МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

ОБЩЕСОЮЗНЫЕ НОРМЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ОНТП 1-79

Москва – 1981

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

ОБЩЕСОЮЗНЫЕ НОРМЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ОНТПI-79
Минуглепром СССР

Утверждены протоколом Минуглепрома СССР
27 июля I979 г.
по согласованию с Госстроем СССР
(письмо от I8 мая I979 г.
№ АБ-246I-20/3) и ГКНТ (письмо от 3
апреля I979 г. № 45-II)

Москва - I980

"Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий" разработаны институтами: Центрогипрошахт (головной) и ИГД им.А.А. Скочинского - Министерства угольной промышленности СССР; Кривбасспроект - Министерства черной металлургии СССР; Гипроникель - Министерства цветной металлургии СССР и ВНИИГ - Министерства химической промышленности СССР.

Составители:

От Центрогипрошахта

Г.Я. Пейсахович, к.т.н. - руководитель работы, А.С. Богомолов, А.И. Митейко к.т.н., Г.А. Дунаев к.т.н., М.В. Ольшанская, Б.М. Щербаков.

От ИГД им. А.А. Скочинского

М.А. Котов к.т.н., В.П. Гудалов к.т.н., В.П. Степаненко к.т.н., Г.Н. Кост к.т.н., Ю.А. Кондрашин.

От Кривбасспроекта

Н.И. Илиенко, В.Д. Зябрев, А.А. Куриленко, В.В. Ройзен к.т.н., И.С. Салкуцан.

От Гипроникеля

В.В. Амосов, С.И. Карцев, А.С. Курышев, Н.В. Плакса к.т.н.

От ВНИИГ

Г.К. Смачный, Е.С. Александров к.т.н., П.Н. Файвинов, В.А. Шпак.

От Главгосэкспертизы Госстроя СССР

Е.В. Петренко профессор, д.т.н., Ю.И. Свирский к.т.н.

Министерство угольной промышленности СССР	Общесоюзные нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий	ОНТПI - 79 / -

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

I.I. Основными технологическими задачами подземного транспорта (кроме трубопроводного и других специализированных видов транспорта) следует считать:

I.I.I. Прием и транспортирование полезного ископаемого из очистных забоев до околоствольного двора (для шахт вскрытых вертикальными стволами) или до поверхности (для шахт вскрытых наклонными стволами и штольнями);

I.I.2. Прием и транспортирование полезного ископаемого и породы из подготовительных забоев до транспортных средств, доставляющих полезное ископаемое из очистных забоев (при совместном их транспортировании), или до околоствольного двора, или поверхности шахты (при раздельном их транспортировании);

I.I.3. Транспортирование различных видов вспомогательных материалов и оборудования к очистным и подготовительным забоям и другим производственным участкам в шахте, а также в обратном направлении;

I.I.4. Транспортирование закладочных материалов к местам потребления.

I.I.5. Перевозка людей в условиях комфорта за минимальное время к местам работы в шахте в начале смены и обратно в конце

Внесены:	Утверждены	Срок введения в действие I апреля 1980 г.
Всесоюзным научно-исследовательским и проектным институтом угольной промышленности "Центрогипрошахт"	протоколом Министерства угольной промышленности СССР "27" июля 1979 г.	

смены, а также перевозка лиц технического надзора и ремонтных рабочих по шахте в течение смены.

I.2. При проектировании подземный транспорт рассматривать как транспортную систему - совокупность взаимосвязанных средств и схем транспорта основного и вспомогательного грузопотоков по горным выработкам и на поверхности.

I.3. Проектируемые транспортные системы должны обеспечивать выполнение следующих требований:

I.3.I. Технологических - обеспечение бесперебойной работы очистных и подготовительных забоев при высокой концентрации горных работ за счет увеличения пропускной способности транспортных звеньев с существующими и перспективными грузопотоками, сохранении сортности полезного ископаемого в процессе транспортирования, надежной работы сопрягаемых узлов общешахтной транспортной системы, минимальных затрат времени на погрузочно-разгрузочные и транспортные операции, бесперебойного обеспечения производственных звеньев вспомогательными материалами, доставляемыми укрупненными единицами (пакеты и контейнеры); максимальную однотипность применяемых прогрессивных видов и типов транспортного оборудования, соответствующих уровню технического прогресса СССР.

I.3.2. Организационных - комплексную взаимоувязку отдельных составляющих транспортного процесса основного грузопотока (погрузка, транспортирование, разгрузка) с работой вспомогательного транспорта.

I.3.3. Экономических - обеспечение высоких технико-экономических показателей за счет достижения наивысшей производительности труда в процессе погрузки, транспортировки и раз-

грузки, минимального количества обслуживающего персонала, наименьших капитальных затрат и эксплуатационных расходов, минимальной себестоимости погрузочно-разгрузочных и транспортных работ.

I.3.4. Горно-технических - взаимоувязку параметров принципиальных технологических транспортных схем с горно-геологическими условиями разрабатываемого месторождения, технологическими схемами и параметрами вскрытия и подготовки, системами разработки и проветривания, а также условиями работы горно-транспортных машин и оборудования в шахте.

I.3.5. Эргономических - обеспечение простоты управления транспортным процессом и комфортных условий для обслуживающего персонала.

I.3.6. Безопасности - повышение уровня безопасности за счет полного исключения технических, технологических и организационных факторов, приводящих к травматизму, и соблюдения надлежащих санитарно-гигиенических условий труда.

I.4. Основными направлениями которыми следует руководствоваться при проектировании подземного транспорта, являются:

I.4.I. Создание поточных транспортных систем с концентрированным основным грузопотоком при минимальном числе ступеней в схемах транспорта;

I.4.2. Создание поточных систем вспомогательного транспорта, обеспечивающих комплексное решение вопросов материально-технического снабжения, складирования и доставки материалов к рабочим местам потребления в шахте;

I.4.3. Значительное расширение области применения конвейерного транспорта за счет перевода шахт с концентрированными

грузопотоками на конвейеризированный транспорт от забоя либо участкового рудоспуска до околоствольного двора, а при наклонных стволах и до поверхностного комплекса, включая погрузку в железнодорожные вагоны;

I.4.4. Применение полной конвейризации транспорта от забоя до основного горизонта на шахтах, разрабатывающих пологие пласты.

I.4.5. Применение на основных горизонтах при рельсовом транспорте, как правило, большегрузных специализированных поездов с повышенными скоростями движения, откатываемых тяжелыми контактными электровозами со сцепной массой до 28 тс. Для шахт, опасных по пыли и газу, а также для шахт и горизонтов с небольшим сроком службы и количеством машин не более двух, принимать аккумуляторные электровозы или, в зависимости от конкретных условий, взрывобезопасные дизелевозы. Применение тяговых машин другого типа обосновывать проектом.

I.4.6. Применение средств вспомогательного транспорта; транспортирующих материалы укрупненными единицами в контейнерах и пакетах: монорельсовых дорог с дизелевозной и канатной тягой; моноканатных и напочвенных дорог; рудничных дизельных локомотивов; грузолюдских самоходных машин на пневмошинном ходу.

I.4.7. Применение средств механизации погрузочно-разгрузочных работ на складах, перегрузочных пунктах, рабочих местах при транспортировке вспомогательных материалов и оборудования.

I.4.8. Применение для транспортирования вспомогательных материалов и оборудования по стволу специальных платформ, предназначенных для использования при рельсовом вспомогательном транспорте, кроме случаев выхода самоходного транспорта на поверхность.

I.4.9. Применение на приемных площадках клетевого подъема схем и комплексов оборудования для осуществления принудительного механизированного обмена и откатки вагонеток (платформ).

I.4.IO. Создание в пределах околоствольного двора механизированных перегрузочных станций для перегрузки контейнеров, поддонов и пакетов с рельсовых платформ на монорельсовые либо самоходные средства транспорта.

I.4.II. Применение на стационарных погрузочных пунктах при магистральном локомотивном транспорте угля - автоматизированных комплексов оборудования погрузочных пунктов, руды - автоматизированных комплексов оборудования и дистанционного управления электровозами.

I.4.I2. Применение в околоствольных дворах и на основных откаточных выработках рельсов тяжелых типов в зависимости от грузопотока, сцепной массы локомотива и грузоподъемности вагонетки за весь срок службы рельсового пути.

I.4.I3. Обеспечение механизации трудоемких работ по обслуживанию транспортного оборудования основного и вспомогательного грузопотоков, укладке, ремонту и содержанию подземных путей, а также погрузочно-разгрузочных и вспомогательных транспортных операций.

I.4.I4. Применение на стыках транспортных звеньев различных видов транспорта аккумулирующих (усредняющих) емкостей в виде:

самотечных горных бункеров - специализированные наклонные или вертикальные горные выработки, снабженные питателями с плавным или ступенчатым регулированием производительности выгрузки или регулируемым затвором;

механизированных бункеров, устанавливаемых в горизонтальных или наклонных выработках.

Угол наклона самотечных бункеров должен быть не менее 55^0 - для угля и 60^0 - для руды и породы. Площадь поперечного сечения в свету - не менее 4,0 $м^2$. Бункеры должны быть оборудованы устройствами (вибраторами и т.п.), предотвращающими зависание ископаемого.

Самотечные бункеры должны оснащаться средствами торможения угля: вертикальные - спиральными спусками с внешним или внутренним желобом, регулируемыми полками; наклонные - тормозными заслонами в виде подвешенных к кровле рельсов или цепей.

Днища (в вертикальных бункерах) и подошвы (в наклонных) футеровать стальными рельсами и листами или диабазовыми плитками.

При определении емкости бункера учитывать высоту амортизирующей подушки ископаемого, которая должна постоянно сохраняться для предотвращения разрушения нижней части бункера.

Для шахт, разрабатывающих ископаемое, теряющее сортность из-за измельчения в бункерах, избегать применение усредняющих бункеров, через которые проходит весь поток материала.

I.4.I5. Автоматизация управления и контроля за всеми основными транспортными процессами.

I.5. Предусматривать, как правило, следующие виды транспорта основного грузопотока:

I.5.I. Конвейерный, локомотивный или самоходный на пневмошинном ходу (последний для рудников) при транспортировании по главным горизонтальным выработкам. Выбор вида транспорта (за исключением условий, указанных в п. I.5.4 - I.5.6) обосновывать проектом. При равнозначных или близких по своим значениям пока-

зателях отдавать предпочтение конвейерному транспорту.

I.5.2. Конвейерный:

для транспорта угля (горной массы) и горнохимического сырья по горизонтальным и наклонным участковым выработкам;

для транспорта руды на рудниках цветной металлургии при грузопотоке свыше 1500-2000 тыс. т.год и сроке службы выработок свыше 10 лет;

для транспортировки полезного ископаемого на шахтах по добыче марганцевых руд в зависимости от способа вскрытия;

для транспорта угля (горной массы) по капитальным бремсбергам и уклонам при наклонном (18-35^0) падении.

I.5.3. Самоходный (транспортные машины) на промежуточных и основных эксплуатационных горизонтах рудников цветной и черной металлургии при расстоянии транспортирования свыше 0,5 км при системах разработки с заходом транспортных машин в очистные забои и непосредственной загрузкой экскаваторами или погрузочными машинами, а также на эксплуатационных горизонтах от стационарных погрузочных пунктов до рудоспусков при расчетной производительности горизонта от 300 до 1000 тыс.т/год, длине откатки до 0,4 км и сроке службы горизонта до 10 лет.

I.5.4. Самоходный (транспортные машины) по автотранспортным уклонам для доработки на рудниках нижних горизонтов, не вскрытых вертикальными стволами. Применение автотранспортных уклонов на нижних горизонтах обосновывается проектом при сравнении с вариантом углубки стволов и транспорта по горизонтальным выработкам.

I.5.5. Самоходный или конвейерный при системе короткими механизированными забоями для транспорта угля (горной массы)

из камер до погрузочных пунктов на откаточных штреках; применение самоходного транспорта обосновывать проектом.

I.5.6. При выборе вида транспорта антрацитовых углей производить оценку технологических схем подземного транспорта по фактору сортности и качества (см. приложение I), с учетом минимального количества погрузочных и перегрузочных пунктов.

I.6. Для транспорта вспомогательного грузопотока по горизонтальным и наклонным главным и участковым выработкам предусматривать монорельсовый и моноканатный транспорт, самоходный или рельсовый транспорт (в зависимости от видов основного транспорта).

I.7. При выборе вида вспомогательного транспорта отдельного звена учитывать количество перевозимых грузов, маршруты следования и вид вспомогательного транспорта в смежных звеньях с тем, чтобы избежать или свести к минимуму перегрузки с одного вида транспорта на другой. Перегрузки должны быть полностью механизированы.

I.8. Перевозка людей должна осуществляться в пассажирских составах из специальных вагонеток, самоходными машинами на пневмошинном ходу, моноканатными или монорельсовыми дорогами, оснащенными подвесными сидениями, а также людскими или специально приспособленными конвейерами.

I.9. При выборе видов и типов транспортных средств должны учитываться также следующие основные требования:

экономичность при условии обеспечения требований сохранения качества транспортируемого материала и безопасных условий труда;

прогрессивность принятых видов и типов оборудования на базе широкого внедрения высокопроизводительных непрерывных

видов транспорта и локомотивного транспорта повышенной полезной массы и скоростей движения, обеспечивающих необходимую пропускную способность транспортной системы и соответствующих уровню технического прогресса СССР в период эксплуатации;

однотипность применяемых видов и типов транспорта, облегчающих эксплуатацию транспортных систем, уход и ремонт механизмов;

возможность раздельной выдачи руды и породы, а в случае необходимости - выдачи руды по сортам.

I.IO. Проектом предусматривать технические решения по спуску в шахту транспортного оборудования в собранном виде или с минимальной разборкой.

I.II. Предусматривать, как правило, следующие виды транспорта породы от проведения подготовительных выработок:

I.II.I. Локомотивный (в вагонетках типов ВГ, ВДК), конвейерный или самоходными машинами на пневмошинном ходу - по горизонтальным горным выработкам;

I.II.2. Одноконцевой подъем, самоходными машинами на пневмошинном ходу или конвейерный транспорт - по наклонным выработкам.

I.I2. Транспорт породы от ремонта и поддержания выработок на угольных шахтах предусматривать раздельно от угля конвейерами, вагонетками или секционными поездами.

I.I3. Физико-механические свойства транспортируемых полезных ископаемых и вмещающих пород приведены в табл. I.I. При конкретном проектировании данные табл. I.I. уточняются по материалам геологической разведки.

I.I4. При проектировании транспортных систем угольных шахт наряду с настоящими нормативами применять: "Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт". Последние считать неотемлемой частью настоящих нормативов.

I.I5. Проектирование подземного транспорта осуществлять в соответствии с ПБ отраслей.

2. РЕЖИМ РАБОТЫ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ

2.I. Режим работы транспортных систем должен быть увязан с режимом работы всего предприятия. Число рабочих дней в году, число рабочих смен по добыче полезного ископаемого и продолжительность смены на подземных работах принимать в соответствии с отраслевыми нормами технологического проектирования.

2.2. Производительность рельсового и самоходного транспорта определять с учетом следующих значений коэффициента неравномерности (Кн):

2.2.I. При транспортировании полезного ископаемого Кн=I,5 - при отсутствии и Кн=I,25 при наличии аккумулирующей емкости;

2.2.2. При транспорте горной массы из проходческих забоев Кн=2,0; либо значение Кн выбирать по циклограммам. Принимать наибольшее значение.

2.2.3. При транспортировании вспомогательных материалов $К_н$=I,3-I,5 (в зависимости от транспортных систем), для людей $К_н$=I,0.

2.3. При расчете локомотивной откатки и самоходного транспорта учитывать подготовительно-заключительные операции продолжительностью 30 или 40 минут соответственно. При отсутствии бункеров подготовительно-заключительные операции проводить в междусменные перерывы.

Таблица I.I

Наименование показателя	Значение показателя										
	Руды		Горная химия		Угли			Нерудные ископаемые	Горючие сланцы	Вмещающие породы	
	железные	цветных металлов	калийные соли	прочее горнохимическое сырье	бурые	каменные	антрациты				
Коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову	3-I2	4-I8	I,8-3,.	до 8,0-9,0	0,7-I,3	I,3-I,6	I,6-2,0	I,8-8	5-8	4-I0	
Плотность в массиве, т/м3	3,3-4,2	2,5-4,0	2,I-2,2	2,0-4,0	I,3	I,2-I,5	2,I	2,0-3,5	2,.-2,7		
Масса в разрыхленном состоянии, т/м3	I,8-3,5	I,5-2,7	I,3-I,5	I,4-I,6	0,6-0,75	0,8 - I,0	I,0 - I,2	2,5-2,2	I,2 I,5-2,0		
Угол естественного откоса в покое, град.	35-40	36-40	39-40	36-40	40-45	40-45	35-40	36-40	40-45		

3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

3.I. При проектировании конвейерного транспорта предусматривать:

3.I.I. Мощные ленточные конвейеры параметрического ряда, а также специальные в том числе ленточно-тележечные (для горнорудных предприятий), обеспечивающие по возможности бесперегрузочное транспортирование по всей длине главных горизонтальных выработок, бремсбергов и уклонов при пологом (до I6-I8^{0}) и наклонном падении (I8-35^{0});

3.I.2. Пластинчатые или специальные ленточные изгибающиеся конвейеры в непрямолинейных горизонтальных выработках, в которых требуется установка нескольких (более трех) ленточных конвейеров незначительной длины (до 300 м каждый);

3.I.3. Двухцепные скребковые конвейеры:

в узле сопряжения лавного и участкового конвейерного транспорта в случаях: наличия целиков, оставляемых между забоем и транспортной выработкой; участков с непрямолинейными конвейерными выработками, оборудованными изгибающимися пластинчатыми конвейерами; участков с тяжелыми горнотехническими условиями, где эксплуатация телескопических конвейеров или надвижных перегружателей представляет большую сложность; сохранения выработки и ее перекрепления вслед за подвиганием забоя;

на угольных шахтах в просеках, печах и сбойках общей длиной I00-I50 м;

на горнорудных шахтах для приема руды от самоходных вагонов на блоковых штреках при блоковой подготовке и на панельных выработках.

3.I.4. Телескопические ленточные конвейеры и надвижные перегружатели под лавами, для обеспечения быстрого и нетрудоем-

кого укорачивания конвейерной линии вслед за подвиганием очистного забоя.

3.I.5. На рудниках горной химии для приема руды из самоходных машин применять специальные транспортно-дозирующие устройства с регулируемой производительностью для выпуска руды на скребковые или ленточные конвейеры. Необходимость применения этих устройств определяется проектом.

3.2. На подземном транспорте должны применяться конвейеры, удовлетворяющие действующим ПБ соответствующих отраслей, изготовленные по технической документации, утвержденной в установленном порядке.

3.3. Тип и основные параметры 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 изложенными в приложениях методики выбора конвейеров.

3.4. 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}.

3.5. 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 для угольных шахт в табл. 3.I., для шахт горнорудной промышленности в табл. 3.2. и 3.3.

Допустимый радиус перегиба трассы пластинчатого конвейера в вертикальной плоскости не должен превышать 50 м.

Таблица 3.I

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

Таблица 3.2

Тип ленты	Угол наклона боковых роликов роликоопор	Радиус выпуклого участка в метрах при ширине ленты "Э" в мм					
		800	I000	I200	I400	I600	2000
Резинотканевая	20^0	I0	I2	I4	I7	I9	24
	30^0	I2	I5	I8	2I	24	30
Резино-тросовая	20^0	40	70	I00	I30	I60	200
	30^0	60	I05	I50	I95	240	300

Таблица 3.3

Тип ленты	Материал каркаса ленты	Радиус вогнутого участка в метрах при ширине ленты "В" в мм					
		800	I000	I200	I400	I600	2000
Резинотканевая	Комбинированная ткань ЛХ-I20	I00	I25	I50	I75	200	240
	Синтетическая ткань	I20	I50	I80	2I0	240	300
Резинотросовая		I20	I50	I80	2I0	240	300

3.6. Основными технологическими требованиями, предъявляемыми к конвейерам при их выборе, являются:

возможность приема на несущий орган конвейера поступающих минутных грузопотоков без просыпания материала на почву;

обеспечение нормального режима работы привода и ленты (или другого тягового органа) конвейера в периоды максимального поступления материала на конвейер;

обеспечение минимального количества перегрузочных узлов в линии;

соответствие ширины принятой ленты размерам кусков транспортируемого материала.

3.7. Для удовлетворения требований п.3.6 выбор конвейера для конкретных горногеологических условий производить:

3.7.I. По минутной приемной способности конвейера и его технической производительности при поступлении ископаемого из очистного забоя, оборудованного выемочным агрегатом (комбайн, струг, комплекс и т.д.);

3.7.2. По минутной производительности питателя при поступлении ископаемого из бункера или загрузочной воронки.

Под приемной способностью конвейера понимается количество материала, которое может принять в единицу времени (минуту) движущаяся лента или пластинчатое полотно при наибольшем допустимом заполнении ее грузом. Величина приемной способности устанавливается ОСТ 24-076.0I. При полустационарной установке ленточных конвейеров, приемную способность конвейера принимать на I0% меньше паспортной.

В общем случае приемную способность выбранного конвейера принимать равной или больше максимальных минутных грузопотоков, поступающих на этот конвейер. При соответствующих обоснованиях допускается применение конвейеров с меньшей приемной способностью, чем поступающий максимальный грузопоток. В таких случаях в месте поступления грузопотока на конвейер предусматривать установку усредняющего бункера с производительностью разгрузки равной или меньшей приемной способности конвейера.

При установке конвейеров в выработках с углами наклона $\pm 6^{0}$ приемную способность уменьшать на 5%.

3.8. Под технической (т/ч) производительностью конвейера, устанавливаемой заводом изготовителем в соответствии с мощностью и тяговыми параметрами привода, а также прочностью ленты понимать - производительность, зависящую от длины и угла наклона конвейера.

3.8I. Техническая (т/ч) производительность принятого конвейра должна соответствовать максимально возможной загрузке ленты конвейера (эксплуатационной (т/ч) производительности) в данных горнотехнических условиях.

