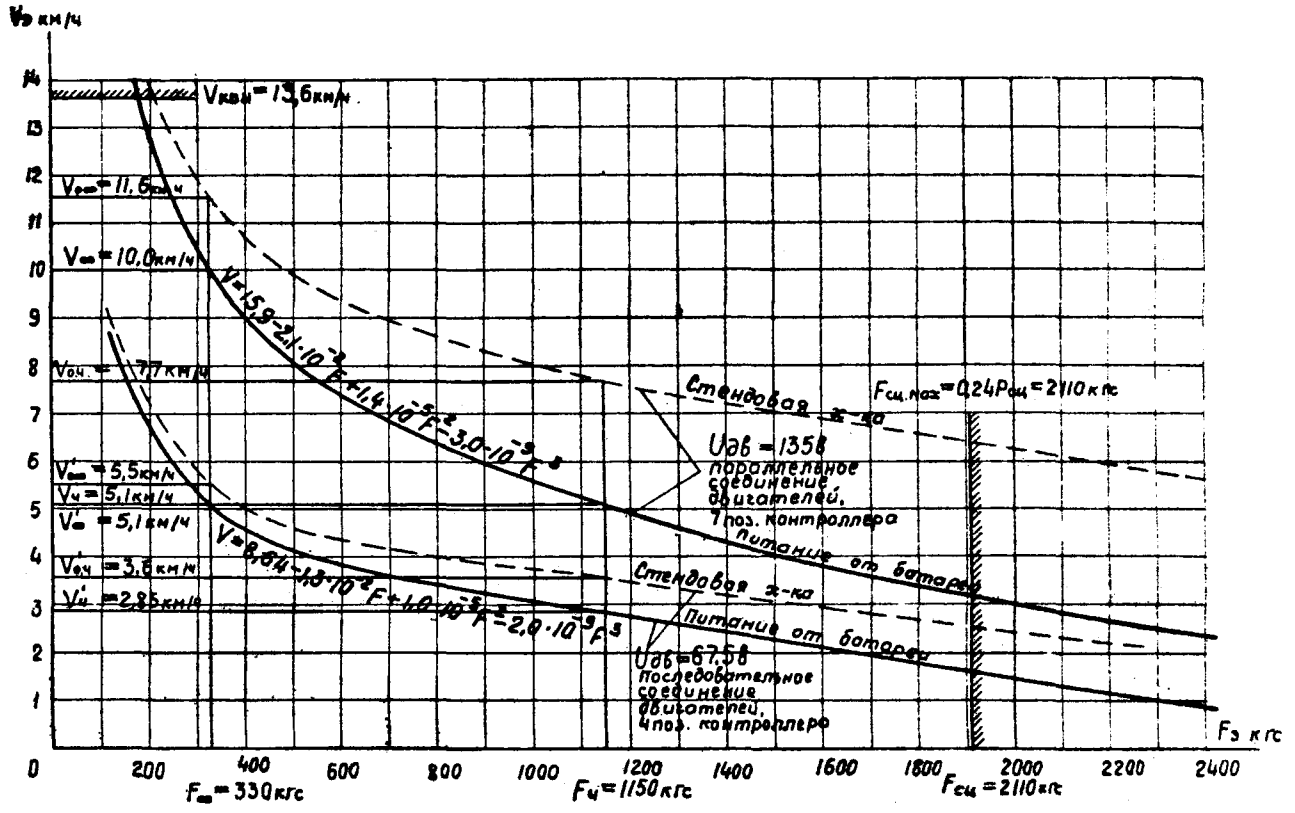


Рис. 5. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза 8АРП-3 с аккумуляторной батареей 108ТкН-350 и электродвигателем ЭДР-108Б