3.9. Для транспортировки угля из лав, оснащенных струговыми установками из-за кусковатости не рекомендуется применять конвейеры с шириной ленты 800 мм.

3.I0. Максимальная минутная производительность перегружателей или скребковых конвейеров, устанавливаемых под лавой для предотвращения заштыбовки нижней ветви забойного конвейера, должна быть не менее, чем на 20% больше максимального минутного грузопотока, поступающего из лавы.

3.II. Расчет параметров грузопотоков и выбор конвейеров производить:

3.II.I. При варианте добычи полезного ископаемого комбайнами с доставкой непрерывным забойным транспортом (скребковые конвейеры) - по методике, приведенной в приложении 2.

3.II.2. При варианте добычи полезного ископаемого с применением камерной системы разработки и машинной выемки с доставкой по камерам средствами самоходного транспорта - по методике, приведенной в приложении 4.

3.I2. Максимальные допустимые размеры кусков транспортируемой горной массы не должны превышать величин, приведенных в табл. 3.4.

3.I3. Максимальный угол наклона установки обычных ленточных конвейеров с гладкой прорезиненной лентой не должен превышать значений приведенных в табл. 3.5.

3.I4. При применении индивидуальных (специальных) конвейеров для шахт горнорудной промышленности производить тяговый расчет конвейера.

Таблица 3.4

Характеристика транспортируемого материала	Максимальный размер кусков, мм при ширине ленты, мм					
	800-900	I000	I200	I400	I600	2000
У г о л ь	300	400	500	500	500	500
Порода[x]	300 / 300	300 / 500	300 / 500	300 / 500	300 / 500	350 / 600
Рядовая неабразивная руда крепостью до I0 единиц при содержании крупных кусков до I0%	350	400	450	500	550	650
Рядовая руда крепостью более I0 единиц при содержании крупных кусков до I0%	350	350	400	400	450	450
Дробленая руда при содержании крупных кусков до 50%	250	300	350	400	450	500
Сортированная руда	I80	250	300	360	420	500

x) в числителе для лент 2Ш2 и ПВХ, в знаменателе для лент 2РШ, 2Р и РТЛ

Таблица 3.5

Характерные условия эксплуатации	Максимальный угол наклона конвейера, град.	
	При подъеме вверх	При спуске вниз
Уголь, горная масс, порода, сухая кусковатая руда крупностью до 350 мм	I8(I6)[x]	I6(I2)
Влажная мелкокусковая руда с округленными кусками после прохождения рудоспуска	I6	I4(I0)
Сильно обводненная, легко подвижная руда	I2	I0(8)
Руда дробленная не сортированная, порода грохоченная	I8	I2

x) В скобках указаны предельные углы при транспортировке железной руды.

3.14.1. Максимальное статическое натяжение конвейерной ленты определять тяговым расчетом по методу обхода контура конвейера с построением диаграммы статических натяжений ленты при рабочем и холостом ходе. Тяговый расчет производить по расчетной максимальной загрузке конвейера.

3.14.2. При тяговых расчетах магистральных подземных конвейеров коэффициент удельного сопротивления движению ленты по роликам принимать по данным ОСТ 12.14.150-79.

Местные сопротивления на отклоняющих барабанах и на погрузочных течках определять расчетом.

3.14.3. Выбор ленты производится по максимальному расчетному тяговому усилию с учетом коэффициента запаса прочности, приведенного в ОСТе 12.14.130-79.

3.14.4. Номинальные скорости движения конвейерных лент должны определяться технологической схемой согласно ТУ 24-9-459-77.

Максимальную скорость движения ленты конвейера, в зависимости от условий работы конвейера, ширины ленты и свойств транспортируемого материала принимать по данным табл.3.6.

Таблица 3.6.

Тип конвейера и условия эксплуатации	Скорость движения ленты, м/с при ширине ленты, мм					
	800	1000	1200	1400	1600	2000
Ленточные конвейеры для транспортирования неабразивной руды крепостью до 10 и крупностью до 300-350 мм	-	2,5	3,15	3,15	3,15	3,15
Ленточные конвейеры для транспортирования крупнокусковой руды	-	2,0	2,5	2,5	2,5	2,5
Ленточные конвейеры для транспортирования абразивной горной массы крупностью до 400 мм	-	3,15	3,15	3,15	3,15	3,15
Ленточные конвейеры угольных шахт	1,6 2,0	1,6 2,0 2,5	2,5 3,15	-	3,15	5,0 x)

x) для наклонных стволов.

3.15. Проектирование конвейерных установок должно производиться в соответствии с действующими "Правилами эксплуатации подземных ленточных и пластинчатых конвейеров на угольных и сланцевых шахтах".

4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛОКОМОТИВНОГО ТРАНСПОРТА

4.I. При проектировании локомотивного транспорта, как правило, принимать поточную организацию работы откатки.

Технические решения, принимаемые по локомотивному транспорту, в проектах угольных шахт должны соответствовать "Принципиальным технологическим схемам поточной локомотивной откатки", которые считать неотъемлемой частью настоящих нормативов.

4.2. При проектировании локомотивного транспорта основного и вспомогательного грузопотоков принимать:

4.2.I. Локомотивы по номенклатуре и области применения, указанным в таблице 4.I.

4.2.2. Откаточные сосуды:

для транспортировки угля по главным горизонтальным выработкам в основном следует принимать секционные поезда с донной разгрузкой. При малых нагрузках на погрузочные пункты допускается применение вагонеток типа ВДК для откатки основного грузопотока по магистральным выработкам. При соответствующих обоснованиях (реконструкция шахты, подготовка нового горизонта) допускается применение вагонеток типа ВГ;

для транспортировки руды на штольневых и промежуточных горизонтах на небольшие расстояния, при малых грузопотоках в технически обоснованных случаях, допускается применение вагонеток с боковой разгрузкой кузова типа ВБ и вагонеток с опрокидным кузовом типа УВО;

для транспортировки угля (горной массы), породы из подготовительных забоев - вагонетки типа ВДК;

для перевозки людей по горизонтальным и наклонным выработкам - специальные пассажирские вагонетки;

для транспортировки вспомогательных материалов и оборудования - специальные платформы.

4.3. Тип и емкость откаточных сосудов для перевозки насыпных грузов принимать с учетом:

размеров грузопотока и протяженности откатки по горизонтальным и наклонным участковым и магистральным выработкам;

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

типа сопрягаемого горношахтного оборудования (клети, опрокидователи, стопоры, толкатели и др.).

4.4. Емкости вагонеток на стадии ТЭО для рудников цветной металлургии определять ориентировочно по областям их рационального применения (см.табл. 4.2.).

4.5. Допустимую массу поезда в соответствии с прилагаемой методикой (см. приложение №5) определять из условий:

трогания состава с места на подъем;

обеспечения сцепления при установившемся движении с равномерной скоростью при минимальных коэффициентах сцепления;

нагрева тяговых двигателей;

обеспечения длины тормозного пути, соответствующего действующим ПБ при движении груженого состава вниз на преобладающем уклоне.

Таблица 4.I

Категории шахт по газообильности (по метану)	Пологое и наклонное залегание пластов				Крутое залегание пластов				Примечания
	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)			
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0
I. Негазовые и малогазовые по пыли	ЗКР 7КР КI0 КП4 КР28	ЗКР 7КР КI0	ЗКР КI0	ЗКР КI0	ЗКР 7КР КI0 КП4 КР28	ЗКР 7КР КI0	КI0	КI0	
2. Опасные по пыли или I и II категории по газу	АРП10 (ВI0) АРП14 (ВI4) АРП28 КI0[x] КП4[x] КР28[x]	АРП7 КI0 – –	АРП7 – –	АРП7 – –	АРП10 (ВI0) АРП14 (ВI4) АРП28 КI0[x] КП4[x] КР28[x]	АРП7 КI0 – –	АРП7 – –	АРП7 – –	x/ Применяются с разрешения органов Госгортехнадзора
3. III категории и сверхкатегорные	АРП10 (ВI0) АРП14 (ВI4) АРП28	АРП7	Д8 АР57	АРП7	АРП10 (ВI0) АРП14 (ВI4) АРП28	Д8	Д8	Д8	

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0
4. Выбросоопасные или с суфлярными выделениями газа	Д8 АРВI4	АРВ7	Д8 АРВ7	АРВ7	Д8 Д8 АРВI4	Д8	Д8	Д8	

Для рудников цветной металлургии в технически обоснованных случаях допускается применение аккумуляторных электровозов при производительности горизонтов до I00 тыс. т/год и при отработке жильных месторождений.

Таблица 4.2

Длина откатки, км	Производительность рудника или горизонта, тыс.т./год					
	I00	200	400	600	I000	2000 и более
0,3	0,7	I,2	I,2	-	-	-
0,5	0,7	I,2	I,2	2,2	4,5	-
I,0	0,7	I,2	2,2	2,2	4,5	9,5
2,0	I,2	I,2	2,2	4,5	4,5	9,5
3,0	-	-	-	4,5	4,5	9,5
5,0	-	-	-	-	9,5	9,5

Примечание:

Оптимальные емкости кузова вагонеток рассчитаны для откатки руды с насыпным весом I,8 т/м^3 следующими составами:

0,7	- электровоз	3КР + I0 шт	вагонеток	ВГ-0,7
I,2	- -"-	7КР + I6 шт	-"-	ВГ-I,2
2,2	- -"-	КI0 + I4 шт	-"-	ВГ-2,2
4,5	- -"-	КI4 + I0 шт	-"-	ВГ-4,5
9,5	- -"-	К28 + I0 шт	-"-	ВГ-9,5

Окончательно допустимую массу поезда принимать по наименьшему из полученных значений.

4.8. Число вагонеток или секций в составе определять по лимитирующему весовую массу фактору с округлением результата расчета до ближайшего целого меньшего числа.

4.7. Число вагонеток или секций в составе, предназначенном для эксплуатации на действующем горизонте, должно соответствовать условию размещения состава на минимальной длине разминовки горной выработки.

4.8. При расчетах масс поезда принимать:

4.8.I. Уклон рельсового пути в сторону околоствольного двора или мест разгрузки (при штольневом вскрытии) для вновь проектируемых горизонтов - 0,003 ÷ 0,005 допускается увеличение уклона в пределах 0,005 ÷ 0,05, которое должно быть обосновано проектом.

Расчет параметров электровозной откатки для перевозки людей и грузов в выработках с уклоном 0,005 до 0,05 должен производиться в соответствии с "Типовыми решениями по безопасной перевозке людей и грузов в выработках с уклоном от 0,005 до 0,05", утвержденными Минуглепромом СССР.

4.8.2. Уклон рельсовых путей при расчете откатки для действующих горизонтов - по фактическому профилю в соответствии с методикой (см. приложение № 5).

4.8.3. Значения расчетных коэффициентов сцепления рудничных электровозов и основных удельных сопротивлений откаточных сосудов - в соответствии с табл. 4.3 и 4.4.

4.8.4. Дополнительные удельные сопротивления движению откаточных сосудов в кривых - в соответствии с методикой (см. приложение № 5).

На временных путях основное удельное сопротивление увеличивать на 20%.

4.8.5. Ускорение при пуске 0,03 - 0,05 м/с; замедление при обычном торможении 0,2 - 0,3 м/с^2.

Таблица 4.3

Характеристика пути	Расчетный коэффициент сцепления при движении	
	без подсыпки песка	с подсыпкой песка
Чистые сухие рельсы	0,I7 - 0,I8	0,I8 - 0,24
Влажные практически чистые рельсы:		
на рудника.	0,I2 - 0,I7	0,I7-0,20
на угольных шахтах	0,09 - 0,I3	
Мокрые покрытые грязью рельсы:		
на рудниках	0,09 - 0,I2	0,I2-0,I6
на угольных шахтах	0,07 - 0,08	

Таблица 4.4

Емкость вагонетки (секции), $м^3$	Основное удельное сопротивление, кг/т			
	груженые			порожние
	γ=I,6	γ=I,8	γ=2,5	
до I,6	9	8	7	II
до 2,5	8	7	6	I0
до 4,5	7	6	5	8
до 9,5	6	5	4	6

4.9. Определение времени рейса производить с учетом затрат времени на выполнение маневровых и погрузочно-разгрузочных операций в конечных пунктах откатки.

4.I0. При определении времени движения в грузовом и порожняковом направлениях скорость движения определять по электромеханическим характеристикам электровозов, а также по величине тормозного пути. Принимать наименьшую. Для ориентировочных

расчетов при плече откатки до 0,5 км скорость движения принимать с учетом коэффициента среднеходовой длительной скорости равным 0,5; а при большем плече -0,75.

4.II. Для шахт и рудников горнорудной промышленности затраты времени на загрузку вагонеток под люком и разгрузку их в круговом опрокидывателе с учетом времени на перестановку вагонаток электровозом принимать в соответствии с данными табл. 4.5.

Таблица 4.5

Емкость вагонетки или секции, $м^3$	Затраты времени, С		
	на загрузку вагонетки	на разгрузку	
		одной вагонетки	двух вагонеток одновременно
0,7- 0,8	60	30	40
I,2	75	30	40
2,2	90	35	45
4,5	I20	40	50
9,5	I80	50	-

Примечание:

I. В указанные нормы включено время на перестановку вагонов под люком и в опрокидывателе.

2. Время на очистку вагонеток при разгрузке в нормы не включено.

3. Продолжительность загрузки с применением виброблоков, вибропитателей, скреперных лебедок, погрузочных машин, перегружателей и т.д. определять по производительности последних с учетом времени на перестановку вагонеток.

4.I2. Время рейса локомотива определять с учетом продолжительности маневровых и погрузочно-разгрузочных операций в конечных пунктах в соответствии с нормативами приведенными в п. 4.I3. Для ориентировочных расчетов это время для шахт уголь-

ной промышленности принимать: на погрузочном пункте 8-10 мин., в околоствольном дворе - при составах с глухим кузовом - 13-15 мин, а при составах с донной разгрузкой 8-10 мин.

4.13. Продолжительность остановок в местах пересечения транспортных магистралей принимать 3-6 мин., либо определять расчетом, в соответствии со следующими нормативами:

Скорость движения локомотива, м/с:	
в хвосте состава при заталкивании.....	1,0
в голове груженого состава.....	1,25
в головое порожнего состава.....	1,5
без состава (в зависимости от длины участка)	2,0-2,5
прохождение стрелок и вентиляционных дверей	1,0-1,5
в процессе разгрузки составов с донной разгрузкой 1,2 м/с - для специализированных, 0,5 м/с - для смешанных	
Время на проезд локомотивом стрелок или съездов.....	20 с
Время на прицепку или отцепку электровоза.....	10с
Время на перемену хода локомотива.....	20с
Время на перевод централизованных стрелок и подготовка диспетчером машрута.....	10с

4.14. Инвентарное число локомотивов принимать как сумму рабочих и резервных машин.

4.14.1. Расчет числа рабочих машин в целом по шахте (основному откаточному горизонту) производить путем суммирования числа машин, определенных в зависимости от производительности погрузочного пункта и длины откатки по соответствующему звену.

Полученные результаты должны быть округлены до ближайшего большего целого числа.

4.14.2. Число резервных электровозов принимать по одному на каждые 5 работающих, но не менее, чем по одному на каждый горизонт.

4.15. Инвентарное число вагонеток или секций принимать как сумму рабочих и резервных откаточных сосудов.

4.15.1. Потребное (рабочее) число вагонеток или секции по шахте (горизонту) определять методом их расстановки по рабочим местам исходя из условий: на каждый погрузочный пункт - по одному обменному (находящемуся под погрузкой) составу плюс количество составов, предусмотренных в качестве аккумулирующей емкости..

4.15.2. Потребное число вагонеток или секций, при постоянном закреплении их за электровозом (работа по схеме локомотив - состав), принимать по числу работающих машин.

4.15.3. Число резервных вагонеток или секций принимать в зависимости от числа рабочих: для шахт угольной промышленности - 10%; для шахт и рудников горнорудной промышленности - 25%.

4.16. Проектирование рельсового пути должно производиться в соответствии с действующими в отраслях ПБ и "Инструкцией по эксплуатации и содержанию шахтных рельсовых путей".

4.17. При проектировании рельсового пути для шахт и рудников горнорудной промышленности наряду с п. 4.16 необходимо:

4.17.1. Тип рельсов откаточных выработок принимать в зависимости от рассчитанного грузопотока за весь срок службы рельсового пути по данным таблицы 4.6.

Если срок службы рельсового пути более 8 лет, то для выбора типа рельсов рассчитанный грузопоток увеличивать на 30%.

Таблица 4.6

Грузопоток, млн.т.	Тип рельса
до 10	Р-24
от 10 до 30	Р-33
свыше 30	Р-43

При транспортировании руды в вагонетках грузоподъемностью 10 т и более, откатываемых локомотивами сцепным весом 10 тс и выше независимо от величины грузопотока принимать как минимум рельс Р33.

В отдельных случаях (промежуточные и вентиляционные выработки с малым грузопотоком рудников цветной металлургии) допускается применение рельса Р18.

В рудниках, не опасных по газу и пыли, стыки рельсов рекомендуется сваривать.

4.17.2. Шпалы применять:

при сроке службы более 10 лет - деревянные, антисептированные;

при сроке службы более 10 лет (для укладки на главных откаточных выработках) - желательно железобетонные;

при сроке службы до 3 лет допускается применение деревянных неантисептированных шпал.

Для рудников горной химии шпалы применять деревянные независимо от срока службы выработки;

4.17.3. Высоту уровня головки рельсов от отметки почвы выработки для откаточных путей из разных типов рельсов и шпал принимать по данным табл. 4.7.

Таблица 4.7

Тип рельсов	Тип шпал	Высота, мм				
		рельса	подкладки	шпалы	балласта под шпалой	От уровня головок рельсов до отметки почвы, мм
Р-18	II	90	15	130	100	350
Р-24	II	107	17	130	100	350
Р-24	I	107	17	140	120	380
Р-33	I	128	24,4	140	110	400
Р-43	0	140	24,4	155	100	420

4.17.4. Минимальные радиусы закруглений путей принимать по отраслевым ПБ.

5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ САМОХОДНОГО НЕРЕЛЬСОВОГО ТРАНСПОРТА

5.1. При проектировании самоходного нерельсового транспорта предусматривать применение:

5.1.1. Самосвальных автопоездов с дизельным приводом для транспорта горной массы из очистных и подготовительных рудных забоев на расстояние до 400 м;

5.1.2. Ковшевых погрузочно-разгрузочных и погрузочно-транспортных машин только для транспортирования горной массы непосредственно из забоев на короткие расстояния до 400 м;

5.1.3. Самоходных вагонов с электрическим приводом и кабельной передачей энергии только при технологических схемах:

транспорт горной массы от комбайнов до конвейера;

транспорт руды от погрузочной машины до рудоспуска.

5.1.4. Грузолюдских самоходных вагонеток для доставки оборудования, материалов и людей на угольных шахтах во всех выработках до которым подается свежая струя воздуха.

5.2. Расчетную загрузку автосамосвалов, самосвальных автопоездов или погрузочно-доставочных машин определять в зависимости от гранулометрического состава транспортируемых полезных ископаемых и вмещающих пород, а также от способа погрузки и принимать не более паспортной грузоподъемности машины.

5.3. Тяговое усилие при работе машин по горизонтальным выработкам протяженностью свыше 500 м и скоростях движения более 30 км/ч определять с учетом дополнительного тягового усилия на преодоление сопряжения воздуха.

5.4. Максимальная скорость движения машин по горным выработкам должна приниматься наименьшей, исходя из величин, определенных из условий:

параметров тяговой характеристики, принятой в зависимости от расчетного тягового усилия;

ширины проезжей части транспортных выработок;

типа покрытия дороги (см. табл. 5.I);

торможения при движении под уклон.

5.4.I. При движении по криволинейным участкам максимальную скорость дополнительно проверять по условиям:

видимости на кривой, при этом путь торможения должен быть не более видимого расстояния, равного I,5 радиусам кривой;

- бокового скольжения при расчетном коэффициенте сцепления 0,4.

5.5. Расчетную скорость движения в грузовом и порожняковом направлениях на рудниках принимать наименьшей, определенной по условиям п. 5.4, но не более 20 км/ч. На прямых участках длиной более 500м по согласованию с органами Госгортехнадзора допускается увеличение скорости до 40 км/ч.

Таблица 5.I

Наименование параметров	Един. изм.	Наклонные выработки			Горизонтальные транспортные выработки		
		Капитальные грузовые автотранспортные уклоны	Вспомогательные вскрывающие уклоны	Вспомогательные заезды	Капитальные штреки и кварщлаги	Рабочие	Временные и вспомогательные выработки
I	2	3	4	5	6	7	8
Грузопоток за весь срок службы	млн.т.	свыше I0	до I0	до I,0	свыше I0	до I0	до 0,6
Срок службы транспортной выработки	лет	свыше I5	свыше I5	до 5	свыше I0	до I0	до 3
Максимальная масса груженых машин	т	80	60	30	80	60	40
Тип дорожного покрытия	-	бетон с армирующ. сеткой	бетон; щебенка с пропиткой раствором	без покрытия (в скал. породах)	бетон с армирующей сеткой	щебеночное или из прочных пород от проходки горных выработок	без покрытия с подсыпкой руды или породы
Толщина дорожного покрытия	мм	300	300	-	300	300	-
в т.ч. с пропиткой вяжущим раствором	"	-	200-I00	-	-	200	-
Уширение дорожного полотна сверх максимального габарита транспортных машин	"	I000-800	800	500	I000	800	500

I	2	3	4	5	6	7	8
Максимальная скорость движения на прямых протяженных участках x	км/ч	20	20	6	20	20	8
Коэффициент ходового сопротивления движению xx	-	0,025	0,025-0,04	0,08-0,10	0,025	0,04	0,08-0,10
Расчетный коэффициент сцепления	Величины коэффициентов сцепления в зависимости от состояния дорожного покрытия принимать по данным табл. 5.2						

Примечание: x) Определение расчетной скорости движения см.методику (приложение № 5.I)

xx) Дополнительное сопротивление при движении на кривых 0,2-0,I4.
Коэффициент ходового сопротивления в забоях принимать:
по развалу руды 0,25 -0,3; по плохо зачищенной почве 0,I5-0,I8.