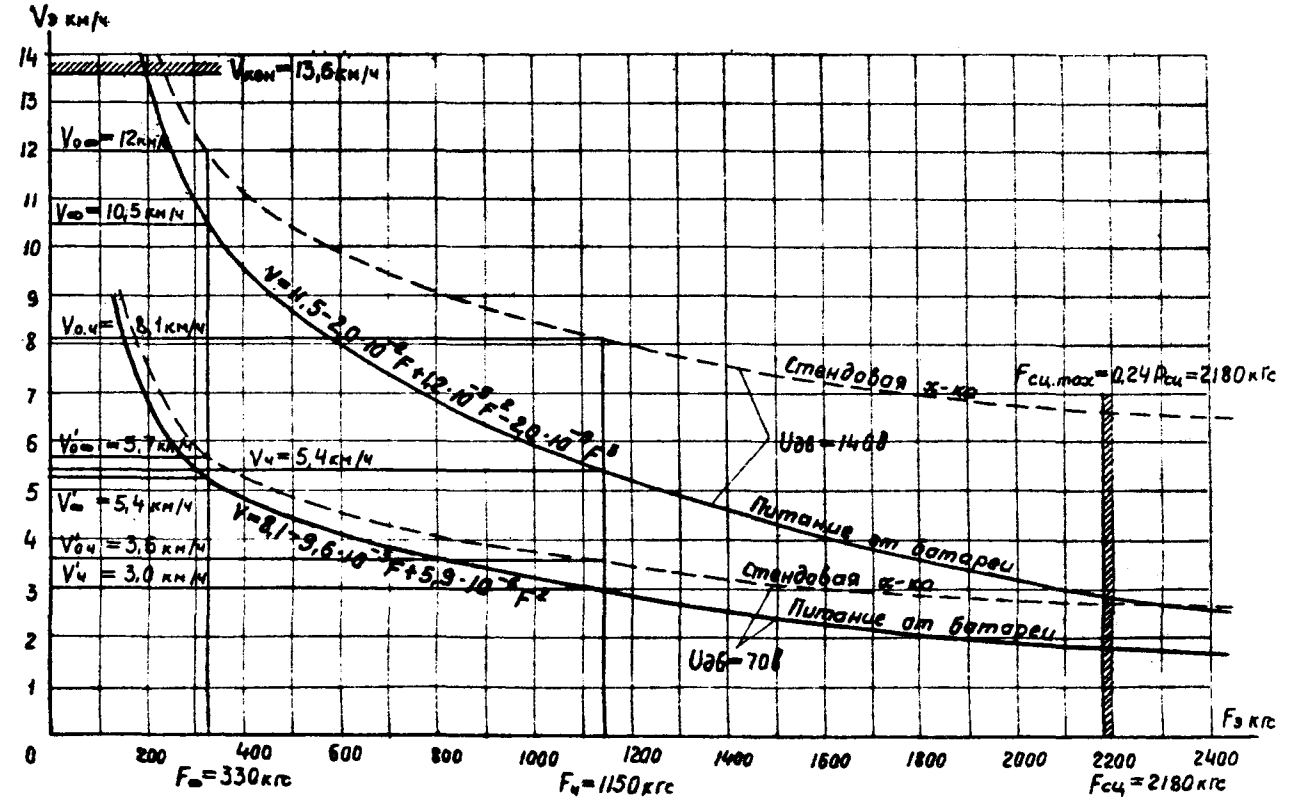


Рис. 6. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АМ8-2 с аккумуляторной батареей 112ТкН-350 и электродвигателем ЭДР-108

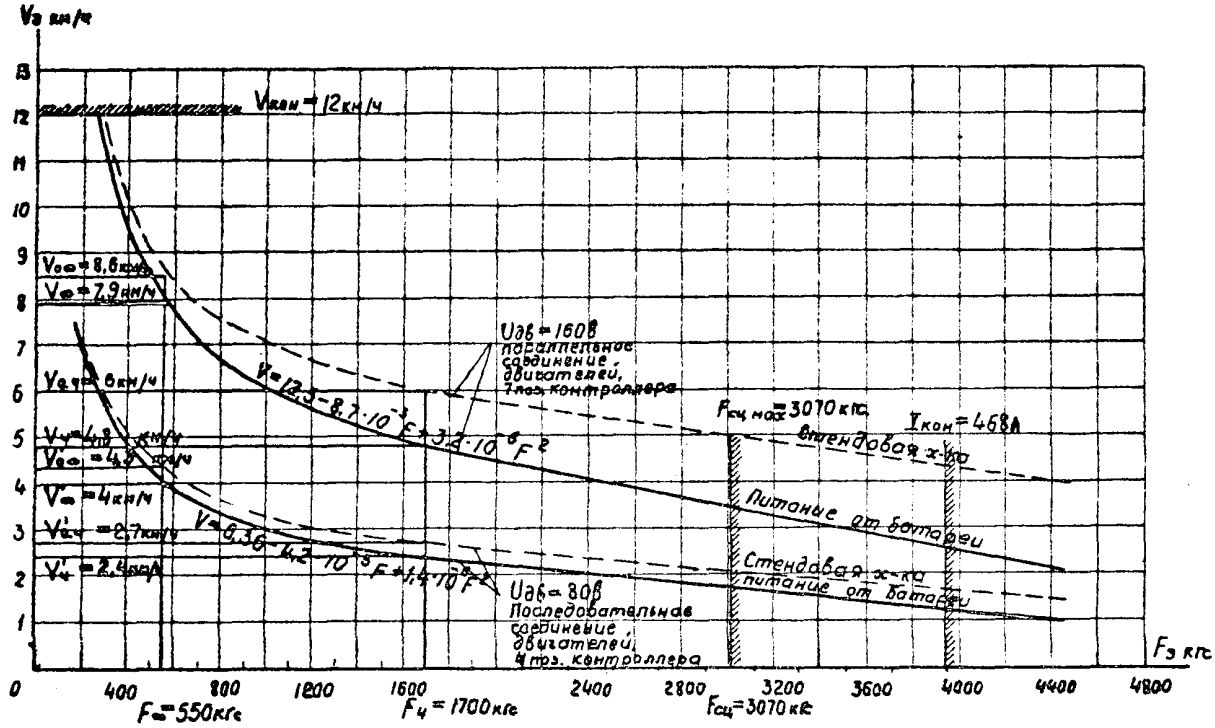


Рис. 7. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза 13АРП-1 с аккумуляторной батареей 126ТЖН-550 и электродвигателем ЭДР-15

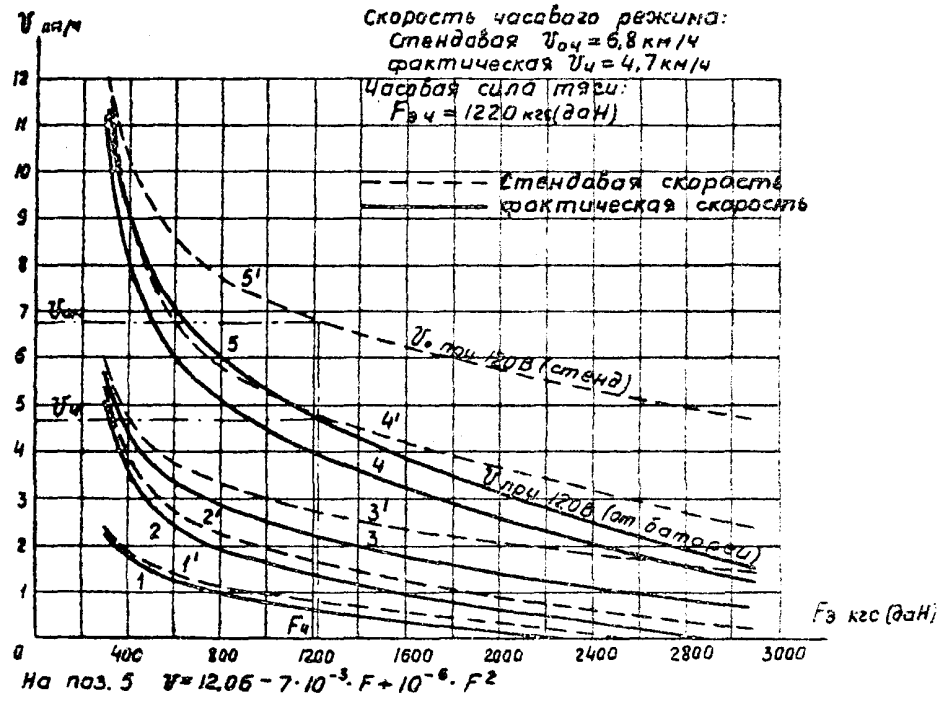


Рис. 8. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АМ8Д на колею 600 мм с аккумуляторной батареей 96ТЖН-350 и электродвигателем ДПТР-12

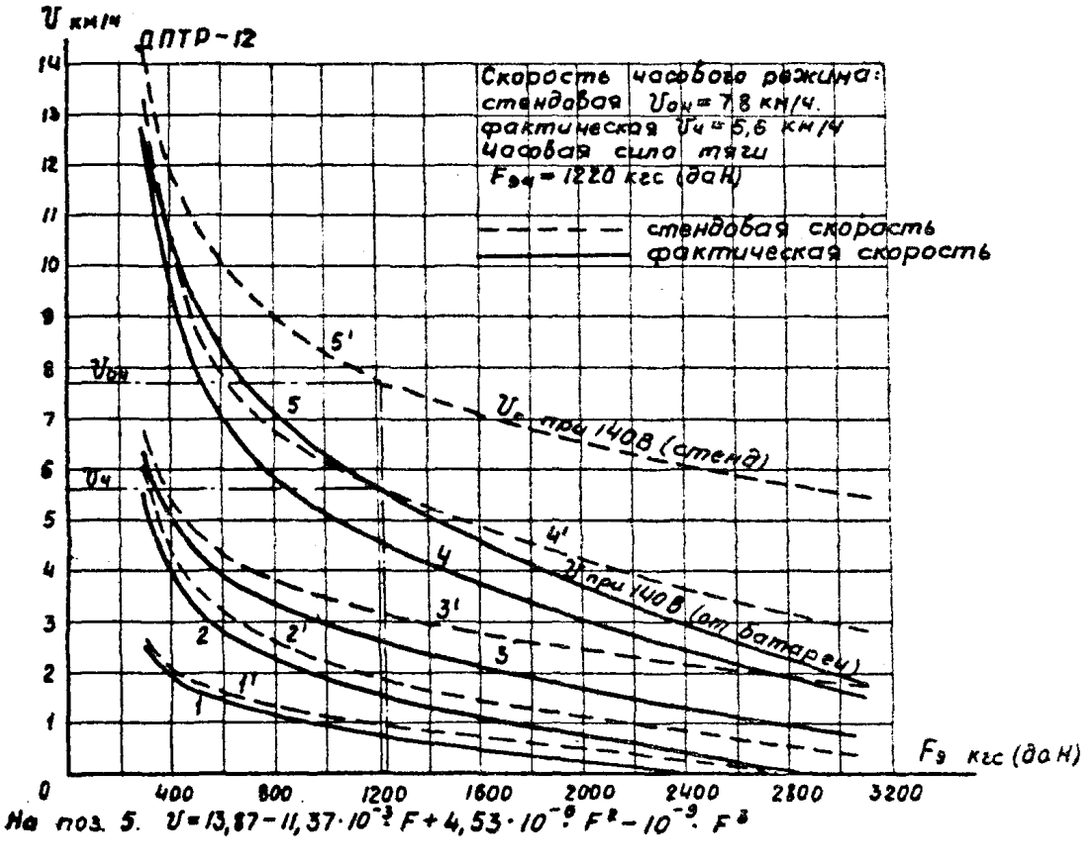


Рис. 9. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АМ8Д на колесах 900 мм с аккумуляторной батареей 112ТЖН-350 и электродвигателем ДПТР-12