Таблица 5.2

Дороги	Величина коэффициента сцепления при состоянии дорожного покрытия	
	чистое сухое	мокрое слегка загрязненное
I	2	3
Бетонные и асфальтовые	0,7	0,45-0,4
Щебеночные укатанные	0,7-0,75	0,5-0,4
Забойные в крепких породах	0,6-0,7	0,5-0,4
Забойные в относительно слабых породах	0,4-0,5	0,25-0,4
С основанием из каменной соли	0,48-0,50	-

Расчетная скорость движения дизельных машин при попутном направлении вентиляционной струи должна быть больше скорости движения воздуха не менее чем на 20%.

5.6. Величина тормозного пути на прямолинейном участке должна быть 20м, на криволинейном участке - с учетом п. 5.4. При определении величины тормозного пути принимать - коэффициент эксплуатационного состояния тормозов Кэ =I,5 (Кэ =I,I-I,8).

Время реакции водителя и холостого хода тормозов I,2 - I,5; с.

5.7. Для угольных шахт определение времени рейса производить с учетом затрат времени на выполнение маневровых (в том числе продолжительности времени нахождения вагонетки на разминовках) и погрузочно-разгрузочных операций в конечных пунктах откатки.

Для случая, когда часть рейса осуществляется на поверхности в его продолжительность добавляется время на погрузочно-

разгрузочные операции, перемещение вагонеток к клети (от клети), маневровые операции у клети, движение клети с вагонеткой по стволу.

5.7.I. При определении времени движения в грузовом и порожняковом направлениях скорость движения определять в соответствии с п.5.5. При этом коэффициент среднеходовой скорости движения принимать: при длине откатки до 300 м равным 0,6, при длине 300-I000 м - 0,75.

5.7.2. Продолжительность разгрузки машины определяется по технической характеристике машин, для автосамосвалов и ковшевых погрузочно-доставочных машин продолжительность разгрузки принимать равной I минуте. Для грузолюдских машин вспомогательного транспорта - 5 мин.

5.7.3. Продолжительность ожидания машин на разминовках при работе нескольких машин на однополосных транспортных выработках определять с учетом количества разминовок, где производится разъезд грузовых и порожняковых машин, а также расчетной продолжительности ожидания на разминовках, путем построения графика движения. При одинаковом расстоянии между разминовками продолжительность ожидания принимать 3,0 мин.

5.8. Расчетную сменную производительность одной машины определять с учетом коэффициента внутрисменного использования работы машины (0,7-0,8), учитывающего подготовительно-заключительные операции, заправку машин, перегон к месту работы и другие операции не связанные с основной работой.

5.8.I. При отсутствии аккумулирующих бункеров на погрузочном пункте продолжительность работы машины по транспорту горной массы принимать равной продолжительности рабочей смены участка по выдаче горной массы.

5.9. При работе нескольких машин на протяженной однополосной выработке дополнительно определять:

расчетное число рейсов в смену с учетом коэффициента I,I - I,25, учитывающего вспомогательные и резервные рейсы; расчетный интервал движения; количество разминовок и расстояние между ними.

5.I0. Расчетное число рабочих машин на участке определять по заданной сменной производительности участка и расчетной сменной производительности машины. При организации работ, когда одна и таже машина занята на транспортировании полезного ископаемого и породы или перевозит горную массу с нескольких участков, расчетное число рабочих машин определять раздельно для участков без округления и округлять до целого числа сумму рабочих машин по участкам.

5.II. Расчетную сменную производительность самоходных машин определять в зависимости от грузоподъемности машин, расчетных скоростей движения, продолжительности погрузки и разгрузки согласно методики, приведенной в приложении 6.

5.I2. Количество инвентарных машин принимать с учетом коэффициента инвентарных машин и округлять до большего целого числа. Величину коэффициента инвентарных машин, учитывающего машины, находящиеся в ремонте и резерве, принимать в зависимости от режима работы транспорта и категории транспортных выработок по табл. 5.4.

Таблица 5.4

Режим работы	Постоянные транспортные выработки	Временные выработки без покрытия
Двухсменный	I,25	I,3
Трехсменный	I,4	I,5

5.I3. Пробег рабочих машин определять с учетом коэффициента I,I - I,25 учитывающего холостой пробег на заправку, к пунктам технического обслуживания и т.д.

5.I4. При проектировании транспортных выработок предусматривать:

5.I4.I. Величины продольных уклонов для основного и вспомогательного транспорта принимать по данным табл. 5.5.

Таблица 5.5

№№ пп	Наименование транспортных выработок и их назначение	Нормальный уклон, ‰	Максимальный уклон на коротких участках, ‰
I	2	3	4
I.	Основные выработки для транспортировки горной массы по горизонтам	I7	70
2.	Главные автотранспортные уклоны для транспорта горной массы на поверхность		
	а) для грузового и двухстороннего движения	I05	I4I
	б) для порожнякового движения	I4I	I76
3.	Вспомогательные автотранспортные уклоны для перевозки людей, оборудования и материалов	I4I	I76
4.	Тоже, при работе на уклоне только машин со всеми ведущими осями	I76	2I3
5.	Вспомогательные заезды на подъэтажи, используемые только для перемещения машин с грузом своим ходом	2I3	268

Примечание: I. Максимальную величину продольного уклона транспортных выработок проверять по тяговым характеристикам применяемых транспортных машин.

2. При наличии обводненности наклонных транспортных выработок продольные уклоны снижать на 25-30%.

3. Почва выработок, по которым осуществляется движение самоходных вагонеток, должна быть малообводнена и иметь коэффициент крепости породы по Протодьяконову не менее 4 обеспечивающий коэффициент сцепления шин с почвой не менее значений, приведенных в табл. 5.2. При слабых почвах необходимы мероприятия по упрочнению дорожного полотна.

5.I4.2. На затяжных уклонах через каждые 600 м площадки длиной не менее 40 м с продольным уклоном не более 0,02 (I^0).

5.I4.3. Уменьшение продольного уклона на закруглениях наклонных транспортных выработок с радиусом менее 40 м на величину 0,02, а для радиусов менее 20 м - на 0,04.

5.I4.4. Величины радиусов поворота транспортных выработок принимать по данным табл. 5.6.

Размеры Т-образных тупиков и перекрестных пересечений выработок принимать по конструктивному радиусу разворота применяемого парка машин.

5.I4.5. Поперечный уклон дорожного полотна в сторону водоотводной канавки на величину 0,0I-0,02. В транспортных одноколосных выработках, предназначенных для движения машин с одинаковой колеей колес (или с колеей отличающейся не более 0,5 м),

Таблица 5.6

Наименование и назначение выработок	Радиусы закруглений, м	
	Нормальные условия	Стесненные условия
Основные транспортные выработки на горизонтах, вспомогательные автотранспортные уклоны	30	20
Основные вскрывающие автотранспортные уклоны	40	20
Вспомогательные выработки, используемые для транспорта длинномеров	20	I5
Вспомогательные выработки, не используемые для транспорта длинномеров	I5	I0

водоотводную канавку рекомендуется размещать по оси дорожного полотна, в остальных случаях вне пределов дорожного полотна с учетом возможности применения машин для чистки водоотливных канавок.

5.I4.6. Увеличение ширины дорожного полотна на закруглениях на величину разности радиусов поворота передних и задних колес машин с наибольшей жесткой базой. Ширину транспортных выработок на закруглениях проверять и дополнительно увеличивать ее на величину выноса наиболее выступающих частей машин или перевозимых длинномерных грузов относительно колеи движения.

5.I4.7. Тип дорожного покрытия и другие параметры транспортных выработок в зависимости от назначения и грузопотока выработок по данным табл. 5.I.

5.I5. Проектом разрабатывать мероприятия по спуску в шахту самоходного транспортного оборудования, указанного в п.5.I.1; п. 5.I.2; п.5.I.3; без разборки или с минимальной разборкой.

Наличие автотранспортного уклона на шахте обосновывать проектом.

5.16. Принудительную вентиляцию для самоходных дизельных машин, скорости движения машин, величины минимальных зазоров, ширину выработок, конструкцию пешеходных дорожек, параметры гаражей и пунктов обслуживания принимать в соответствии с "Инструкцией по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных условиях.

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

6.1. При проектировании вспомогательного транспорта предусматривать:

6.1.1. Создание транспортных систем, обеспечивающих:

надежную и бесперебойную работу всех технологических звеньев по добыче и транспортированию полезного ископаемого;

простоту установки и обслуживания системы, возможность ее наращивания и демонтажа при изменяющейся длине транспортирования;

способность работы системы в случае оседания арочной крепи и вспучивания почвы выработки;

возможность перевозки материалов в укрупненных единицах (пакеты, контейнеры), собираемых 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;

по возможности бесперегрузочную доставку материалов и оборудования к местам потребления;

взаимную увязку вспомогательного с основным транспортом

механизацию стационарными, переносными или передвижными грузоподъемными средствами погрузочно-разгрузочных работ в местах потребления материалов и оборудования, а также в пунктах погрузки и перегрузки;

системность 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 перевозки подземных рабочих к рабочим местам, обеспечивая при этом минимальную утомляемость рабочих и максимальную комфортность во время движения.

6.I.2. Для транспортирования материалов и оборудования, в основном, следующие виды транспорта:

по главным горизонтальным выработкам при локомотивном транспорте основного грузопотока - рельсовый локомотивный;

по главным горизонтальным выработкам при конвейерном транспорте основного грузопотока - монорельсовый, самоходный нерельсовый или локомотивный рельсовый;

по участковым штрекам - монорельсовый, рельсовый, локомотивный, самоходный нерельсовый; или напочвенные дороги;

по бортовым выработкам при системе разработки столбами по падению(восстанию)-монорельсовый, самоходный или напочвенные дороги, а в отдельных случаях - рельсовый локомотивный;

по бремсбергам и уклонам-монорельсовый, или одноконцевую откатку или напочвенные дороги;

по грузовым или вспомогательным автотранспортным уклонам-самоходный нерельсовый.

6.2. 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; перегрузки должны быть полностью механизированы.

6.3. На шахтах горнорудной промышленности при суточной потребности участков в материалах до 15-20 т доставку материалов по автотранспортным уклонам и нерельсовым выработкам следует проектировать по одноступенчатой схеме: от складов на поверхности непосредственно до рабочих блоков и забоев специальными маршрутами вспомогательных машин типа ВОМ. При суточной потребности участков в материалах свыше 20 т и длине откатки от поверхностных складов свыше 4 км транспорт основных материалов рекомендуется проектировать по двухступенчатой схеме: от складов на поверхности до центрального подземного склада на горизонте специальными большегрузными машинами грузоподъемностью 10-15 т; от подземного склада до рабочих мест вспомогательными грузовыми машинами типа ВОМ.

6.3.1. На рудниках с скиповым подъемом основного грузопотока предусматривать транспортировку крупногабаритных деталей дробилок крупного дробления, а также другого оборудования и вспомогательных материалов по специальным грузовым стволам или грузовым отделениям, а далее на автомашинах до рабочих мест.

6.4. При проектировании выбор видов вспомогательного транспорта обосновывать технико-экономическим расчетом с учетом конкретных горнотехнических условий.

6.5. Решения, принимаемые по вспомогательному транспорту, в проектах угольных шахт должны соответствовать "Технологиче-

ких схемам пакетно-контейнерной доставки материалов в шахту от заводов-изготовителей, РРЗ, ЦЭММ, баз и складов", которые считать неотъемлемой частью настоящих нормативов.

6.6. Определение параметров средств вспомогательного транспорта производить в соответствии с методиками, приведенными в приложениях 7 и 8.

6.7. Локомотивный рельсовый вспомогательный транспорт.

6.7.I. Транспортировку вспомогательных материалов и оборудования по рельсовым путям осуществлять специальными платформами, откатываемыми по участковым выработкам малогабаритными локомотивами сцепной массой до I0 т; по главным магистральным и грузолюдским магистральным вспомогательного назначения выработкам применять локомотивы, принятые на шахте для транспорта основного грузопотока. В случае технической целесообразности допускается применение локомотивов меньших сцепных масс.

В случае эксплуатации платформ по выработкам с завышенным профилем пути они должны быть оснащены равномерно-распределенной тормозной системой.

6.7.2. Выбор весовой нормы поезда и определение необходимого количества локомотивов производить в соответствии с положениями, приведенными в гл. 4.

6.7.3. Определение необходимого количества платформ, контейнеров (поддонов), специальных вагонеток производить по методу оборачиваемости в соответствии с объемами перевозок вспомогательных грузов, количеством маршрутов, их протяженностью и т.д.

В расчётах принимать:

коэффициент, учитывающий оборудование, находящееся в ремонте и резерве, I,08-I,I.

При определении времени рейса пассажирского поезда принимать:

скорость движения до 20 км/ч (см. приложение 4.2);

продолжительность посадки в вагонетку и выхода людей соответственно 2,0 и I,0 мин.

График движения пассажирских поездов с людьми должен исключать задержки поездов на разминовках.

6.8. Транспорт монорельсовыми локомотивами с дизельным приводом.

6.8.I. Монорельсовые дороги с подвесными дизелевозами целесообразно применять на выемочных участках, имеющих большое 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 и очистными и подготовительными забоями или другими рабочими местами в шахте.

6.8.2. Выбор весовой нормы монорельсового дизелевозного поезда (см. приложение 7), а также скорости его движения производить в зависимости от условий эксплуатации (уклон пути и т.д.) по тяговым параметрам локомотива.

6.8.3. Количество контейнеров (поддонов) для транспортирования вспомогательных материалов, а также необходимое количество дизелевозных составов определять аналогично п.п. 6.7.2 и 6.7.3.

6.8.4. При определении времени рейса монорельсового дизе-

- коэффициент снижения скорости движения (разгон и замедление, прохождение криволинейных участков пути, стрелок и т.д.) - 0,8-0,85;

- продолжительность остановок и ожидания на разминовках (при рейсах с грузом) - 2 ÷ 3 мин. в случае равномерного их распределения по трассе; при сложных случаях размещения время определяется по графику движения;

- затраты времени на выполнение погрузочно-разгрузочных операций - по 2 - 3 мин. на операцию;

-продолжительность посадки в вагонетку и выхода людей соответственно 2,0 и I,0 мин.

6.9. Самоходные машины.

6.9.I. Определение основных параметров вспомогательного транспорта с применением самоходных машин производить в соответствии с требованиями гл. 5.

6.9.2. Для транспортировки крупногабаритных узлов оборудования при монтажно-демонтажных работах, а также в случае необходимости перевозки контейнеров, поддонов и пакетов к самоходной грузолюдской машине должна прицепляться грузовая платформа грузоподъемностью до 8 т. При этом платформа буксируется одной или несколькими вагонетками. Применение специальных трайлеров для перевозки крупногабаритных грузов обосновывать проектом.

6.9.3. При вскрытии месторождения грузовым или вспомогательным автотранспортным уклоном перевозку людей от административно-бытового комбината на поверхности до рабочих мест в шахте предусматривать по одноступенчатой беспересадочной схеме во вспомогательных машинах, оборудованных для перевозки людей, или специальных автобусах. Перевозка людей по поверхности в

зимнее время от административно-бытового комбината до автотранспортной выработки определяется проектом с учетом условий комфорта.

6.9.4. При расчете продолжительности перевозки людей скорость движения самоходных машин с людьми принимать в зависимости от типа транспортных средств и категории транспортных выработок.

6.9.5. Кроме непосредственного обслуживания очистных и подготовительных забоев должны предусматриваться машины для разъезда работников технадзора, выполнения перевозок, связанных с неплановыми ремонтными работами, для доставки внепланового оборудования.

6.9.6. Рассчитанное количество машин вспомогательного транспорта не должно превышать допустимого количества одновременно работающих в выработке машин, рассчитанного по фактору разжижения выхлопных газов, обеспечивающему эксплуатацию транспортных средств без загрязнения рудничной атмосферы сверх установленных санитарных норм.

6.9.7. Расчет по газовому фактору проводить в соответствии с "Инструкцией по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных условиях".

6.10. Монорельсовые, моноканатные и напочвенные дороги с канатным тяговым органом.

6.10.1. Монорельсовые, моноканатные и напочвенные дороги с канатным тяговым органом, в основном, применять как средства участкового транспорта.

6.10.2. Монорельсовые дороги с канатной тягой целесообразно применять на вентиляционных и конвейеризированных выработках выемочных участков с мало разветвленной схемой горных выработок.

6.10.3[x)] В выработках, оборудованных монорельсовыми дорогами, имеющими скорость движения не более I м/с, величины зазоров и проходов должны приниматься в соответствии с § 39 "Правил безопасности..." не менее 0,7 м для прохода людей и не менее 0,2 м с неходовой стороны.

Зазор между наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава или перевозимого груза и крепью выработки при скоростях движения более I м/с должен быть не менее 0,3 м, а с другой стороны, предназначенной для прохода людей, - не менее 0,35 м.

6.10.4[x)] Величины зазоров на закруглениях и примыкающих к ним прямых участках выработок должны приниматься не менее следующих значений.

Место расположения зазора	Величина зазора, м	
	$v \leq$ I м/с	$v >$ I м/с
Со стороны прохода для людей	0,7 + H	0,35 + H
С неходовой стороны	0,2 + H	0,30 + H

Здесь v — скорость движения по закруглению и примыкающим прямым участкам, м/с;

H — величина уширения выработки

$$H = 0{,}34 \frac{v^2}{R}, \text{м};$$

R - радиус закругления выработки, м.

6.10.5[x)] Длины примыкающих к закруглениям прямых участков принимаются в зависимости от радиуса закругления выработки.

Радиус закругления, м	4,5	6	8	I0-I4	I6-20	20-25
Длина примыкающих участков, м	30	25	20	I5	I0	5

Достаточность полученных значений зазоров на закруглениях должна проверяться по фактору вписывания длинномерных грузов.

[x)] Разработаны [illegible] Лос В.С., инж. Айзеншток Л.И. (МакНИИ)

6.10.6. Моноканатные пассажирские дороги следует применять, в основном, на людских наклонных выработках.

6.10.7. При применении монорельсовых дорог с канатной тягой и моноканатных дорог целесообразно принимать дороги, обеспечивающие транспортировку грузов и перевозку людей на полную длину выработки.

6.10.8. Дороги канатные напочвенные применять для транспортирования грузов по участковым горным выработкам, имеющим переменный профиль рельсовых путей с уклонами до 20^0, в том числе: по участковым, 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.

Дороги напочвенные могут также применяться для транспортировки горной массы при проходке горизонтальных и слабонаклонных выработок на шахтах, опасных по газу и пыли.

6.10.9. Выработка, предназначенная для работы канатной напочвенной дороги, должна иметь в начале уширенную часть длиной 40 м. 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.

6.10.10. Количество людских вагонеток и грузовых кареток в составе монорельсовой и напочвенной дорог определять в зависимости от горнотехнических параметров выработки, грузопотоков и максимального количества людей, перевозимых ежесменно к месту работы и обратно.

6.10.11. Выбранная дорога должна быть проверена на возможность перевозки вспомогательных грузов и доставки людей на заданный участок исходя из суммарного количества грузовых и пассажирских рейсов в смену с учетом коэффициента неравномерности работы вспомогательного транспорта.

6.11. Одноконцевая канатная откатка.

6.11.1. Одноконцевую канатную откатку предусматривать для оборудования бремсбергов и уклонов с углом наклона свыше 10-12°[x] предназначенных для вспомогательного транспорта, перевозки в вагонетках угля, породы и руды, а также доставки людей при панельных и этажных схемах подготовки.

6.11.2. К оборудованию одноконцевых канатных откаток относить: малые подъемные машины, канаты круглопрядные двойной свивки с линейным и точечно-линейным касанием проволок в прядях, прицепные устройства, поддерживающие или отклоняющие ролики, предохранительные устройства, оборудование заездов, пускорегулирующую аппаратуру, специальные пассажирские вагонетки.

6.11.3. Для направления канатов, уменьшения износа шпал, стоек и канатов применять поддерживающие и направляющие ролики. Расстояние между роликами на прямолинейных участках принимать не более 20 м, а на волнистых участках не более 1м. При резких перегибах трассы предусматривать роликовые батареи. Рельсовый путь должен укладываться на деревянные шпалы в соответствии с ПБ.

6.11.4. Выбор оборудования для одноконцевой канатной откатки производится по заданным объемам сменных и суточных пе-

---

x) Для вновь проектируемых шахт

ревозок, горнотехническим условиям (угол наклона, длина откатки) и принятым по шахте моделям вагонеток, работающим в наклонных выработках.

6.II.5. Определение количества вагонеток (платформ) в составе производить из условия необходимой производительности с последующей проверкой прочности сцепки. Полученное количество вагонеток (платформ) округлять до ближайшего меньшего числа.

При определении количества вагонеток в составе величину коэффициента сопротивления движению состава по наклонным выработкам принимать по данным табл. 6.I; коэффициент сопротивления движению каната принимать 0,25 при трогании и при движении - 0,2.

Таблица 6.I

Полная масса одной вагонетки, т	Наибольшая скорость движения партии вагонетки			
	до 3 м/с		более 3 м/с	
	Количество вагонеток в составе			
	I-5	6-9	I-5	6-9
от I,0 до 2,0	0,020	0,028	0,030	0,042
от 2 до 3,0	0,0I6	0,022	0,024	0,033
более 3,0	0,0I5	0,020	0,022	0,030

6.II.6. Выбор каната производить из условия, что масса одного его метра должна быть равна или больше величины, определенной по наибольшему статическому усилию, действующему на канат и максимальному допустимому усилию в канате.

Статический запас прочности каната принимать в соответствии с ПБ.

6.II.7. При малых углах наклона рельсового пути ($5 \div 7^0$) произвести проверку массы состава на самокатное движение из условия, что значение силы тяги при подъеме груза по уклону или при спуске груза по бремсбергу должно быть больше допустимого толкающего усилия, обеспечивающего самокатное движение, принимаемого на основании данных завода изготовителя вагонеток. Для расчетов величину толкающего усилия можно принимать: для грузовых вагонеток 150-200 кГс, для пассажирских вагонеток 200-250 кГс.

6.II.8. Длина канатного хода (табл. 6.2) должна быть не менее длины, определенной углом движения (2^0 30').

Таблица 6.2

	Тип подъемной машины			
	Д-1,2хI;	Д-1,6хI,2;	Д-2хI,5;	Д-2,5х х2
Минимальная длина канатного хода, м	20	25	30	40

6.II.9. При определении длины барабана учитывается, что в соответствии с ПБ количество слоев навивки при грузовых и людских подъемах допускается однослойная при $\alpha \geq 70^0$ и трехслойная во всех остальных случаях. При наличии более одного слоя навивки реборда барабана должна выступать над верхним слоем на $2,5\,d_к$.

При выборе длины навивочной поверхности однобарабанной подъемной машины с цилиндрическим барабаном учитывать также:

- резервную длину каната (30-40 м), служащую для компенсации отрубаемых для испытания кусков;

- число витков трения, принимаемое в соответствии с ПБ;

- дополнительные витки, учитывающие незаполняемую часть барабана у реборд / принимается 1,0 виток - при однослойной; 2,0 витка - при двухслойной и 3,0 витка - при трехслойной навивке каната на барабан/;

- зазор между смежными витками, принимаемый:

при $d_к < 20$–30 мм $\varepsilon = 2{,}0$ мм

при $d_к < 30$ мм $\varepsilon = 2{,}5$ мм

Для барабанов с нарезными канавками зазор между смежными витками принимать по данным завода-изготовителя.

6.II.10. Выбор подъемной машины производится по расчетным значениям разности и максимального статического натяжения (разности натяжения), диаметра каната, максимальной скорости, ориентировочной мощности (с учетом коэффициента запаса мощности и с проверкой по балансу времени).

6.II.II. Баланс времени работы подъемной установки производить по продолжительности цикла и требуемого количества подъемов в зависимости от объема перевозок и расчетного коэффициента резерва на неравномерность работы откатки. При расчете баланса времени работы грузовой подъемной установки принимать: среднюю скорость движения $0{,}9 \div 0{,}95\ V$ м/сек., где V - принятая скорость подъема, не превышающая величин регламентируемых ПБ; суммарную длину криволинейного участка и стрелочных переводов 60÷70 м; скорость движения состава на закруглениях и стрелках $0{,}5\ V$ м/с; время на перецепку каната 130–150 с.; коэффициент резерва на неравномерность работы всей системы подъема 1,5.

В общем виде, при построении диаграммы работы, учитываются затраты времени при ускоренном, равномерном и замедленном

движениях по заездам и по наклонной выработке. К затратам времени на выполнение вспомогательных операций относятся: время предварительных усилий 1,5 с, перевода стрелки 10 с, перецепки каната при грузовом подъеме и паузы 130-150 с, изменение направления движения и пр. Время паузы на посадочных площадках определять расчетом с учетом:

- коэффициента, учитывающего тип посадочной площадки (K_I= 1 - при двусторонних и K_I= 1,25 - при односторонних посадочных площадках;

- время необходимое на выход 10с и посадку 15с людей на одно сиденье при двухместных сидениях (колея 600 мм) 25 с и 40 с соответственно - при трехместных сидениях (колея 900 мм);

- дополнительного времени, зависящего от количества вагонеток в составе (более 1 вагонетки в составе - 5 с.ж.);

- времени на подачу сигнала (5 с).

Продолжительность ускоренного (замедленного) и равномерного движения состава определяется из условий длины участков трассы, значений скорости движения и ускорений (замедлений) для которых приведены в табл. 6.3.

Таблица 6.3

	Участки трассы	
	заезд	наклонная выработка
Скорость, м/с	1,5 (груз) 1,0 (люди)	$\leqslant$ 5,0
Ускорение, м/с^2	0,3	0,5

6.11.12. На стадии рабочего проектирования определение продолжительности цикла подъема (спуска) производится в соот-

ветствии с принятой диаграммой работы подъема (обычно трех- - или многопериодная).

6.II.I3. При грузовом подъеме принимать многопериодную диаграмму с числом периодов не менее пяти. При пассажирском подъеме без заездов - трехпериодную.

6.II.I4. На стадии рабочего и технического проектирования выбор электродвигателя и редуктора подъемной машины производить по эффективной мощности, определенной в соответствии с тахограммой работы установки.

Выбранный электродвигатель проверяется на перегрузку по максимальному значению усилия в течение цикла на окружности навивки.

6.II.I5. Расчетная кратковременная перегрузка для подъемных установок с асинхронным двигателем допускается в пределах 2 - 3.

Если кратковременная перегрузка более допустимой, то необходимо изменить кинематический и динамический режим работы установки (уменьшить ускорения, снизить маховые массы и др.).

Приложение I

М Е Т О Д И К А

расчета измельчения антрацита в процессе транспортирования [x]

При проектировании отработки новых участков или пластов, когда отсутствуют производственные данные о выходе штыба из очистного забоя, его исходное содержание следует рассчитывать по формулам, приведенным в табл. I.I:

Таблица I.I.

Расчетные формулы для определения выхода штыба из очистного забоя

Тип исполнительного органа выемочной машины	Формулы для определения $X_л$	№ формул	Пределы изменения влияющих на выход штыба факторов A, кгс/см	m_0, м	v, м/мин	h, см	Оценка связи η	M
Шнековый (комбайны 2К-52, ГГШ-68)	$(47,7-0,169\bar{A}+\frac{32,2}{m_0+1}) : (\frac{0,722}{h}+0,64)$	I	I60--250	0,06--0,5	I--3,5	-	0,96	5I,3
Буровой (комбайн БК-52)	$(48,2-0,139\bar{A}+\frac{I0,7}{m_0+I}) : (\frac{0,38}{h}+0,8I)$	2	I40--260	0,26--0,76	I--3,5	-	0,93	22,6
Струговый (струги УСБ, УСТ)	$(23,6-0,168\bar{A}+\frac{40,3}{m_0+I}) : (\frac{h}{I,59I\,h-I,773})$	3	II0--I80	0,I--0,65	-	2,6	0,94	24,0

x) Фрагмен общей методики оценки технологических схем внутришахтного транспорта по качеству и оптовой цене обогащенного антрацита, разработанной институтами ШахтНИИУИ им. А.М.Терпегорьева и Новочеркасским политехническим институтом им. С.Орджоникидзе. Методика разработана кт.н. А.Г.Тихомировой, А.Д.Малец при участии инженера М.Т.Мешковой.

I.I. РАСЧЕТНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ АНТРАЦИТА В ПРОЦЕССЕ ТРАСПОРТИРОВАНИЯ

I.I.I. Удельное содержание штыба в рядовом угле слагается из количества штыба, образовавшегося в очистном забое $X_л$ и дополнительного его количества, образовавшегося при транспортировании от очистного забоя до обогатительной фабрики В соответствии с этим уравнение модели сортности в общем виде имеет вид

$$X = X_л + \sum_{i=1}^{n} U_i \qquad (4)$$

где U_i - измельчение на i -ом звене транспортной системы от очистного забоя до обогатительной фабрики.

I.I.2. При разветвленной сети внутришахтного транспорта, имеющего n грузопотоков; средневзвешенную величину измельчения необходимо определять по следующему уравнению:

$$X_{ср.в.} = \frac{X_1 Q_1 + X_2 Q_2 + \cdots + X_n Q_n}{Q_1 + Q_2 + \cdots Q_n} \qquad (5)$$

где $X_1 ; X_2 ; X_n$ - содержание штыба в рядовом угле по каждому грузопотоку, %;

$Q_1 ; Q_2 ; Q_n$ - величина грузопотоков, т.

I.I.3. Измельчение по каждому грузопотоку складывается из измельчения на отдельных процессах или звеньях действующей или проектируемой транспортной системы. Величину этого измельчения необходимо определять по формулам, приведенным в табл. I.2.

Формулы составлены с учетом многообразия технологических схем на действующих и проектируемых шахтах Донбасса и варьи-

рования следующих основных факторов: типа исполнительного органа выемочной машины, мощности пласта и крепости угля, пространственного расположения выработки, длины и количества средств транспорта, количества и высоты перепадов, содержания штыба и вицимой породы в рядовом угле, высоты бункера и наличия в нем устройств, снижающих измельчение, типа подъема и других.

Таблица I.2

Формулы для определения измельчения на отдельных звеньях транспортной системы

Виды транспорта, источники измельчания	Формулы	№№ формул
Транспорт в штреках:		
скребковыми конвейерами	$(10,51-2,64f)(0,0067\ell_{ск}+0,33)K_{гт}K_{NC}(K_c)$	6
ленточными конвейерами	$(0,391-0,128f)(0,00725\ell_{лк}+0,275)П_{лк}K_{гт}$	7
электровозами	$0,01\ell_э(0,236-0,078f)K_э K_{гт}$.	8
Транспорт в наклонных выработках:		
самотеком по решеткам	$(30,49-8,36f)(0,0067\ell_р+0,33)K_{гт}$	9
ленточными конвейерами	$(0,363-0,121f)(0,00725\ell_{лк}+0,275)П_{лк}K_{гт}$	I0
скребковыми конвейерами	$(9,9-2,7f)(0,0067\ell_{ск}+0,33)K_{гт}K_{NC}(K_c)$	II
Перепады:		
на скребковый конвейер	$(0,9-0,3f)(1+0,019П)K_{гт}K_{NП}(K_п)$	I2
на ленточный конвейер	$(0,46-0,14f)(1+0,019П)K_{гт}K_{NП}.(K_п)$	I3
в откаточный сосуд при высоте перепада менее I,2 м	$(1,59-0,36f)(1+0,019П)K_{гт}K_{NП}(K_п)$	I4
на отдельном перепаде высотой равной и более I,2 м	$0,408K_0K_в H_п(4,3-f)(1+0,019П)K_{гт}K_{NП}(K_п)$	I5
Пропуск угля через поверхностный или подземный бункер; пропуск через вертикальный дозатор	$\left(0,238Q_т H_б+\frac{1-Q_т}{1-\ell K_{ув}}\cdot 0,12H_б+0,107Q_т\right)\cdot(1+0,019П)(4,3-f)K_{гб}K_{уз}$	16
Пропуск угля через наклонный дозатор или крутонаклонную точку	$0,238H_{эк}(1+0,019П)(4,3-f)K_{гб}$	I7

Виды транспорта, источники измельчения	Формулы	№№ формул
Загрузка вертикального скипа	$(0{,}46H_к+0{,}59)(1{,}48-0{,}34f)(0{,}863+0{,}017П)K_{гп}$	I8
Загрузка наклонного скипа	$(1{,}59-0{,}36f)(0{,}863+0{,}017П)K_{гт}K_{nп}(K_п)$	I9
Подъем по стволу:		
по вертикальному - скипами	$0{,}01H_{вс}(0{,}513-0{,}157f)K_{гп}$	20
по вертикальному - клетями	$0{,}01H_{вс}(0{,}200-0{,}064f)K_{гп}$	2I
по наклонному - скипами	$0{,}01H_{нс}(0{,}192-0{,}064f)K_{гп}$	22

I.I.4. По формулам (6,7,9,I0,II) измельчение подсчитывается без учета перепадов с конвейера на конвейер.

Формулы (6) и(II) могут использоваться для одно и двухцепных скребковых конвейеров.

Формула (9) установлена при углах падения пласта 20-30°; формулы (7) и (I0) - при ширине ленты 900мм.

В формулах (6) и (II) принимается коэффициент K_c (табл. I.2, гр.2), если расчет измельчения ведется на каждом скребковом конвейере в зависимости от его порядкового номера (на первом, втором и т.д.). Если необходимо определить суммарное измельчение на конвейерной линии, состоящей из N° конвейеров, то принимается коэффициент K_{NC} (табл. I.4. гр. 3). В формулах (I2), (I3), (I4), (I5) , (I9) коэффициент $K_п$ принимается при расчете измельчения на каждом перепаде в зависимости от его порядкового номера (гр. 4, табл. I.4), а $K_{nп}$ - при расчете суммарного измельчения на всех перепадах в зависимости от их количества (гр. 5, табл. I.4).

I.I.5. Используя формулы таблиц I.I и I.2 предоставляется возможным формировать практически любые схемы подземного

анспорта для расчета измельчения угля в процессе его транспортирования на действующих и проектируемых шахтах.

I.2. БУКВЕННЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ ПРИНЯТЫЕ В РАСЧЕТНЫХ ФОРМУЛАХ.

I.2.I. В формулах (I-3) и (6- 22) приняты следующие буквенные обозначения:

$\bar{A}$ - средняя сопротивляемость угля разрушению в лаве, кгс/см;

$m_п$ - мощность пачки угля, остающейся после прохода исполнительного органа выемочной машины, м;

v - скорость подачи комбайна, м/мин;

h - толщина стружки, см;

f - крепость угля по шклае проф. М.М.Протодьяконова;

$l_{ск}$ - средняя длина скребкового конвейера в конвейерной линии, м;

$l_{лк}$ - средняя длина ленточного конвейера в конвейерной линии, м;

$n_{лк}$ - количество ленточных конвейеров в конвейерной линии;

$l_э$ - длина электровозной откатки, м;

$l_р$ - длина доставки угля самотеком по решеткам, м;

$П$ - процентное содержание видимой породы в рядовом угле, %; при разветвленной схеме транспорта, с различными грузопотоками и различными процентными содержаниями видимой породы в рядовом угле, в точке слияния грузопотоков подсчитывается средневзвешенное содержание породы, которое используется в последующих расчетных формулах;

$K_п$ - коэффициент, учитывающий материал основания, на который падает уголь, (табл. I.3);

K_β - 0,98 - 0,00568 β - коэффициент, учитывающий угол наклона основания β ;

$H_п$ - высота падения угля, м;

$Д_т$ - коэффициент, учитывающий объем угля, проходящего бункер "транзитом": $Д_т = 0,7$ - при емкости бункера до 40 т и мощности грузопотока через бункером более 300 т/час; $Д_т = 0,5$ - при емкости бункера 40-200 т (участковый бункер) и электровозной откатке по подбункерной выработке; $Д_т = 0,3$ - при емкости бункера более 200 т (главные подземный и поверхностный бункеры);

$H_б$ - высота падения угля в бункер, м;

$\mathcal{E}$ - коэффициент, учитывающий долю измельчения при выпуске угля из бункера в общем измельчении: $\mathcal{E} = 0,2$ - при выемке угля в очистных забоях комбайнами; $\mathcal{E} = 0,4$ - при выемке угля в очистных забоях струговыми установками;

$K_{ув}$ - коэффициент, учитывающий наличие специальных устройств в бункере, снижающих измельчение при выпуске угля из бункера: $K_{ув} = 1$ - при отсутствии устройств; $K_{ув} = 0,72$ - при выпуске угля из бункера через специальную трубу (труба Квапила);

$K_{уз}$ - коэффициент, учитывающий уменьшение измельчения в бункере за счет специальных устройств: при каскадном устройстве

$$K_{уз} = \frac{1}{0,107\,П + 0,882};$$

при спиральном устройстве

$$K_{уз} = 1,52 - \frac{26,3}{\gamma}$$

$K_{уз} = 1$ - при отсутствии устройств;

$П$ - количество ступеней (перепадов) в каскадном спуске;

γ - угол наклона витков спирали (принимается 30-45°);

$H_{эк}$ - эквивалентная высота падения угля в наклонный дозатор (в наиболее опасной точке), м;

$$H_{эк} = S\,(Sin\alpha - 0,29\,Cos\alpha)$$

S - длина наклонного пути движения угля через наклонный дозатор (наклонную течку), м;

α - угол наклона течки, град.;

$H_д$ - высота падения угля в вертикальный дозатор, м;

$H_к$ - высота падения угля при загрузке скипа, м;

$K_э$ - коэффициент, учитывающий процесс затухания измельчения при электровозной откатке:

$$K_э = \frac{457}{l_э} + 0,09$$

$K_{гт}$ $K_{гб}$ $K_{гп}$ - коэффициенты, учитывающие влияние сортности рядового угля на процесс измельчения, соответственно, на транспорте, в бункерах и на подъеме:

$$K_{гт} = \frac{18,4}{x_л} - 0,08; \qquad K_{гб} = \frac{39,75}{x_б} - 0,32;$$

$$K_{гп} = \frac{48,3}{x_п} - 0,4;$$

$x_л$ - процентное содержание штыба в рядовом угле, выданном из очистного забоя - принимается при расчете $K_{гт}$ для транспортных установок и процессов, предшествующих по ходу движению угля бункеру. На всех последующих транспортных установках и процессах коэффициент $K_{гт}$ подсчитывается по суммарному содержанию штыба в угле перед ними;

Таблица I.3.

Материал основания	Ко
Металл	I,000
Железобетон	0,957
Дерево	0,714
Угольный подстил	0,583
Резина	0,402

Таблица I.4

Номер перепада, конвейера или их количество в транспортной цепи	Значения коэффициентов на скребковых конвейерах		на перепадах	
	в зависимости от порядкового номера конвейера K_C	в зависимости от количества последовательно установленных конвейров K_{NC}	в зависимости от порядкового номера перепада $K_П$	в зависимости от количества перепадов в общей транспортной цепи $K_{NП}$
I	I,0	I,0	I,00	I,00
2	0,84	I,84	0,8I	I,8I
3	0,68	2,52	0,67	2,48
4	0,50	3,02	0,56	3,04
5	-	-	0,47	3,5I
6	-	-	0,39	3,90
7	-	-	0,34	4,24
8	-	-	0,30	4,54
9	-	-	0,25	4,79
I0	-	-	0,20	4,99
II	-	-	0,20	5,I9

Примечание: Перепаду и конвейеру под лавой присваиваются первые номера

$\mathcal{X}_б$ - процентное содержание штыба в рядовом угле перед бункером;

$\mathcal{X}_п$ - процентное содержание штыба в рядовом угле перед подъемом;

K_C - коэффициент, учитывающий затухание процесса измельчения в зависимости от порядкового номера скребкового конвейера (табл. I.4).

K_{NC} - коэффициент, учитывающий затухание процесса измельчения в зависимости от количества скребковых конвейеров в конвейерной линии (табл. I.4).

$K_п$ - коэффициент, учитывающий затухание процесса измельчения в зависимости от порядкового номера перепада в транспортной цепи (табл. I.4);

$K_{nп}$ - коэффициент, учитывающий затухание процесса измельчения в зависимости от количества перепадов в транспортной системе (табл. I.4);

$H_{вс}$ - высота подъема по вертикальному стволу, м;

$H_{нс}$ - длина транспортировки по наклонному стволу, м.

Приложение 2

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ГРУЗОПОТОКОВ И ВЫБОРА КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ УСЛОВИЯ ВЫЕМКИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ИЗ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫМИ ВЫЕМОЧНЫМИ АГРЕГАТАМИ (КОМБАЙНАМИ, СТРУГАМИ КОМПЛЕКСАМИ) [x]

2.I. ХАРАКТЕРИСТИКА ГРУЗОПОТОКОВ, ИЗ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ.

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

2.I.2. Значения минутных грузопотоков устанавливают как за время рабочей смены в целом (оперативное время), так и за суммарное время периодов поступления груза на транспортные установки или системы в течение рабочей смены (время поступления).

Наиболее достоверным способом установления значений минутных грузопотоков для каждого расчетного участка конвейерной линии является проведение прямых замеров (хронометражных наблюдений) в шахте.

При отсутствии возможности проведения таких замеров (например, на этапе проектирования выемочного участка или шахты) приближенные количественные характеристики грузопотоков должны быть установлены расчетным путем.

2.I.3. Исходные данные для расчета характеристик грузопотоков угля, поступающих из очистных забоев на конвейерную линию:

- длина очистного забоя $L_{o.з.}$, м;
- мощность пласта m, м;
- минимальная сопротивляемость угля резанию в очистном забое, кгс/см;

x/ Методика утверждена Минуглепромом СССР
разработчик - ИГД им. А.А. Скочинского

- сменная добыча $A_{см}$, т;
- продолжительность добычной смены - Т см, ч;
- тип выемочной машины;
- схема работы выемочной машины;
- коэффициент машинного времени выемочной машины - К;
- количество рабочих цикло машины в смену N, цикл/см;
- тип забойного конвейера.

2.I.4. Средний минутный грузопоток за время поступления угля из одного очистного забоя.

$$Q_{1(n)} = \frac{A_{см}}{60 \cdot T_{см} \cdot K_п}, \text{ т/мин,} \qquad (I)$$

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:

а) при членковой (двухсторонней), а также при односторонней без зачистки схемах работы следует принимать

$$K_п = K_м = \frac{t_в}{60 \cdot T_{см}} \qquad (2)$$

б) при односторонней схеме работы с зачисткой

$$K_п = \frac{t_в + t_з}{60 \cdot T_{см}} = K_м + \frac{t_з}{60 \cdot T_{см}}; \qquad (3)$$

где $t_в$ - продолжительность работы выемочной машины по выемке угля в течение смены, мин;

$t_з$ - продолжительность зачистки очистного забоя при обратном ходе машины в течение смены, мин.

$t_з$ - рекомендуется определять по формуле:

$$t_з = \frac{L_{с.з.} \cdot N}{0,7 \cdot V_{макс.м}}, \qquad (4)$$

где $V_{макс.м}$ - максимальная маневровая скорость машин, м/мин. /см. табл. 2.I.I./

Количество рабочих циклов выемочной машины в смену N принимается по планограмме очистных работ.

2.I.5. Максимальный минутный грузопоток, поступающий из очного очистного забоя $a_{1/макс/}$, следует принимать по фактическим данным работы забоя или по данным из проекта механизации очистного забоя.