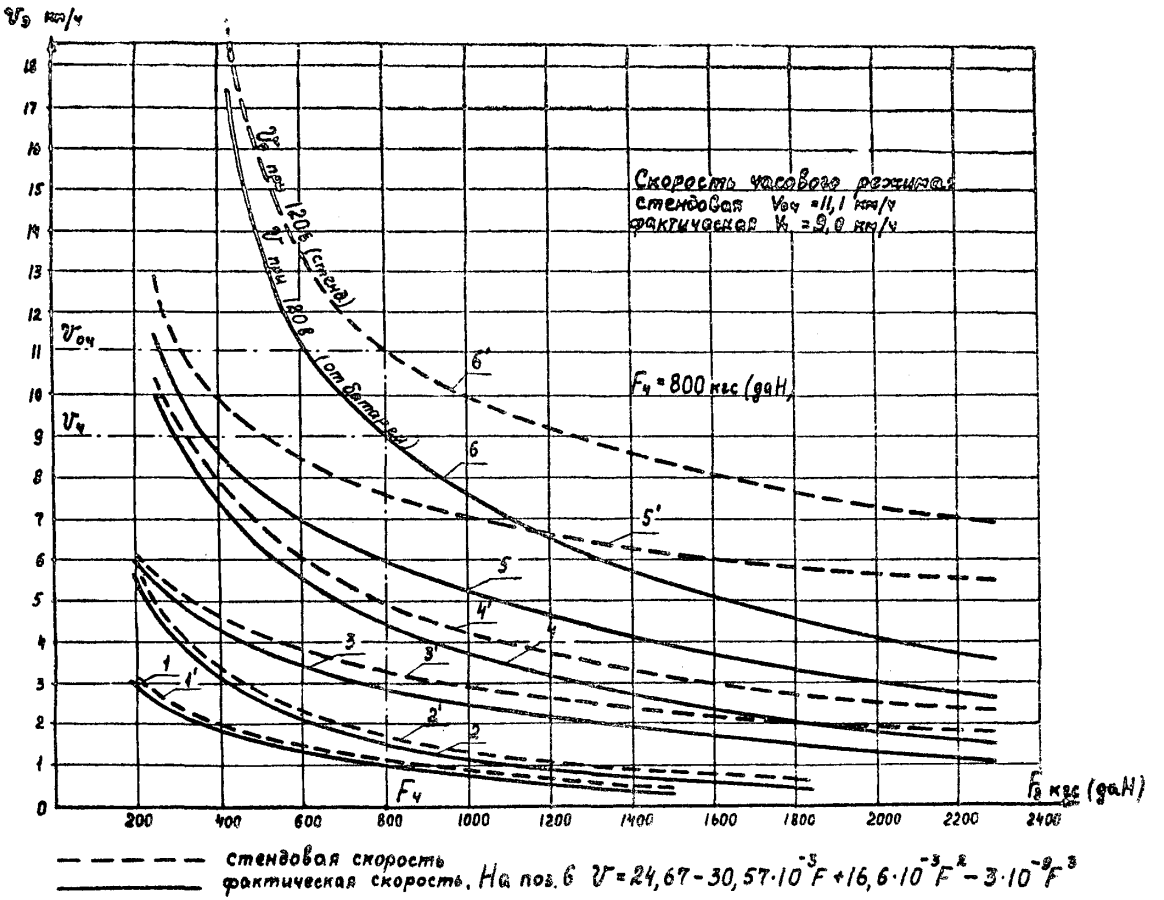


Рис. 10. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРВ7-600 с аккумуляторной батареей ЭОТНКШ-550 и электродвигателем ДРТ-10

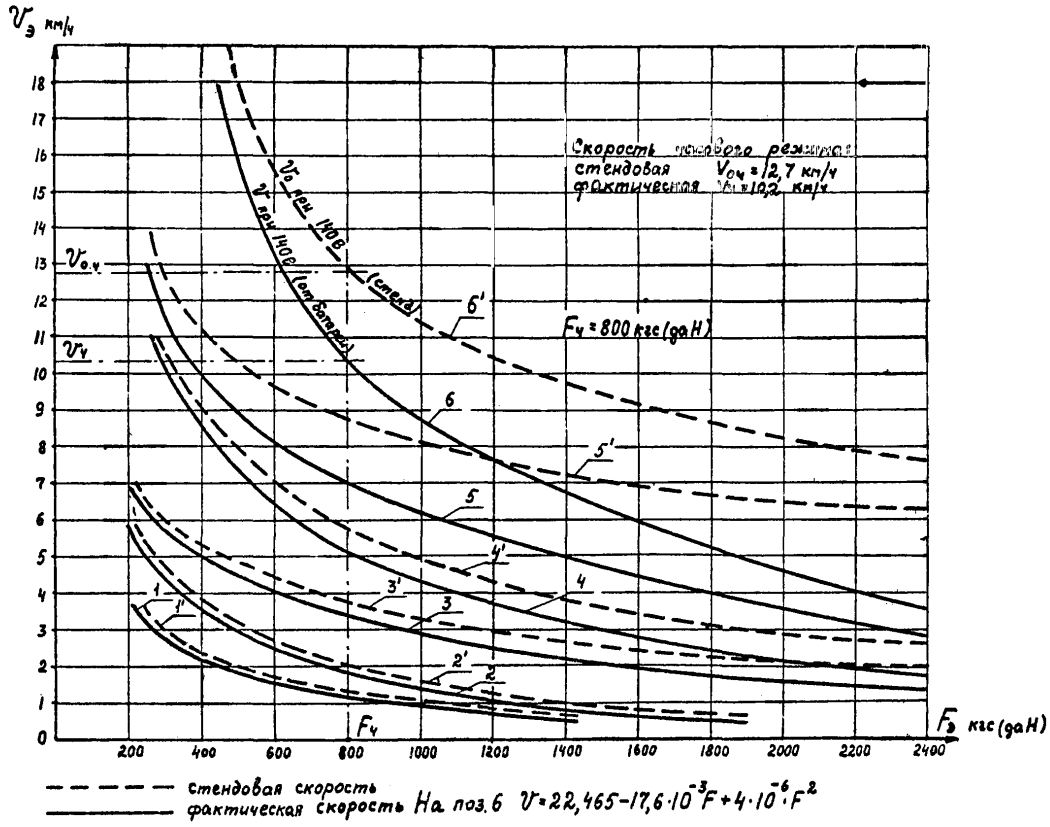


Рис. II. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРВ7-900 с аккумуляторной батареей 10ZTHEШ-550 и электродвигателем ДРТ-10