При отсутствии фактических или проектных значений рекомендуется пользоваться приведенной ниже методикой расчета:

а) Опредеяется максимальное количество угля, которое может поступить из очистного забоя при отсутствии ограничения по производительности забойного конвейера: при прямом ходе выемочной машины (навстречу движению рабочего органа забойного конвейера)

$$a'_{макс} = m \cdot в \cdot V_{макс} \cdot \delta_1 \cdot \psi_п \cdot \gamma_{ч,т/мин}; \qquad (5)$$

при обратном ходе выемочной машины (по ходу движения рабочего органа забойного конвейера)

$$a''_{макс} = m \cdot в \cdot V'_{макс} \cdot \delta_2 \cdot (1 - \psi_п) \cdot \gamma_ч, \ т/мин. \qquad (6)$$

где m - вынимаемая мощность пласта, м;

$в$ - ширина захвата, м;

$V_{макс}$ - максимальная скорость подачи выемочной машины при прямом ходе (обычно в режиме выемки), м/мин, принимается по табл. 2.I.I. для различных типов комбайнов в зависимости от значений m и δ, а также в соответствии с минимальным значением сопротивляемости угля резанию для данного очистного забоя;

$V'_{макс}$ - максимальная скорость подачи выемочной машины при обратном ходе, м/мин: в случае, когда при обратном ходе осуществляется выемка (выемочная машина работает по челноковой схеме), можно принимать $V'_{макс} = V_{макс}$;

$$V'_{макс} = 0,7 \cdot V_{мако.м}; \quad (7)$$

$б_1, б_2$ – расчетные коэффициенты;

$$б_1 = \frac{V_к}{V_к + V_{макс}}; \quad (8)$$

$$б_2 = \frac{V_к}{V_к - V'_{макс}}; \quad (9)$$

– скорость движения рабочего органа забойного конвейера, м/мин/; данные о скоростях забойных скребковых конвейеров приведены в табл. 2.I.2;

Таблица 2.I. I

Технические характеристики выемочных машин

Тип выемочной машины	Максимальная маневрована скорость выемочной машины $V_{макс.м}$, м/мин	Вынимаемая мощность пласта m, м	Ширина захвата, $в$, м	Наибольшая скорость подачи ($V_{макс.м}$/ин) выемочной машины при сопротивляемости угля резанию кг/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
МК-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
2К-52	6,0	I,I-I,7 I,35-2,0	0,63 0,80	3,6-8,I 3,2-8,0	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-IКГ	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 2,4-1,8	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,I-I,9 3,6-2,9	3,I-I,9 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 до 29 0,I0	-	-	-	-
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	-

Таблица 2.I.2

Тип скребкового конвейера	Скорость рабочего органа $V_к$, м/мин	Максимальная производительность q_{max}, т/мин
СК-38	33,0	I,5
СК-38Р	37,5	I,7
СП-64	57,5	5,0
С-53А	44,0	2,6
	63,6	3,8
СР-70А	56,4	4,4
СР-	6I,I	6,0
	82,2	7,5
СП-63М	48,0	4,3
	55,2	4,9
	67,2	6,0
СПП-87ДН	55,2	4,I
	67,2	5,0
СКТ-64	I8,6	3,4
	43,2	6,7
СУ-IМК		
СУ-2МК	55,8	4,4
СУ-ОКП	70,2	6,4
СП-87П	58,5	8,I
	72,0	I0,0

$\Psi_п$ - коэффициент погрузки, зависящий от схемы работы выемочной машины; при установлении значения необходимо пользоваться следующими рекомендациями: при работе выемочной машины по двухсторонней схеме коэффициент $\Psi_п$ из формул (5) и (6) следует исключить, при работе выемочной машины по односторонней схеме без зачистки (с полной погрузкой при прямом ходе) принять $\Psi_п$ = I, при работе выемочной машины по односторонней схеме с зачисткой принимать $\Psi_п$ по табл. 2.I.3 в соответствии с шириной захвата $в$ и мощностью пласта m ;

$\gamma_ц$ - объемный вес угля в целике, т/м^3 устанавливается по характеристике пласта

Таблица 2.I.3

Ширина захвата В, м	Значения коэффициента при вынимаемой мощности пласта, 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

б) большее из найденных по формуле (5) и (6) значений $Q'_{макс}$ или $Q''_{макс}$ сравнивается с максимальной минутной производительностью забойного конвейера $Q_{з.к.}$ см. табл. 2.I.2; в качестве максимального минутного грузопотока $Q_{1(макс)}$, поступающего из одного очистного забоя, следует принимать:

$Q_{1(макс)} = Q'_{макс}$ (или $Q''_{макс}$), если $Q'_{макс}$ (или $Q''_{макс}$) $< Q_{з.к.}$;

$Q_{1(макс)} = Q_{з.к.}$, если $Q'_{макс}$ (или $Q''_{макс}$) $\geq Q_{з.к.}$

2.I.6. Значение среднего суммарного минутного грузопотока за время поступления на сборную транспортную систему определяется по формуле:

$$Q_1(n)_Σ = \sum_{i=1}^{n} Q_1(n)\,i \qquad (10)$$

Максимальный суммарный минутный грузопоток за время поступления на сборную транспортную систему

$$Q_1(макс)_Σ = \sum_{i=1}^{n} Q_1(n)i + П_б \sqrt{\sum_{i=1}^{n} б_i^2}, \quad т/мин, \qquad (11)$$

где $П_б$ - вероятностный параметр; для его определения предварительно вычисляется произведение коэффициентов поступления всех суммируемых забойных грузопотоков $К_{п1}$; $К_{п2}$; $К_{..}$ и по полученному его

значению (табл. 2.I.4) находится значение $П_б$;

$б_i$ - среднеквадратическое отклонение минутных грузопотоков за время поступления по каждому из суммируемых очистных забоев; значение $б$ для каждого забоя

$$б = \frac{Q_i(макс) - Q_i(п)}{2,33} \qquad (I2)$$

2.I.7. Характеристики грузопотоков угля, породы или горной массы (при совместной выдаче угля и породы) из одного подготовительного забоя устанавливаются хронометражными наблюдениями или расчетным путем, исходя из конкретных горнотехнических условий и графика организации работ данного забоя.

Исходные данные для расчета средних занятий грузопотоков, поступающих на транспортную систему из одного подготовительного забоя;

- объем угля, породы или горной массы, выдаваемой за цикл в соответствии с принятым графиком организации работ $VQ_ц$, $м^3$/цикл;
- объемный вес в целике угля, породы или горной массы $\gamma_ц$, мин;
- продолжительность работы комбайна или оборудования для погрузки угля, породы или горной массы за один цикл $t_п$, мин.

Таблица 2.I.4

$K_{n1} \cdot K_{n2} - K_{пп}$	$П_б$	$K_{n1} \cdot K_{n2} - K_{пп}$	$П_б$	$K_{n1} \cdot K_{n2} - K_{пп}$	$П_б$
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	I,00	0,25	2,06	0,47	2,3I
0,04	I,I5	0,26	2,08	0,48	2,32
0,05	I,28	0,27	2,09	0,49	2,33
0,06	I,38	0,28	2,I0	0,50	2,33
0,07	I,46	0,29	2,I2	0,5I	2,34
0,08	I,53	0,30	2,I3	0,52	2,34
0,09	I,59	0,3I	2,I5	0,53	2,35
0,I0	I,64	0,32	2,I6	0,54	2,35
0,II	I,68	0,33	2,I7	0,55	2,36
0,I2	I,73	0,34	2,I8	0,56	2,36
0,I3	I,76	0,35	2,I9	0,57	2,37
0,I4	I,80	0,36	2,20	0,58	2,38
0,I5	I,84	0,37	2,2I	0,59	2,38
0,I6	I,87	0,38	2,22	0,60	2,39
0,I7	I,90	0,39	2,23	0,6I	2,40
0,I8	I,92	0,40	2,24	0,62	2,4I
0,I9	I,94	0,4I	2,25	0,63	2,4I
0,20	I,96	0,42	2,26	0,64	2,42
0,2I	I,98	0,43	2,27	0,65	2,42
0,22	2,00	0,44	2,28		

Величина среднего минутного грузопотока за время поступления груза на транспортную систему

$$q_1(п) = \frac{Q_ц \cdot \gamma_ц}{t_ц} \quad \text{т/мин} \qquad (13)$$

2.I.8. Для транспортных систем, предназначенных для совместной транспортировки груза из очистных и подготовительных забоев, значения максимальных суммарных минутных грузопотоков: при поступлении груза из одного очистного и одного подготовительного забоя

$$Q_1(макс) = Q_1(макс) + q_1(п) \quad \text{т/мин} \qquad (14)$$

при поступлении груза из нескольких очистных и подготовительных забоев

$$Q_1(макс) = Q_1(макс)_Σ + Z \sum_{i=1}^{n} q_i(п) i \quad \text{т/мин} \qquad (15)$$

Здесь величина коэффициента Z принимается в зависимости от числа подготовительных забоев, подающих груз на сборную транспортную систему по табл. 2.I.5.

Таблица 2.I.5.

Количество подготовительных забоев	Коэффициент Z
2	0,95
3	0,85
4	0,75
5	0,60

2.2. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ВЫБОРУ ОБОРУДОВАНИЯ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛИНИЙ

2.2.1. 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 которых 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.

В случае, когда для обеспечения транспортирования угля по выработке, представляющей 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 бункеры

следует включать в состав сборного расчетного участка.

Выработки представляющие 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.

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

В случае, когда аккумулирующий бункер принимает груз только при остановке подбункерного конвейера, а в нормальном режиме грузопоток проходит мимо бункера ("обходной" бункер), характеристики грузопотока большую часть времени не будут изменяться в бункере (т.е. грузопоток будет временным 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.

2.2.2. 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.

Основные технологические требования к конвейерам при их выборе: 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 технологическими показателями, по которым должны выбираться конвейеры для конкретных горнотехнологических условий, являются:

минутная приемная способность конвейера $Q_{к.пр.}$, $м^3/мин$.

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 ОС 24-076.01.

Приемная способность для каждого типоразмера конвейера является постоянным показателем и определяется скоростью движения несущего полотна и его геометрическими размерами: для ленточных конвейеров-шириной ленты, углом наклона боковых роликов; для пластинчатых - шириной пластин, высотой бортов. При полустационарной установке ленточных конвейеров, когда трудно обес-

печить центровку ленты, рекомендуется принимать приемную способность конвейера на 10% меньше паспортной.

2.2.3. Техническая производительность конвейера устанавливается в соответствии с такими конструктивными параметрами, 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 параметрам) 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.

2.2.4. Для выбора типа конвейера для конкретной горной выработки необходимы следующие горнотехнические данные:

а) длина $L_в$ и средний угол наклона β выработки, предназначенной для конвейеризации. Для выработки, на которую поступают несколько грузопотоков, необходимо знать расстояния от

мест поступления промежуточных грузопотоков до разгрузочного конца выработки . Эти величины устанавливают по схеме транспорта (средний угол наклона определяется как $arctg\frac{H}{L_p}$ где H - перепад высоты между точками загрузки и разгрузки конвейера).

б) Насыпная масса транспортируемого груза γ , , т/м^3.

2.3. ВЫБОР КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ ОДНОПОТОЧНЫХ РАСЧЕТНЫХ УЧАСТКОВ С НЕРАВНОМЕРНЫМ ГРУЗОПОТОКОМ И УСТАНОВЛЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ УСРЕДНЯЮЩЕГО БУНКЕРА

2.3.1. Неравномерный грузопоток имеет место на расчетных участках разветвленных конвейерных линий, располагаемых между очистными забоями и первым (по направлению движения) из "обходных" аккумулирующим бункером.

Для каждого однопоточного расчетного участка конвейерной линии с неравномерным грузопотоком определяются значения максимальных минутных грузопотоков из одного очистного забоя.

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 в п/п 2.3.2 - 2.3.4.

2.3.2. В табл. 2.3.1. отыскивается строка, соответствующая условиям работы конвейера в данной выработке и его углу наклона.

Двигаясь по клеткам этой строки слева направо , находим значение $Q_{к.пр.}$, близкое значению $a_{1\,(макс)} \leq \gamma \cdot Q_{к.пр.}$

Если принять конвейер, для которого Q_1 /макс/ $\leq \gamma \cdot Q_{к.пр.}$, то установка усредняющего бункера перед этим конвейером не требуется.

Таблица 2.3.I.

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

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

Если $Q_1(макс) > \gamma Q_{к.пр.}$, то необходим усредняющий бункер. Применение конвейеров с усредняющими бункерами следует считать целесообразным, когда Q_1 /макс/ $> \gamma \cdot Q_{к.пр} \geq 0{,}5\, Q_1$/макс/, тогда рекомендуется принимать конвейер с большой приемной способностью. Если в этом случае требуется конвейер с большой 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. 2.3.I. определяют технические параметры B и $V_к$ как для конвейера способного работать без усредняющего бункера, так и для конвейера, требующего

частичное усреднение грузопотока.

Отбор пригодных по приемной способности типов конвейеров производится по параметрам B и $v_к$ и технологическим назначением конвейера.

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

2.3.4. Определяется эксплуатационная производительность для каждой из выработок из условия установки одного става конвейера на всю длину выработки $L_в$. Определение производится для всех найденных значений $v_к$.

Эксплуатационная производительность конвейера длиной $L_к = L_в$ для случая транспортировки угля, поступающего из одного забоя:

$$Q_э = 60 \cdot a_1(n) \cdot K_t \text{ , т/ч,} \qquad (16)$$

где $a_1(n)$ - средний минутный грузопоток за время поступления из одного очистного забоя, т/мин; определяется в соответствии с методическими положениями, изложенными в п. 3.4;

K_t - расчетный коэффициент нагрузки, принимаемый по табл. 3.2. В зависимости от времени загрузки несущего полотна конвейера $t_к$ и коэффициента неравномерности минутного грузопотока K_I

Продолжительность загрузки несущего полотна конвейера

$$t_к = \frac{L_к}{60 \cdot v_к} \text{ , мин,} \qquad (17)$$

где: $v_к$ - скорость несущего полотна конвейкра, м/с;

$L_к$ - длина става конвейера, м.

Значение $К_I$ определяется по формуле

$$К_I = \frac{a_1 \text{ /макс/}}{a_1 (n)} \qquad (I8$$

Таблица 2.3.2

Значение расчетного коэффициента нагрузки к

Минутный коэффициент неравномерности $К_I$	Продолжительность загрузки несущего полотна $t_к$, мин.									
	2 и менье	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,8[illegible]	I,83	I,79	I,76	I,73	I,7I
2,2	2,I2	I,96	I,85	I,78	I,[illegible]	I,7I	I,68	I,65	I,63	I,6I
2,0	I,98	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

2.3.5. Установление допустимой длины отобранных типов конвейров производится по их заводским характеристикам (приложение 3).

Характеристики связывают три параметра конвейера: техническую производительность, длину и угол наклона става.

На характеристике находится кривая с технической производительностью, равной эксплуатационной производительности $Q_э$. По этой кривой в соответствии с углом наклона выработки β со-

танавливается допустимая длина $L_{к.доп.}$. 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 $L_{к.доп.} \geq L_в$, могут быть приняты к установке.

2.5. ВЫБОР КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ ОДНОПОТОЧНЫХ РАСЧЕТНЫХ УЧАСТКОВ С РАВНОМЕРНЫМ ГРУЗОПОТОКОМ

2.5.1. 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).

2.5.2. В общем случае при выборе конвейеров, транспортирующих равномерные грузопотоки, нужно сначала установить эксплуатационную производительность и выбрать тип конвейера, руководствуясь столбцом, в котором указаны пределы рационального использования конвейеров по производительности. Далее по графикам определить $L_{к.доп.}$ 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 тех-

ническая производительность $Q_к$, т/ч больше, чем требуемая $Q_э$. В этом случае необходимо оценить, что выгоднее - делать камеры под приводы и устанавливать последовательно несколько менее мощных конвейеров или применять один мощный конвейер.

2.5.3. Эксплуатационная производительность для перечисленных случаев определяется по следующим методикам:

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

$$Q_э = 60 \cdot Q_1(n), \text{ т/ч}, \qquad (19)$$

В случае, когда все отобранные типы конвейеров имеют $L_{к.доп.} < L_в$, необходимо, либо предусмотреть установку в выработке последовательно нескольких конвейеров, либо выбрать по заводским характеристикам другой более мощный конвейер с требуемой (или большей) приемной способностью.

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

2.4. ВЫБОР КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ ОДНОПОТОЧНЫХ РАСЧЕТНЫХ УЧАСТКОВ, НАЧИНАЮЩИХСЯ С АККУМУЛИРУЮЩИХ НЕ "ОБХОДНЫХ" БУНКЕРОВ, В КОТОРЫЕ ПОСТУПАЕТ НЕРАВНОМЕРНЫЙ ГРУЗОПОТОК

2.4.I. Выбор конвейеров в этом случае производится в соответствии с изложенной в разедел 3 методикой с учетом усредняющего действия аккумулирующего бункера.

Поэтому при выполнении расчетов по указанной методике на этапе выбора конвейера по приемной способности (пп. 2.3. I и 2.3.2) в качестве максимального минутного грузопотока, поступающего на подбункерный расчетный участок, рекомендуется принимать значение равное 0,9 q_1 (макс).

На этапе установления допустимой длины конвейера по величине эксплуатационной нагрузки методические указания пп. 2.3.3 - 3.5 сохраняются без изменений. Следует иметь ввиду, что после определения $Q_б$ можно скорректировать выбор конвейера, если $Q_б$ много меньше, чем $Q_{к.пр.}$ принятого конвейера.

где $q_1(n)$ - средняя минутная производительность забоя за время поступления груза, т/мин.

б) В аккумулирующий бункер поступает равномерный грузопоток с добункерного конвейера. Эксплуатационная производительность расчитываемого 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

$$Q_э \geqslant K \cdot Q_{разг.}, т/ч, \qquad (20)$$

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

K - коэффициент, равный 0,5 , если емкость ямы (бункера) больше половины состава; 0,8 -0,5 до 0,2 состава, и I,0 - менее 0,2 состава.

г) При поступлении груза из разгрузочной ямы скипового подъема $Q_э$ следует принимать равной часовой производитель

ности скипового подъема $Q_{ск.под.}$

$$Q_э = Q_{ск.под}, \text{ т/ч}. \qquad (21)$$

2.6. ВЫБОР КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ ИЗ ОДНОГО ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ЗАБОЯ

2.6.I. При установлении допустимой длины конвейера в качестве эксплуатационной производительности следует принимать величину

$$Q_э = 60 \cdot q_1(n), \text{ т/ч}, \qquad (22)$$

где $q_1(n)$ - средний минутный грузопоток за время поступления горной массы из подготовительного забоя, т/мин, определяется по п. I.7.

В ряде случаев с целью сокращения затрат на переоборудование транспорта после окончания проходческих работ целесообразно в проходимых конвейерных выработках для транспортировки горной массы из подготовительных забоев устанавливать конвейеры, которые предусматриваются к применению в данной выработке при ведении очистных работ.

В остальных выработках при их проходке могут применяться конвейеры с шириной ленты 800 мм.

2.7. ВЫБОР КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ СБОРНЫХ РАСЧЕТНЫХ УЧАСТКОВ

2.7.I. Выбор конвейеров для сборных расчетных участков производится в той же методической последовательности, как и для однопоточных расчетных участков (см. разделы 3,4,5,6).

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.

2.7.2. Приемная способность сборного конвейера должна определяться для наиболее загруженного отрезка сборного конвейера

$$Q_{к.пр.\Sigma} \geq Q_{1(макс)\Sigma} + 7\Sigma Q_б + \Sigma Q_{б.у.}, \text{ т/мин}, \quad (23$$

где $Q_{1(макс)\Sigma}$ - 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.I.6.

$7\Sigma q_{1(п)}$ - сумма минутных грузопотоков, поступающих из подготовительных забоев на сборный конвейер т/мин, определяется по п. 2.I.8.

$\Sigma Q_б$ -- сумма минутных производительностей разгрузки аккумулирующих бункеров, из которых груз подается на сборный конвейер, т/мин, определяется по п. 2.7.4.б.

$\Sigma Q_{б.у.}$ - сумма минутных производительностей усредняющих бункеров, из которых груз поступает на сборный конвейер, т/мин; определяется по п. 2.8.2.

2.7.3. Для установления допустимой длины сборного конвейера следует принимать приведенную к полной длине конвейера эксплуатационную производительность

$$Q_{э(прив.)} = \frac{Q_{э1} \cdot \ell_1 + \dots + Q_{эi} \cdot \ell_i + \dots + Q_{эп} \cdot \ell_п}{L_к} \text{ т/ч}, \quad (24)$$

где $Q_{э1}, \dots Q_{эi} \dots Q_{эп}$ - долевые значения эксплуатационной нагрузки на различных отрезках сборного конвейера, т/ч;

$\ell_1, \dots \ell_i, \dots \ell_п$ — длины отрезков сборного конвейера, на которых действуют соответствующие долевые значения эксплуатационной нагрузки $/ Q_э, \dots Q_{эi}, \dots Q_{эп} /$, м

$L_к$ - полная длина конвейера, м.

2.7.4. 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 определяется как суммарная величина

$$Q_{эi} = 60\ a_{1(п)\Sigma} \cdot K_{ti}, \quad т/ч \qquad (25$$

где $\Sigma a_{1(п)}$ - средний суммарный минутный грузопоток, проходящий по отрезку конвейера l_i, т/мин; определяется по п. 2.I.6.

K_{ti} - расчетный коэффициент нагрузки для отрезка конвейера; определяется по табл. 2.3.2 при значениях

$$K_{1i} = \frac{a_{1(макс.)\Sigma}}{a_{1(п)\Sigma}} \qquad (26)$$

$$t_{кi} = \frac{l_i}{60 \cdot v_к}, \text{ мин}; \qquad (27)$$

$a_{1(макс)\Sigma}$ - максимальный суммарный минутный грузопоток на отрезке конвейера l_i, т/мин; определяется по п. 2.I.6;

K_{1i} -- коэффициент неравномерности суммарного минутного грузопотока, проходящего по l_i отрезку сборного конвейера;

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 (25) и (26) значения $a_{1(п)}$ и $a_{1(макс)}$ для поступающего на этот отрезок единичного грузопотока.

б) Для отрезков конвейера, по которым проходят только грузопотоки из двух или более аккумулирующих бункеров, в которые поступают неравномерные грузопотоки целевые эксплуатационные нагрузки на сборный конвейер устанавливают в четыре этапа.