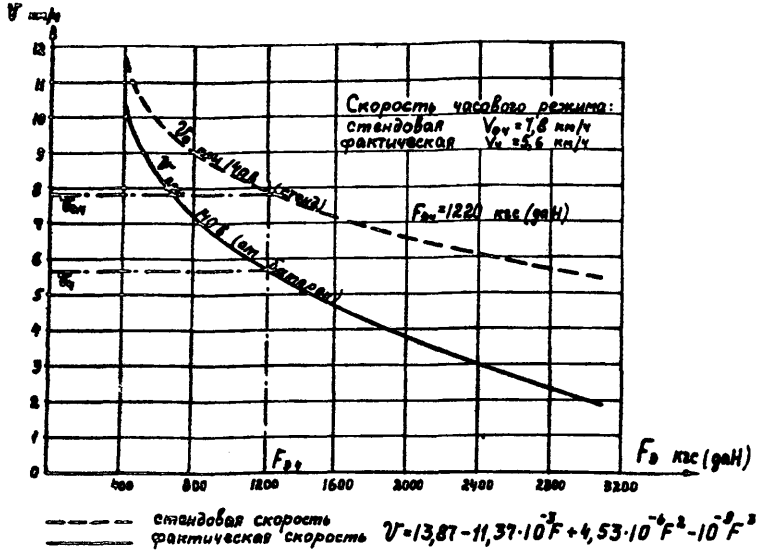


Рис. I2. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРП-I0 на колее 600 мм с аккумуляторной батареей I12ТНЖШ-550, электродвигателем ДТР-I2 и тиристорной системой управления

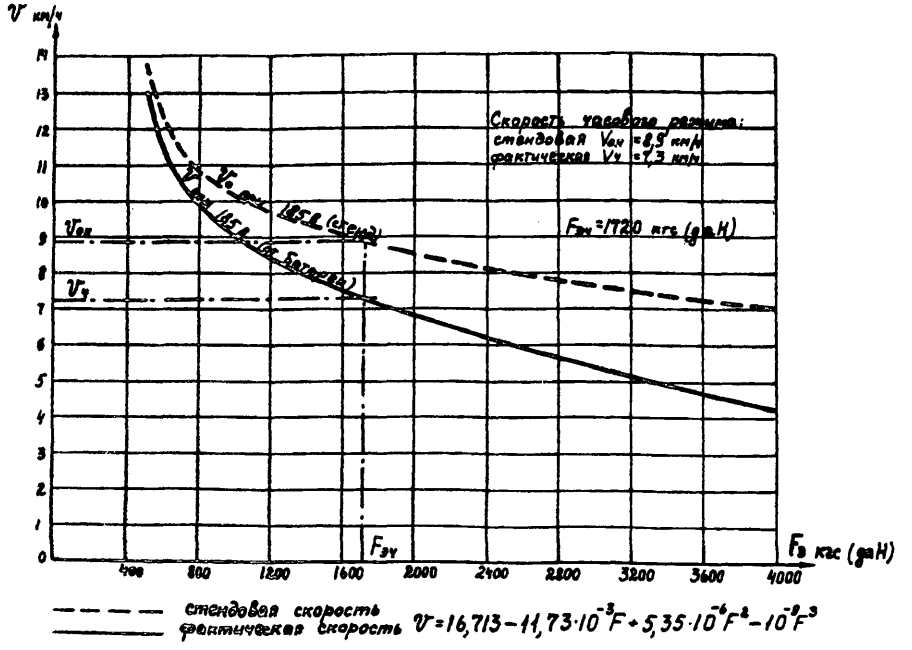


Рис. I3. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРП-I4 с аккумуляторной батареей I6ITНЖ-650, электродвигателем ЗТ-23,5 и тиристорной системой управления

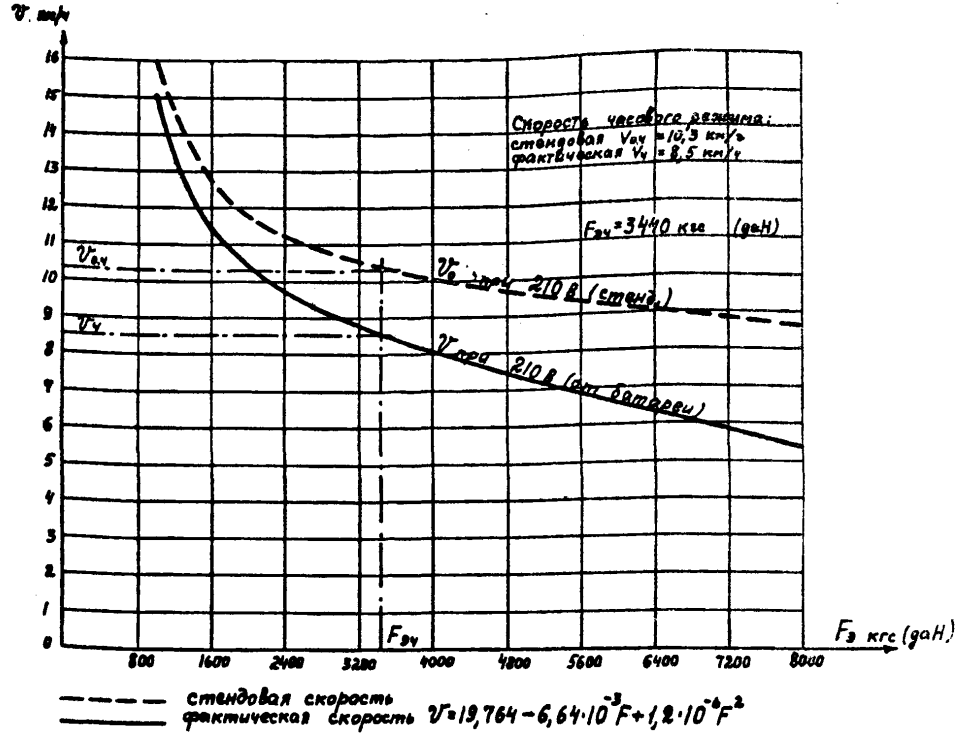


Рис. I4. Тяговые характеристики рудничного аккумуляторного электровоза АРП-28 с аккумуляторной батареей I82ТНЖ-650, электродвигателем ЭТ-26 и тиристорной системой управления

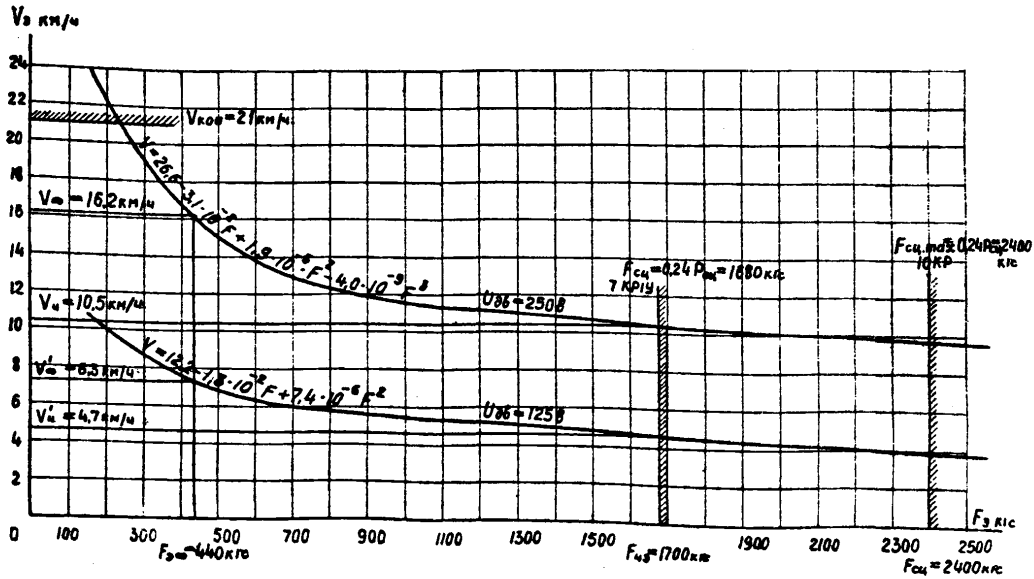


Рис. I5. Тяговые характеристики рудничных контактных электровозов ТКР-I3, I0КР-I и I0КР-2 с электродвигателем ЗДР-25Б