На первом этапе устанавливают ориентировочное значение скорости сборного конвейера. Для этого определяют приближенную величину максимального суммарного минутного грузопотока на наиболее загруженном участке сборного конвейера.

$$Q_{1(макс)_{\Sigma}} = 0.7 \Sigma Q_{1(макс)}, \text{ т/мин.}, \qquad (28)$$

где

где $\Sigma Q_{1(макс)}$ - сумма максимальных минутных неравномерных грузопотоков, поступающих в аккумулирующие бункеры, т/мин. Слагаемые величины $Q_{1(макс)}$ определяют по п. 2.1.5.

В соответствии со значением $Q_{1(макс)_{\Sigma}}$ по табл 2.3.1 и методическим указаниям п. 2.3.2 устанавливаем ориентировочное значение скорости и ширины ленты сборного конвейера.

на в т о р о м этапе определяют индивидуальные эксплуатационные нагрузки, создаваемые каждым грузопотоком, поступающим из аккумулирующих бункеров на весь сборный конвейер.

Индивидуальные эксплуатационные нагрузки $Q_{э}', Q_{э}'', \cdots Q_{эп}$ определяют в соответствии с методическими указаниями, изложенными в разделе 4. 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 $\ell', \ell'', \ldots \ell_{п}$.

На т р е т ь е м этапе устанавливают производительность разгрузки каждого аккумулирующего бункера. На основании

п. 2.9.6. они должны быть соответственно равны

$$Q_{б}' = Q_{э}', \; Q_{б}'' = Q_{э}'', \ldots Q_{бп}, \; т/ч, \qquad (29)$$

На четвертом этапе определяют долевое значение эксплуатационной нагрузки $Q_{эi}$ на l_i отрезке сборного конвейера.

$$Q_{эi} = Q_{б}' + Q_{б}'' + \ldots + Q_{бп}, \; т/ч, \qquad (30)$$

В дальнейшем может оказаться, что принятая для расчета значений $Q_{э}', Q_{э}'', Q_{эп}$ ориентировочная скорость ленты отличается от скорости ленты выбранного по $Q_{э}$ /прав./ сборного конвейера. В этом случае необходимо вновь вернуться к определению $Q_{э}$ /прав./ 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 - во всех этих случаях выбора скорости конвейера по приемной способности не требуется и долевая эксплуатационная нагрузка определяется в два этапа.

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

Индивидуальные эксплуатационные нагрузки $Q_{э}', Q_{э}'', \ldots Q_{эп}$, определяют по соответствующим методикам для однопоточных расчетных участков конвейерной линии при поступлении груза: из магазинов лав на крутых пластах по п. 2.5.3а; из аккумулирующих бункеров, принимающих равномерные грузопотоки, по п. 2.5.3б; из аккумулирующих бункеров, принимающих груз из средств рель -

сового транспорта по п. 2.5.3в; из разгрузочных ям скипового подъема по п.2.5.3г; из подготовительных забоев по п. 3.16.

На втором этапе устанавливают долевое значение эксплуатационной нагрузки $Q_{эi}$ на отрезке сборного конвейера

$$Q_{эi} = Q'_э + Q''_э + \ldots + Q_{эп}, \text{ т/ч}, \qquad (31)$$

2.7.5. 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 пп. 2.7.1 - 2.7.3.

Скорость ленты сборного конвейера устанавливается путем предварительного выбора конвейера по приемной способности в соответствии со следующей формулой

$$Q_{к.пр.\Sigma} \geq Q_{1(макс)\Sigma} + Z\sum g_1(п) + 0{,}7\sum d_1(макс) + \sum Q_{бу}, \text{ т/мин}. \qquad (32)$$

где $\sum d_1(макс)$ — сумма максимальных минутных неравномерных грузопотоков, поступающих в аккумулирующие бункеры, т/мин. Слагаемые величины d_1 (макс) определяются по п.2.1.6.

Остальные значения, входящие в формулу, приведены в п. 2.7.2.

Значение $Q_э$ /прив./ определяется по формуле (24).

Долевые значения эксплуатационных нагрузок $Q_{эi}$ на каждом отрезке сборного конвейера l_i определяются как арифметическая сумма слагающаяся из эксплуатационных нагрузок на этом отрезке, создаваемых независимо друг от друга грузопотоками с разными характеристиками.

Слагаемые долевого значения $Q_э$ определяются в зависимости от характеристики грузопотоков по соответствующим методикам, изложенным в п. 2.7.4.

В дальнейшем может оказаться, что принятая для расчета эксплуатационных нагрузок скорость ленты будет отличаться от скорости ленты выбранного по $Q_э$ /прав./ сборного конвейера. В этом случае необходимо вновь вернуться к определению $Q_э$/прав./ при новой скорости ленты и установить новую допустимую длину конвейеров.

2.7.6. После выбора сборного конвейера по величине $Q_э$/прав./ необходимо провести его проверку по приемной способности. Проверку следует выполнять по формуле (23).

Если после проверки окажется, что выбранный по $Q_э$ /прав./ 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.

2.8. ВЫБОР ЕМКОСТИ УСРЕДНЯЮЩИХ БУНКЕРОВ

2.8.I. Усредняющие бункеры следует предусматривать лишь для случаев, когда приемная способность $Q_{к.пр.}$ выбранного для установки конвейера меньше максимального минутного грузопотока a_1(макс) или a_1(макс)$_\Sigma$, поступающего на этот конвейер.

2.8.2. Для определения потребной емкости усредняющего бункера необходимо установить производительность разгрузки бункера $Q_{б.у.}$ т/м.

Величина $Q_{б.у.}$ может изменяться в следующих пределах: $\gamma \cdot Q_{к.пр.} \geq Q_{б.у.} \geq Q_э$

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

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

При $Q_{б.у.} = \gamma \cdot Q_{к.пр.}$ происходит лишь частичное усреднение - бункер не пропускает на конвейер пики грузопотока равные разности $Q_{1(макс)} - \gamma \cdot Q_{к.пр.}$. Так как для этого случая требуется небольшая емкость усредняющего бункера, рекомендуется принимать в расчете $Q_{б.у.}$, равную приемной способности конвейера.

2.8.3. Величина емкости усредняющего бункера

$$E_{ус.} = Q_э \cdot K_{б.у.}, \quad (33)$$

где

$K_{б.у.}$ - расчетный коэффициент, принимается по табл. 2.8.I в зависимости от величины отношения $\frac{Q_{б.у.}}{d_{1(макс)}}$ и значения $t_к$ для подбункерного конвейера;

$Q_э$ - эксплуатационная производительность подбункерного конвейера; определяется в соответствии с п. 2.3.4.

Значение d_1 /макс./ принимается для случая поступления в бункер грузопотока из одного очистного забоя и определяется по методике, изложенной в п.2.I.6.

Значение d_1 /макс./$_\Sigma$ принимается для случая поступления в бункер грузопотока из двух (или более) очистных забоев и рассчитывается по формуле (I2) в соответствии с характеристиками этих грузопотоков.

Значение времени $t_к$ для подбункерного конвейера определяется по формуле (I7).

2.8.4. В случае, когда выбор конвейеров произведен для двух вариантов - с усредняющим бункером и безбункерного, необходимо провести технико-экономическое сравнение этих вариантов и принять наиболее экономичный способ конвейеризации выработки.

2.8.5. Когда емкость усредняющего бункера уже задана (например, выбор конвейеров ведется для условий действующей шахты и емкость горного бункера не может быть изменена), возможны следующие случаи:

а) Фактическая емкость бункера отличается от расчетной не более, чем на $\pm$ 30%. В этом случае могут быть приняты расчетные параметры $Q_{б.у.}, Q_{к.пр.}$ и $Q_э$, подбункерного конвейера.

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

в) Фактическая емкость бункера много больше расчетной. В этом случае по заданной емкости бункера $E_{ус.ф.}$ и установленной расчетной эксплуатационной производительности подбункерного конвейера $Q_э$ определяют расчетный коэффициент.

$$K_{б.у.} = \frac{E_{ус.ф}}{Q_э} \qquad (34)$$

Далее из табл. 2.8.I по найденному значению $K_{б.у.}$ и величине $t_к$ для подбункерного конвейера определяют величину отношения $\frac{Q_{б.у.}}{Q_{макс.}}$ и затем по заданному значению $Q_{макс.}$ - величину производительности разгрузки бункера.

Следует различать два случая.

Первый случай, когда $Q_э < Q_{б.у.} \leq Q_{к.пр.}$. Это снижение

ствует о том, что фактическая емкость бункера близка к требуемой для усреднения неравномерного грузопотока. В этом случае в качестве производительности разгрузки бункера следует принимать установленное приведенным выше расчетом значение $Q_{б.у.}=Q'_{б.у.}$.

Для этого случая необходимо также предусмотреть такое управление конвейерами, загружающими бункер, чтобы они останавливались немедленно при остановке подбункерного конвейера. Если этого не сделать, то бункер будет наполняться и из усредняющего превратится в аккумулирующий и 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 $Q_э$.

Второй случай, когда $Q'_{б.у.} \leq Q_э$ это свидетельствует о том, что фактическая емкость бункера много больше требуемой для усреднения неравномерного грузопотока. В этом случае 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.

2.8.6. В случае, когда усредняющего бункера не требуется $Q_{к.пр.} \geq Q_1$ /макс./, 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.

$$Q_{1(п)} \leq Q_{б.у.} < Q_э \qquad (35)$$

Проверку эксплуатационных параметров нового конвейера с меньшей приемной способностью и бункера (при условии работы с новым конвейером) следует производить в соответствии с п.2.8.5.

Повышенную допустимую длину конвейера следует определять по заводским характеристикам конвейера в соответствии с его новой эксплуатационной производительностью $Q'_э$ равной принятой величине $Q_{б.ч.}$.

При этом необходимо произвести по п. 2.3.3 проверку достаточности заданной (фактической) емкости бункера при принятых значениях величин $Q'_э$ и $Q_{б.ч.}$.

Если окажется, что заданная (фактическая) емкость бункера меньше расчетной, то необходимо увеличить значения $Q_{б.ч.}$, не выходя за пределы условия (35).

2.9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕМКОСТИ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ РАЗГРУЗКИ АККУМУЛИРУЮЩИХ БУНКЕРОВ В КОНВЕЙЕРНЫХ ЛИНИЯХ

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

- сменный грузопоток, проходящий через бункер $A_{см}$, т/см,
- количество последовательно расположенных конвейеров в подбункерной части конвейерной линии n

2.9.2. Величина емкости аккумулирующего промежуточного бункера определяется по формуле

$$\sum_{ак} \geq C \cdot A_{см}, \qquad (36)$$

где: C – расчетный коэффициент, учитывающий надежность работы подбункерной части конвейерной линии; определяется по табл. 2.9.1.

Таблица 2.9.I

Куда разгружается конвейерная линия, принимающая уголь из рассчитываемого бункера	Количество конвейеров в подбункерной части конвейерной линии	Расчетный коэффициент C	
		Обходной бункер	Сквозной бункер
Аккумулирующий бункер, подземный или на поверхности (при конвейерном подъеме), пункт погрузки в средства рельсового транспорта	I-2	0,08	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

2.9.3. Величину емкости аккумулирующего бункера у скипового ствола на конвейеризированных шахтах рекомендуется принимать равной

$$E_{ск.ст.} \geq 0{,}15 A_{см.}, \text{ т/ч}, \qquad (37)$$

2.9.4. Величины емкости двух или более последовательно расположенных в конвейерной линии аккумулирующих промежуточных бункеров определяются по формуле (33) в зависимости от количества конвейеров, устанавливаемых между определенным бункером и бункером, следующим за ним по потоку угля или до пункта погрузки в средства рельсового транспорта.

2.9.5. Производительность разгрузки аккумулирующего бункера в случае, когда бункерный конвейер загружается только от него, принимается равной эксплуатационной производительности подбункерного конвейера.

Таблица 2.8.I.

$Q_{б.у.}$ / q_i/макс/	Значения расчетного коэффициента $K_{б.у.}$ при $t_к$, 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	0,0322
0,8	0,0067	0,0I33	0,0200	0,0266	0,0333	0,0400	0,0466	0,0 532	0,0600	0,0666
0,7	0,0I00	0,0200	0,0300	0,0400	0,0500	0,0600	0,0700	0,0800	0,0900	0,0I000
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

$$Q_б = Q_э, т/ч \qquad /38/$$

2.9.6. В случае, 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

$$Q'_б = Q'_э, \; Q''_б = Q''_э, \ldots\ldots, \; Q_{б.п} = Q_{эп}, \qquad /39/$$

Определение долевых значений $Q'_э, Q''_э \ldots\ldots, Q_{эп}$ при загрузке конвейера из аккумулирующих бункеров производится по п.2.7.4б.

2.10. УКАЗАНИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ УКРУПНЕННЫХ РАСЧЕТОВ ПАРАМЕТРОВ ГРУЗОПОТОКОВ И ВЫБОРА КОНВЕЙЕРОВ

2.10.1. Для укрупненных расчетов (например, на стадии ТЭО проектирования шахт) определение грузопотоков из очистных забоев выполнять по методике "Основных положений по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт",/1976г./

Грузопоток из подготовительных забоев участковых выработок в пределах выемочного поля условно принимать поступающим в одну точку на сборную выработку (бремсберг, уклон или магистральный штрек), находящуюся на расстоянии одной длины лавы от точки поступления грузопотока из ближайшего к подготовительным работам очистного забоя. Параметры грузопотока от подготовительных работ определять через параметры суммарного грузопотока, поступающего на сборную выработку из очистных забоев, умножением и на коэффициент, равный отношению грузопотока из подготовительных забоев к грузопотоку из очистных забоев (как правило, величина этого коэффициента равна 0,05 ÷0,15).

2.10.2. Для укрупненных расчетов выбор конвейеров выполнять в соответствии с "Основными положениями по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт" при параметрах грузопотока, определенных в соответствии с п. I.

Приложение 3.

Графики допустимой длины ленточных конвейеров в зависимости от угла наклона и производительности

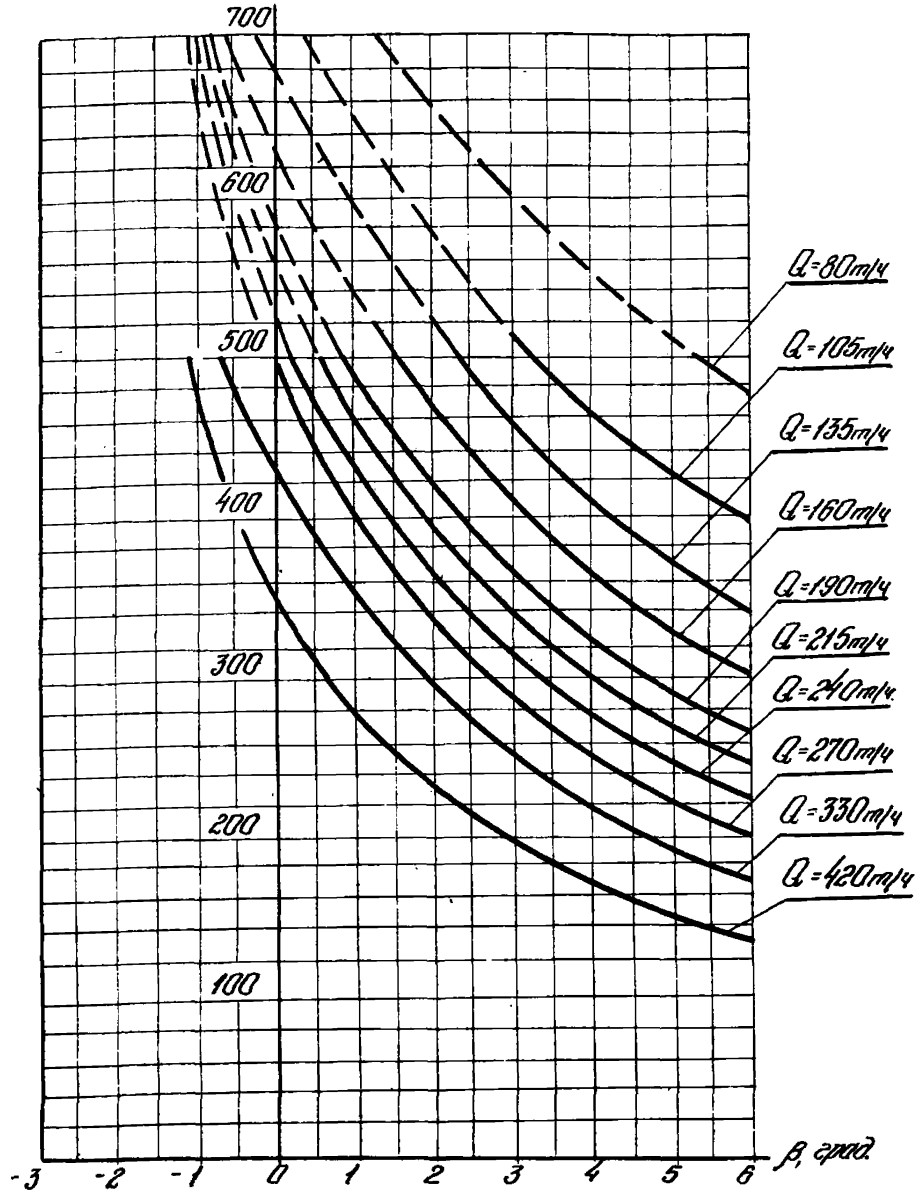


Рис. 3.1 Зависимость длины конвейеров 1Л80 и 1ЛТ80 от угла наклона и производительности. Q=80-330т/ч при V=1,6м/с; Q=420т/ч при V=2м/с; мощность привода P=40кВт.

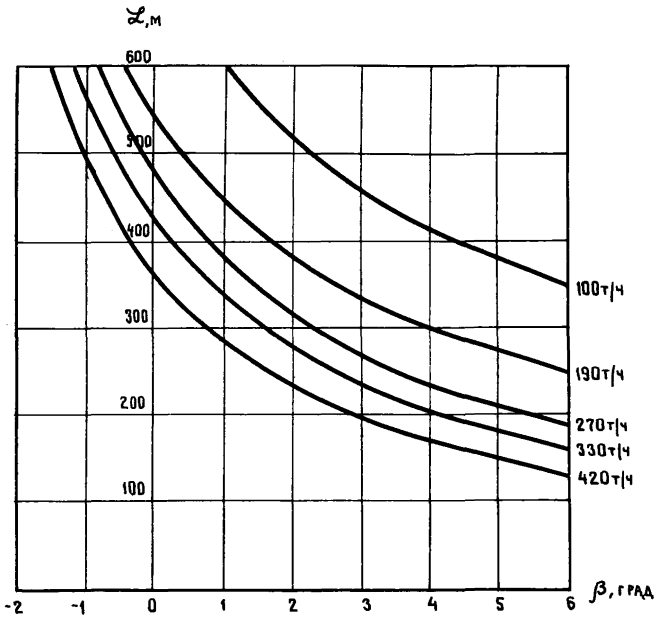


Рис.3.2. Зависимость длины конвейеров 1Л80 и 1ЛТ80 от угла наклона и производительности при V=2м/с и P=40 кВт.