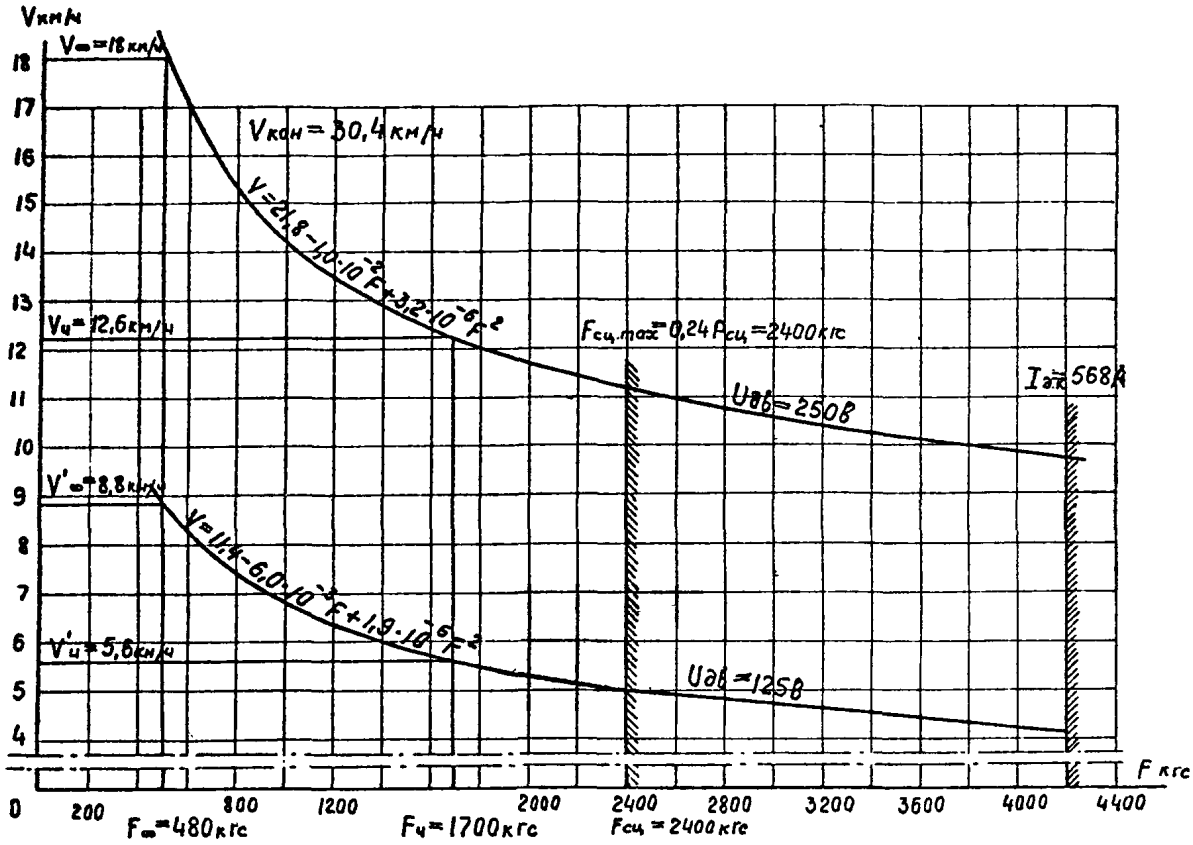


Рис. I6. Тяговые характеристики рудничного контактного электровоза К-I0 с электродвигателем ЭТ-3I

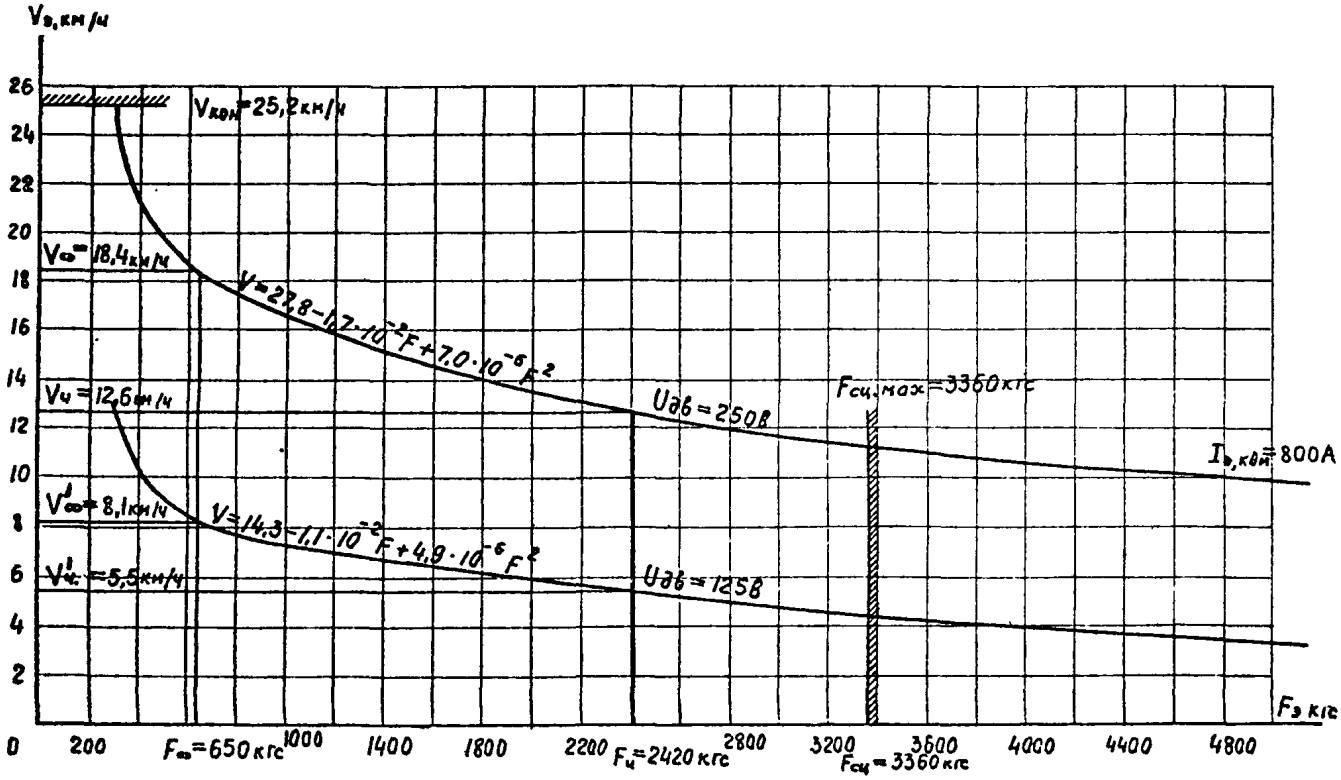


Рис. I7. Тяговые характеристики рудничных контактных электровозов I4КР-I и I4КР-2 с электродвигателем ДК-809А