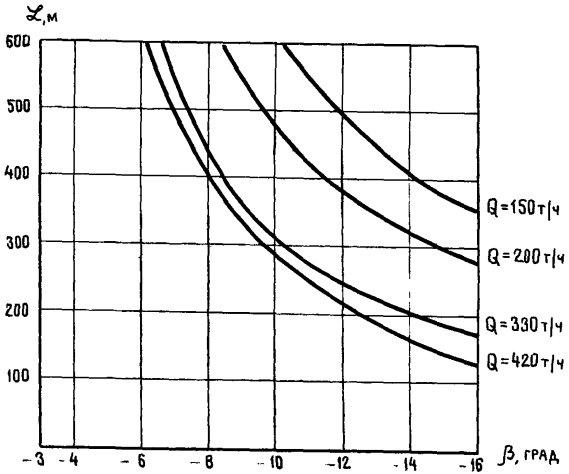


Рис. 3.3. Зависимость длины конвейера 1Л6-80 от угла наклона и производительности.
Q=150-330т/ч при V=1,6 и 2,0м/с ; Q=420т/ч при V=2,0м/с

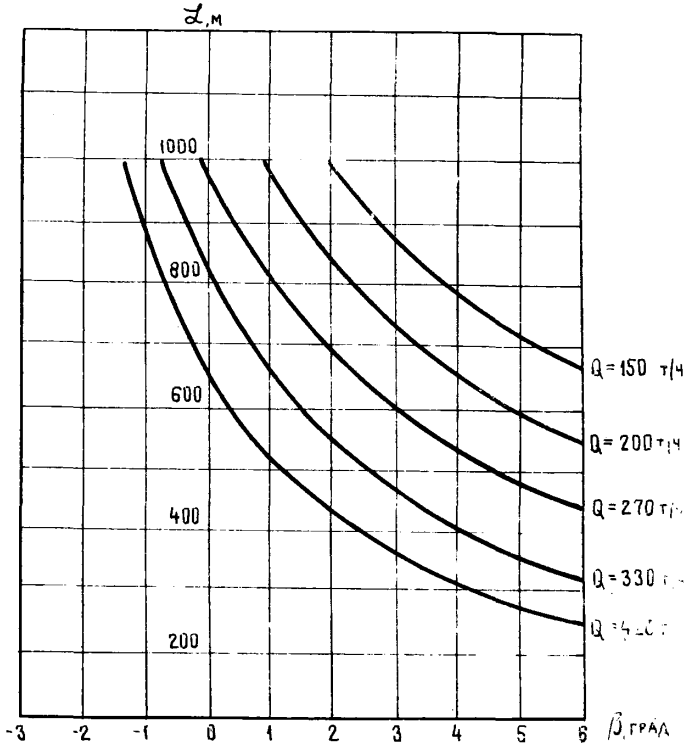


Рис.3.4. Зависимость длины конвейеров 2Л80 и 2ЛТ80 от угла наклона производительности:

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

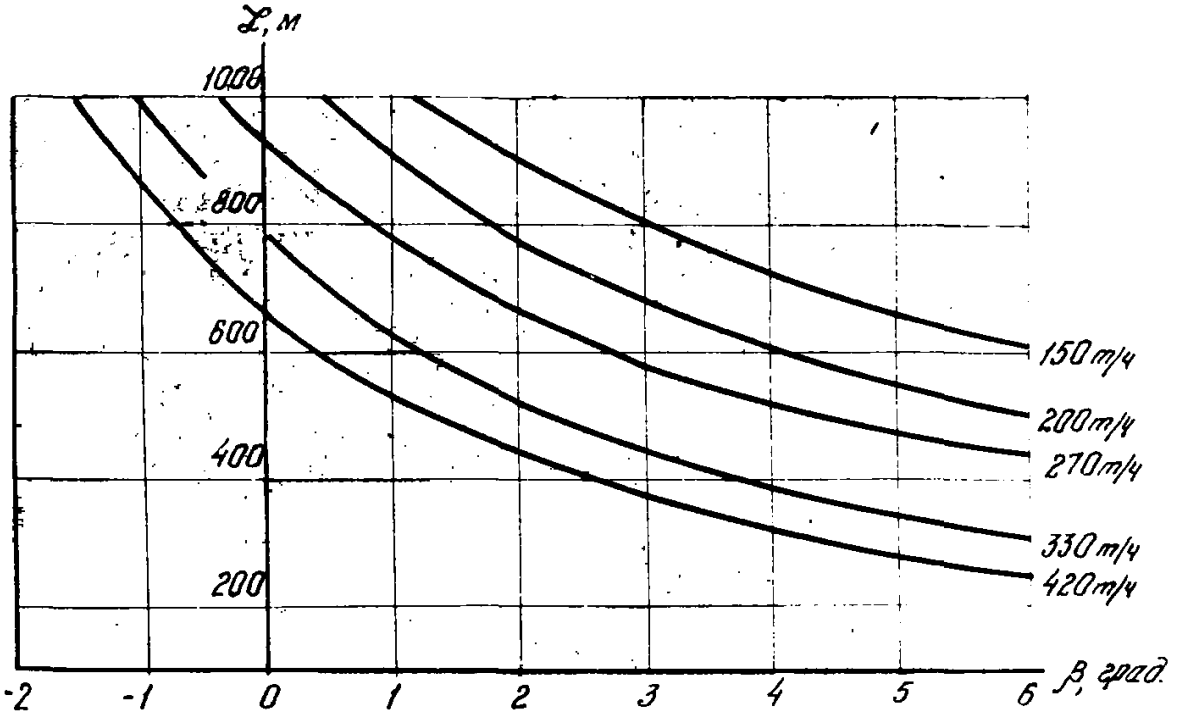


Рис. 35. Зависимость длины конвейеров 2А80 и 2АТ80 от угла наклона и производительности при V=2,0 м/с и P=80 кбт

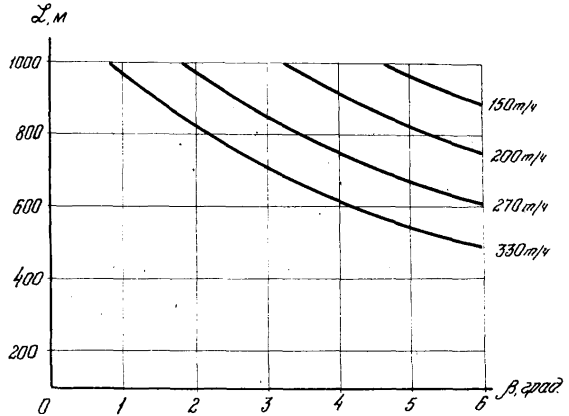


Рис. 3.6. Зависимость длины конвейеров 2А80 и 2АТ80 от угла наклона и производительности при $V = 1{,}6$ м/с и $P = 110$ квт.

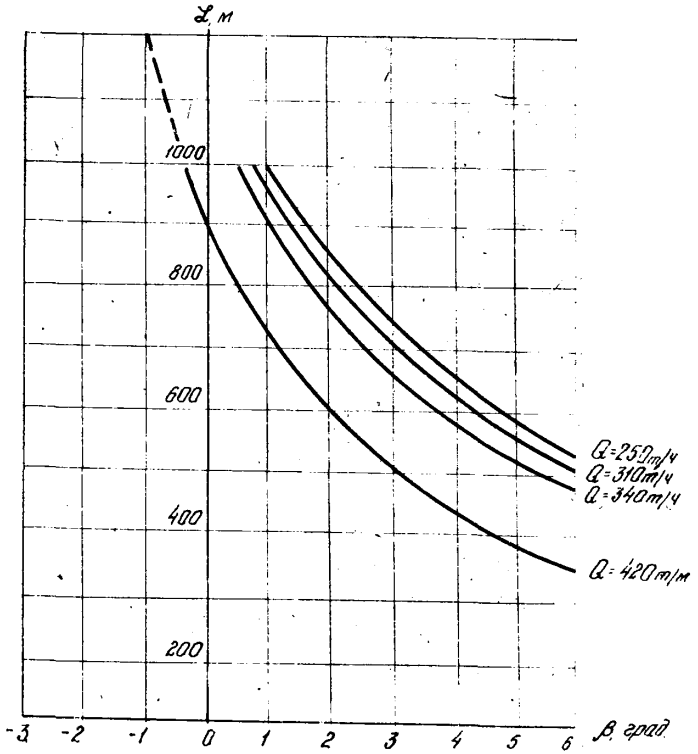


Рис. 3.7 Зависимость длины конвейеров 2А80 и 2АТ80 от угла наклона и производительности при V=2,0 м/с и P=110 кВт

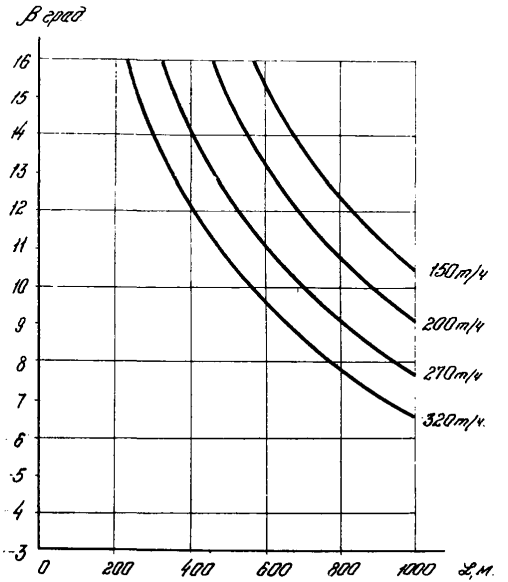


Рис. 3.8. Зависимость длины конвейера 2Л680 от угла наклона и производительности при V=1,6м/с и P=110 кВт.

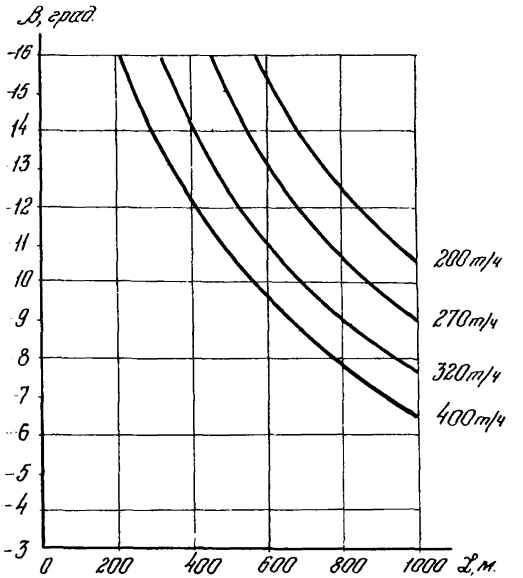


Рис. 3.9 Зависимость длины конвейера 2ЛБ80 от угла наклона и производительности при V=2,0 м/с и P=110 кВт

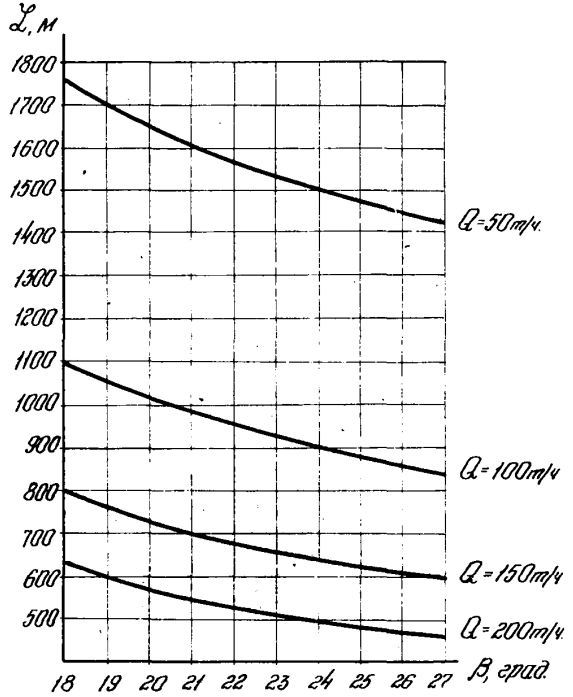


Рис. 3.10. Зависимость длины конвейера ЗЛН80 от угла наклона и производительности.

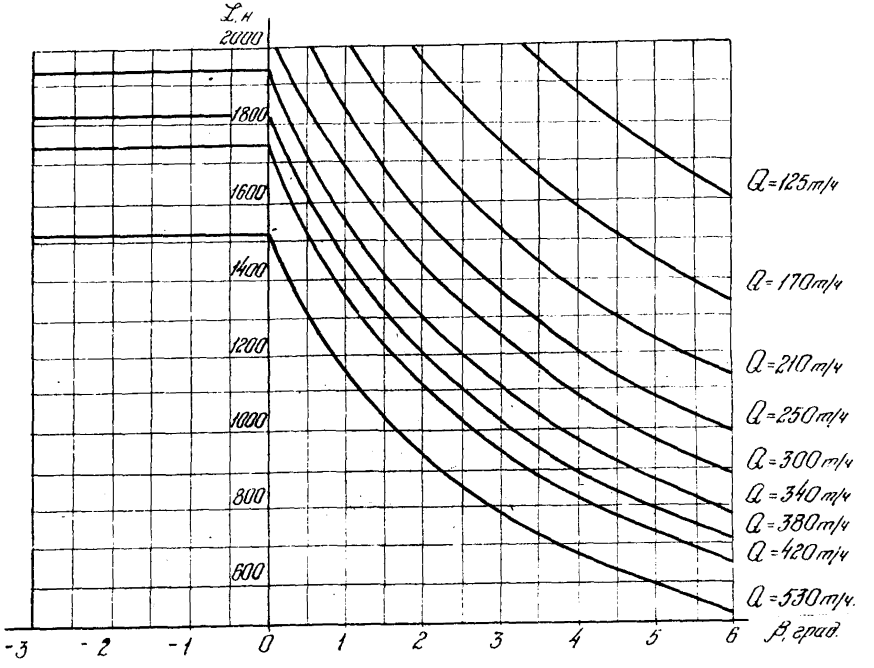


Рис. 3.11 Зависимость длины конвейера 1Л100 от угла наклона и производительности.

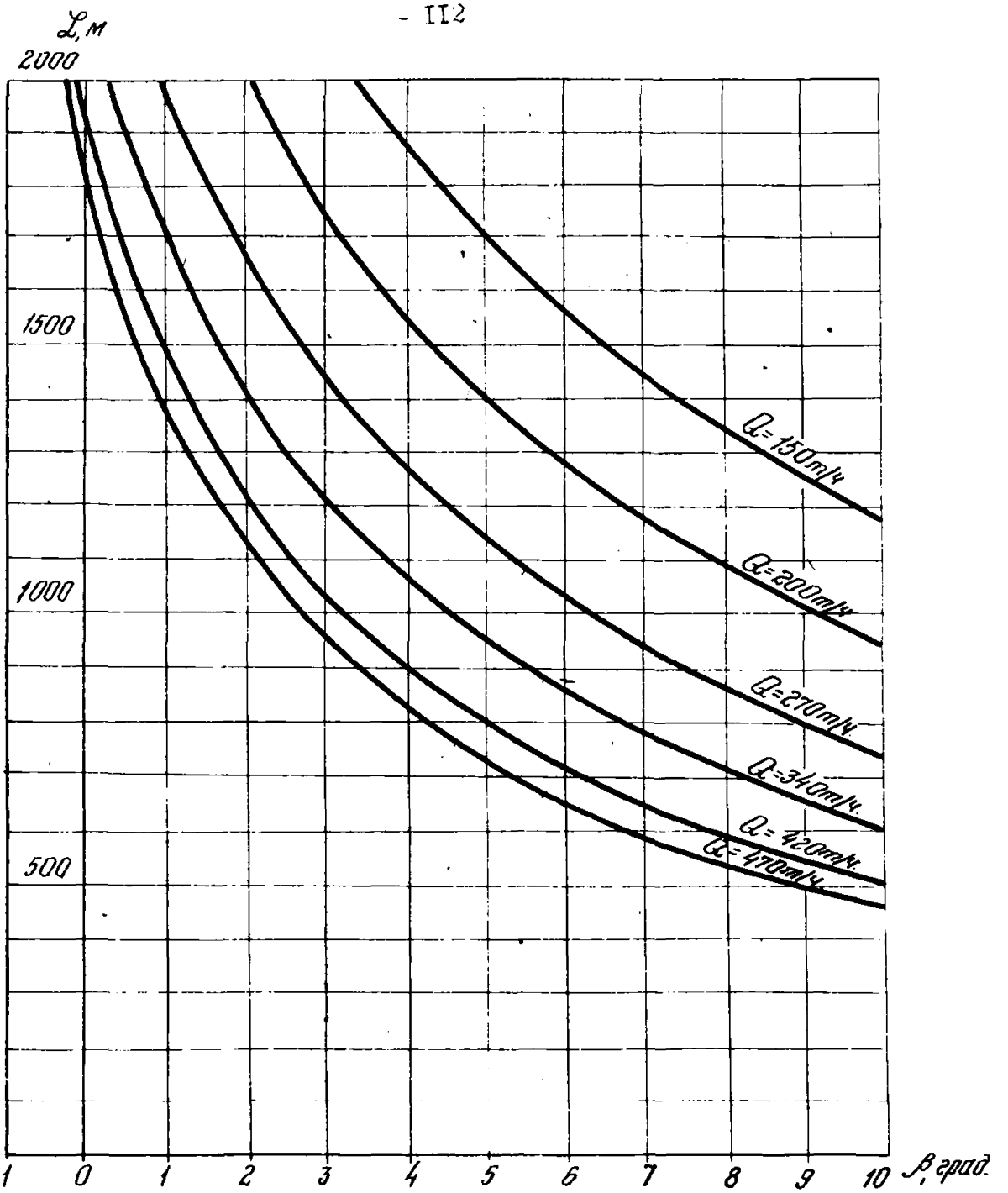


Рис. 3.12 Зависимость длины конвейера 1АТ100 от угла наклона и производительности при V=1,6 м/с и P=200 кВт.

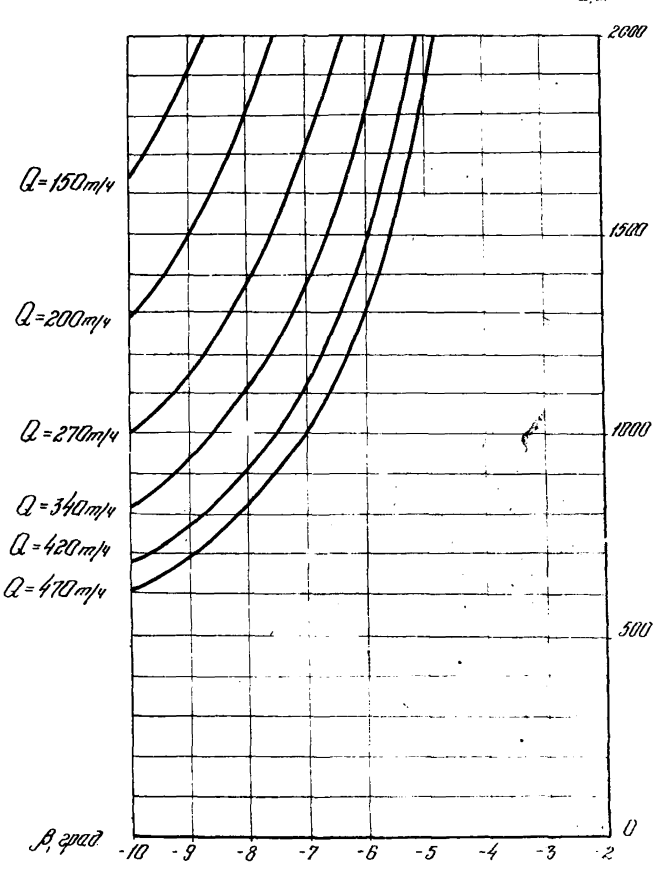


Рис. 3.13. Зависимость длины конвейера 1ЛТ100 от угла наклона и производительности при V=1,6 м/с и P=200 кВт

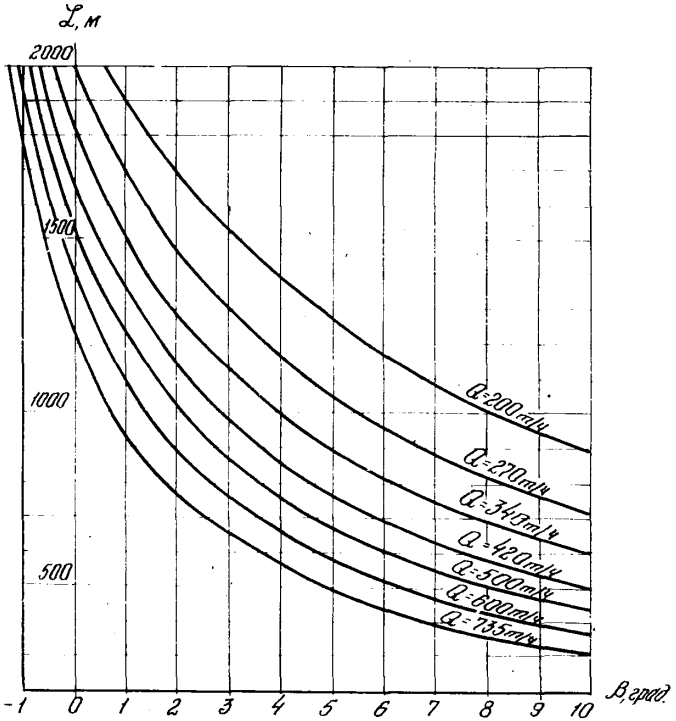


Рис. 3.14. Зависимость длины конвейера 1ЛТ1000 от угла наклона и производительности ТН при V=2,5 м/с и P=200 кВт.

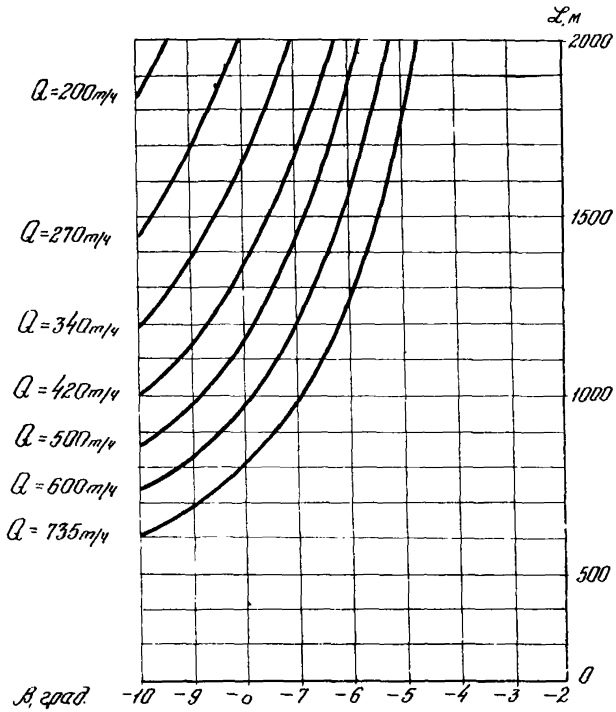


Рис. 3.15. Зависимость длины конвейера 1ЛТ100 от угла наклона и производительности при V=2,5 м/с и P=200 кВт

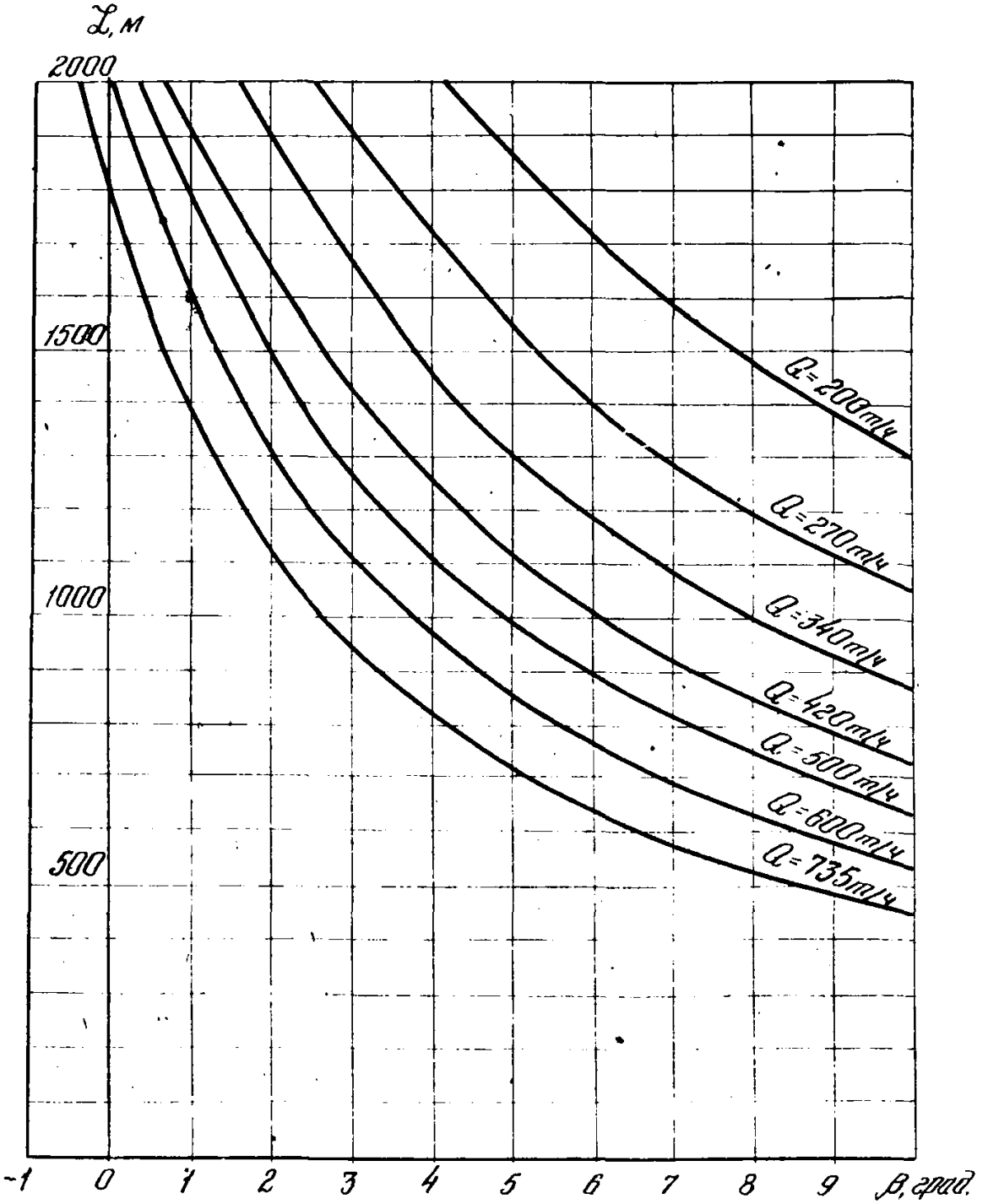


Рис. 3.16. Зависимость длины конвейера 1ЛТ100 от угла наклона и производительности при V=2,5 м/с и P=300 кВт