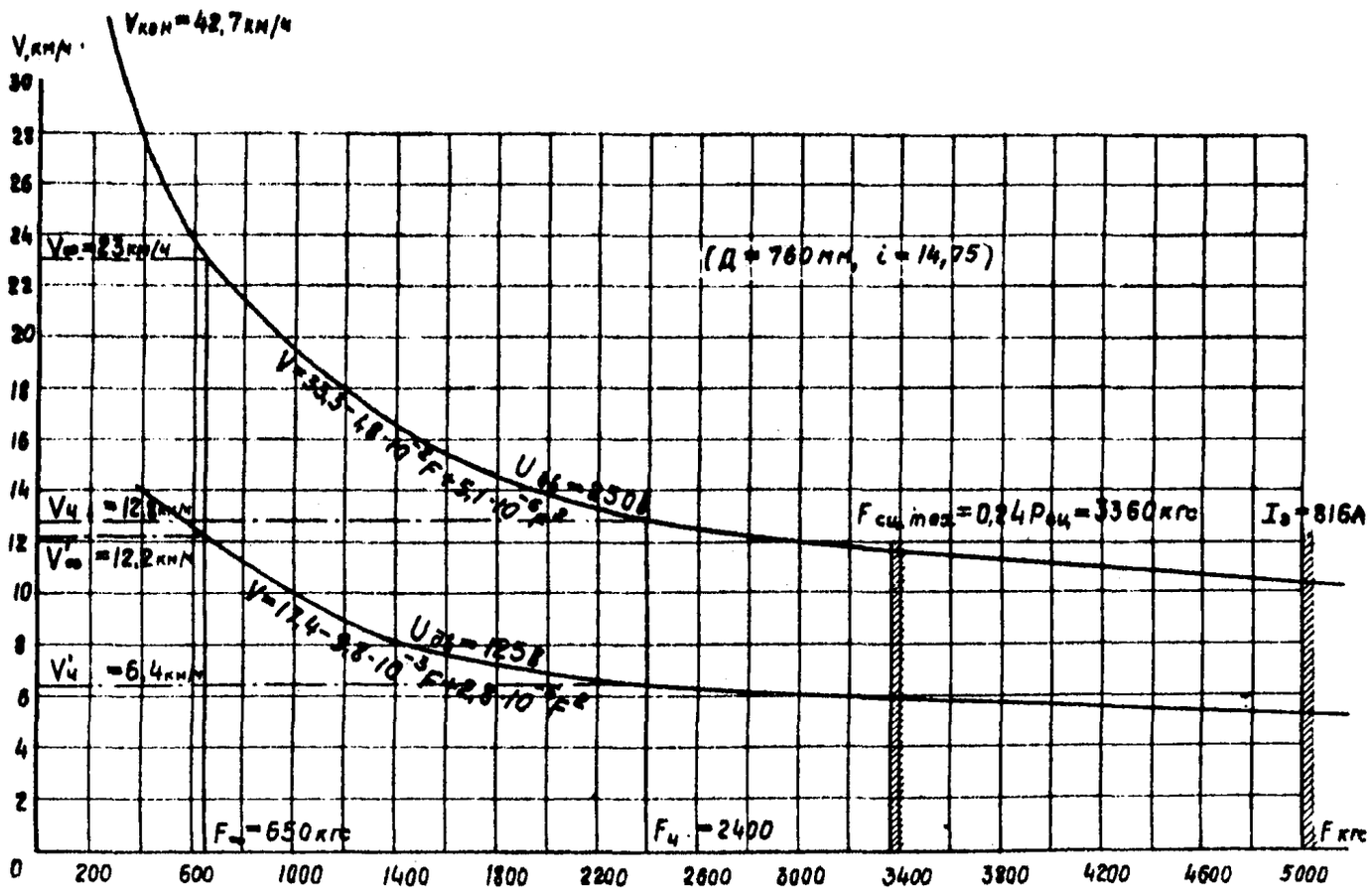


Рис. 18. Тяговые характеристики рудничных контактных электровозов К-14 и 14КР-2М с электродвигателем ЭТ-46

СОДЕРЖАНИЕ

I. 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 I0
Задачи проектирования и рекомендации по выбору различных видов основного транспорта I0
Характеристика грузопотоков из очистных забоев II
Характеристика грузопотоков из подготовительных забоев I5
Характеристика грузопотоков на вспомогательном транспорте I6
Содержание раздела "Подземный транспорт" пояснительной записки проекта шахты I7
3. КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ I8
Область применения и технические характеристики конвейеров I8
Конвейерные линии I8
Узел сопряжения лавы с конвейерной выработкой 22
Промежуточные емкости в конвейерных линиях 23
Общие положения по выбору оборудования конвейерных линий 3I
Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков с неравномерным грузопотоком и установление необходимости применения усредняющего бункера 33
Выбор конвейеров для однопоточных расчетных участков, начинающихся с аккумулирующих (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 аккумулирующих бункеров в конвейерных линиях 4I
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 8I
7. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ 8I
Общие положения 8I
Канатный транспорт 84
Локомотивный малогабаритный вспомогательный транспорт 96
Самоходный безрельсовый транспорт 96
Монорельсовый и моноканатный транспорт 98
Средства контейнерной и пакетной доставки I00
Транспорт материалов и оборудования с помощью наточенных дорог в выработках с переменным профилем рельсовых путей I00
Приложение I. Кривые зависимости длины конвейеров от угла наклона и производительности . . I03
Приложение 2. Основные размеры ленточных конвейеров I40
Приложение 3. Номограммы для расчетов электровозной откатки I42
Приложение 4. Электромеханические характеристики тяговых двигателей рудничных электровозов I45
Приложение 5. Тяговые характеристики рудничных электровозов I63

Коллектив авторов

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА НОВЫХ И ДЕЙСТВУЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Редактор В.И.Ямщик

Технический редактор З.Н.Крупова

Т-06094 Тираж 1500 Цена 1 руб. 24 коп. Изд. № 7832 Заказ № 113

Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского

л. + 6 вклеек Подписано к печати 18/IV 1977 г.

gost.e-ecolog.ru