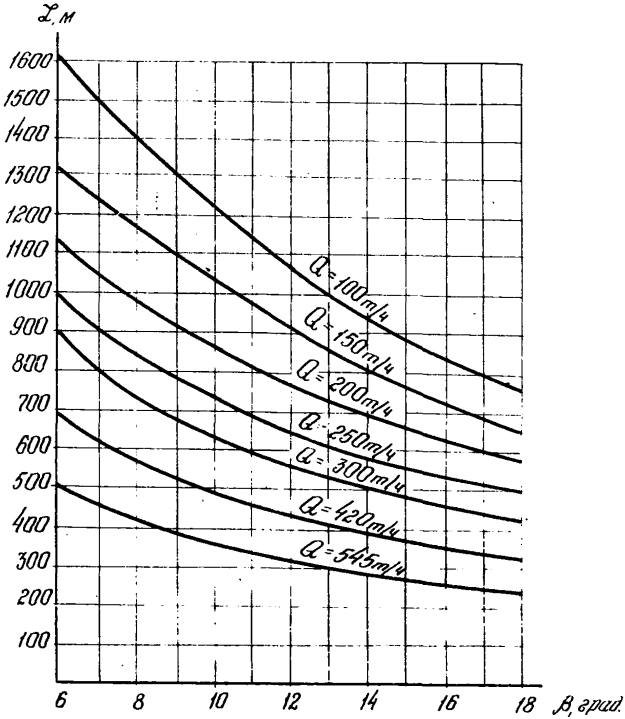


Рис. 3.17 Зависимость длины конвейера 1ЛУ100 от угла наклона и производительности (резинотросовая лента)

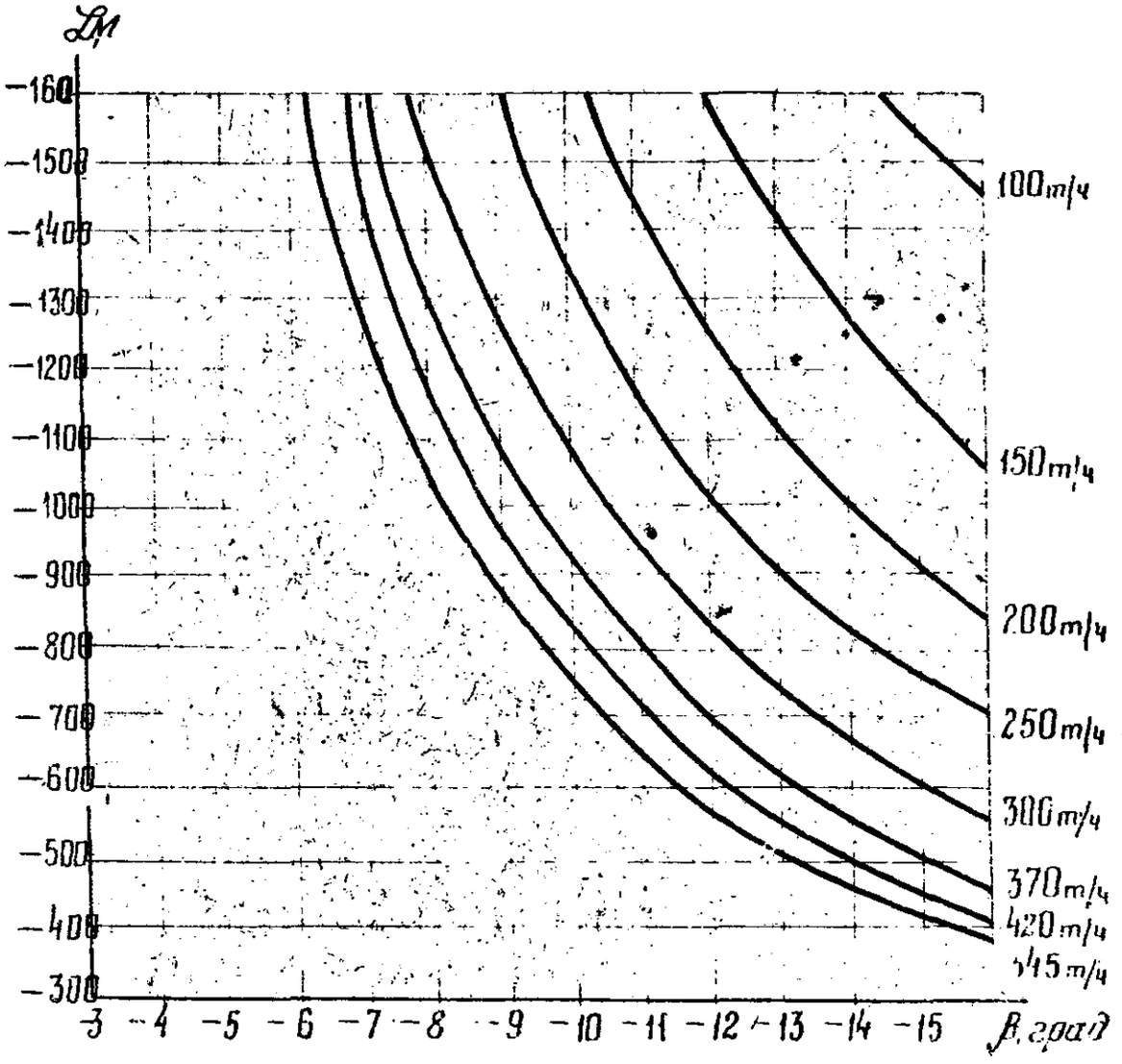


Рис 3.19 Зависимость длины конвейера 1Л6100 от угла наклона и производительности

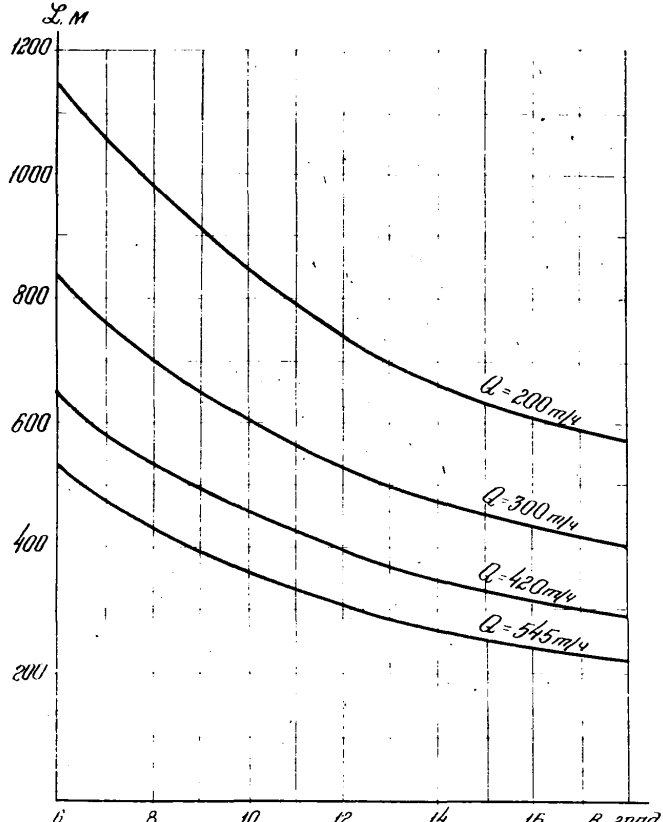


Рис 3.13 Зависимость длины конвейера 1ЛУ100 от угла наклона и производительности (резинотканевая лента)

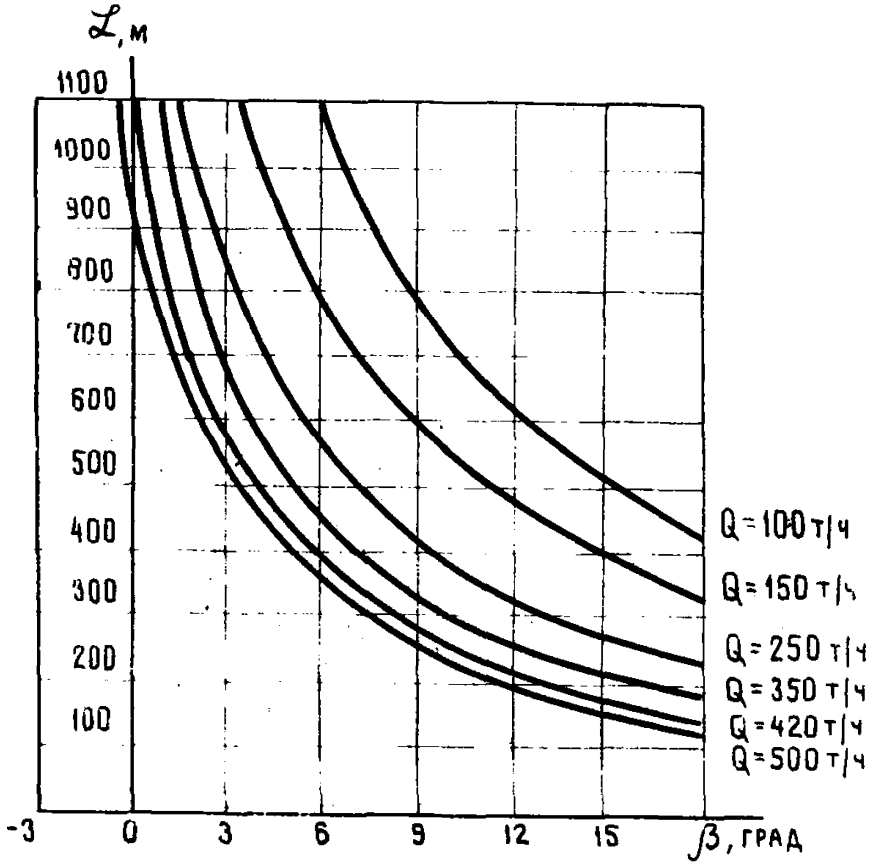


Рис. 3.20. Зависимость длины конвейера 1Л100К от угла наклона и производительности.

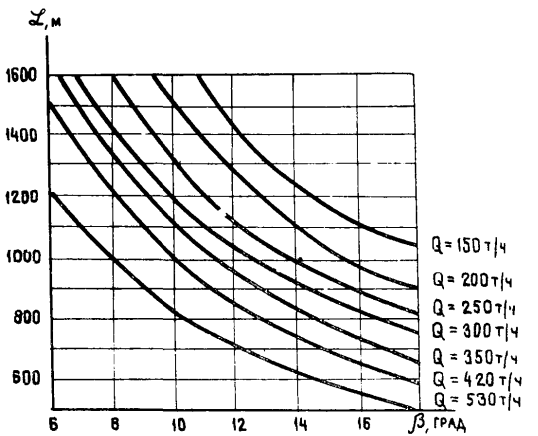


Рис. 3.21. Зависимость длины конвейера 2ЛЛ100 от угла наклона и производительности.

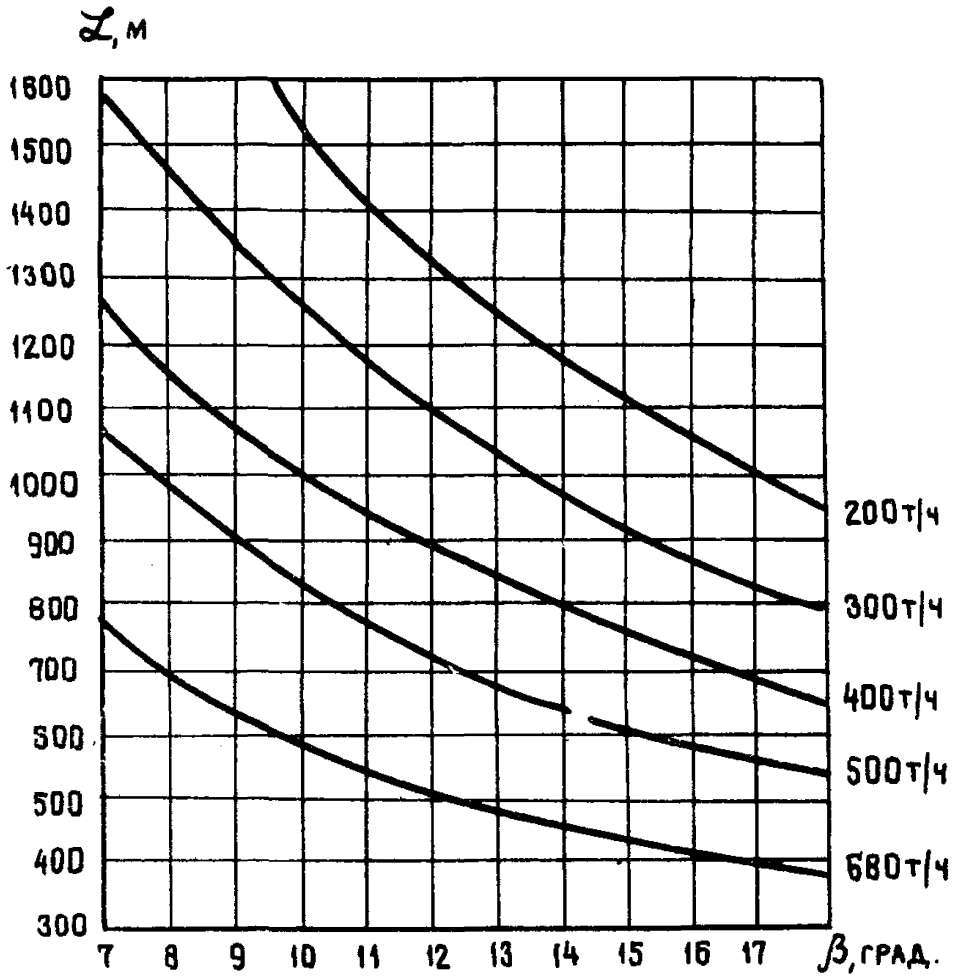


Рис. 3.22 Зависимость длины конвейера 2ЛУ100 от угла наклона и производительности.

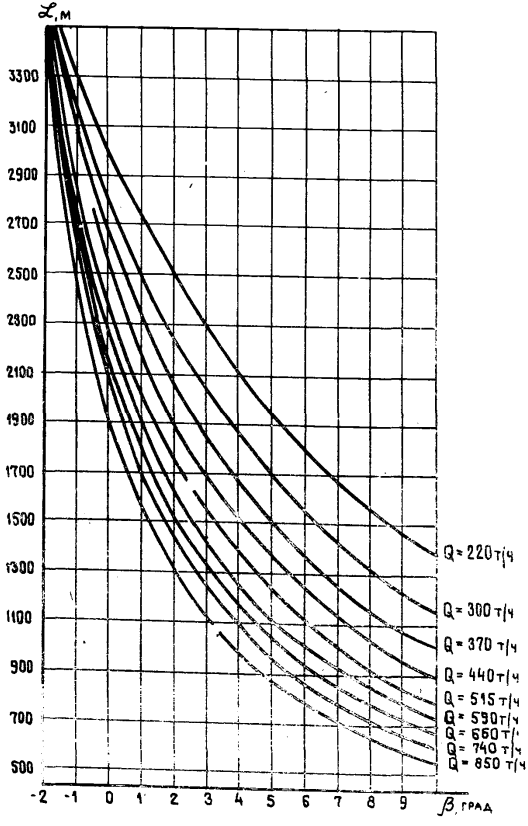


Рис. 3.23. Зависимость длины конвейера 2ЛТ100 от угла наклона и производительности

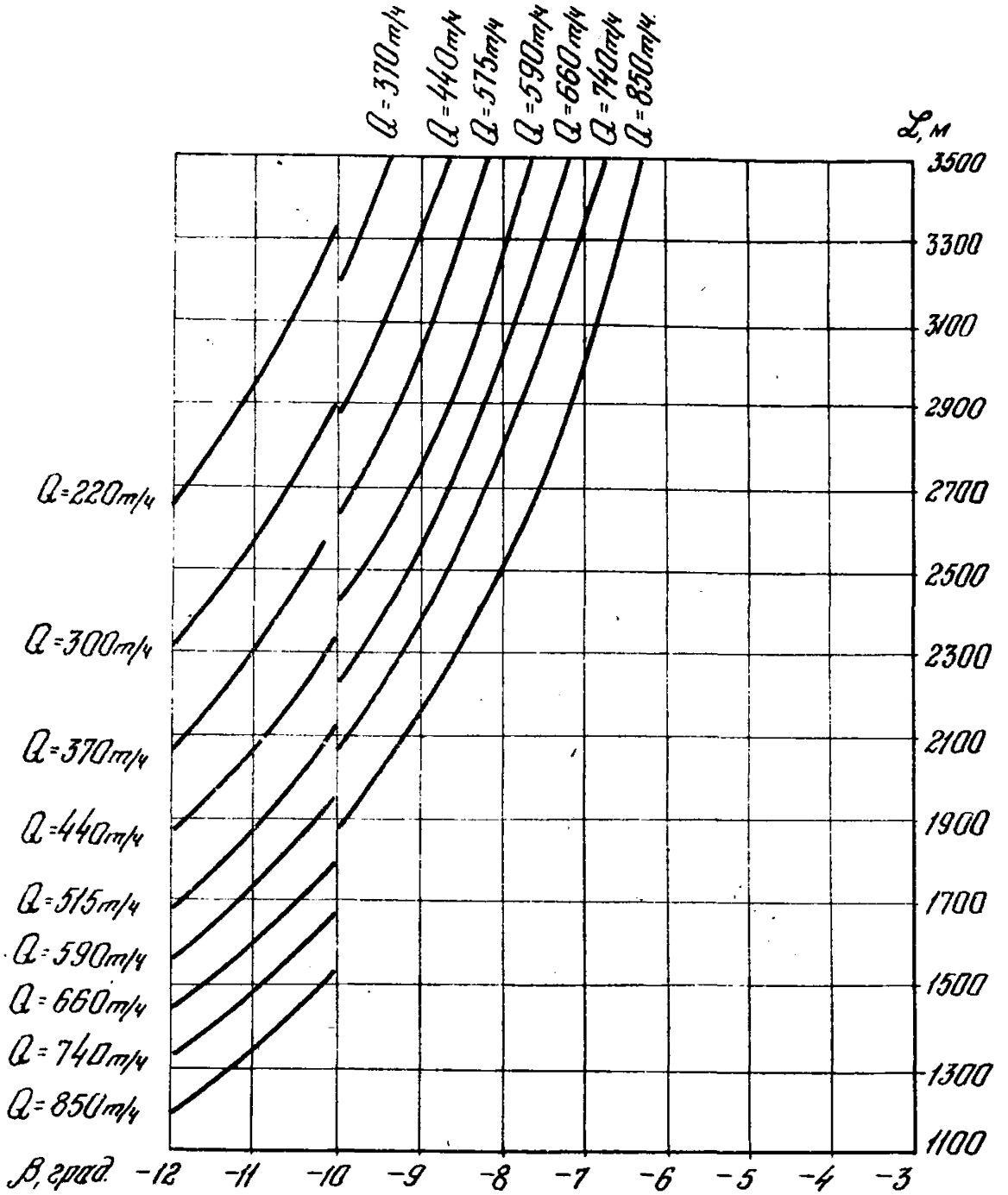


Рис.3.24. Зависимость длины конвейера 2ЛТ100 от угла наклона и производительности.

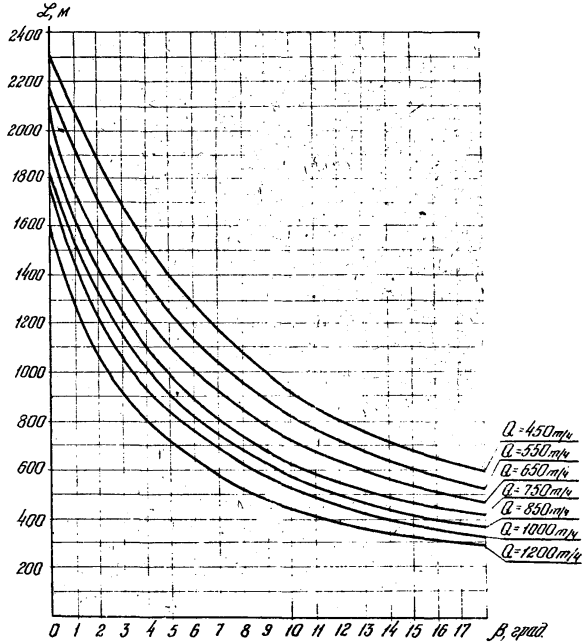


Рис. 3.25. Зависимость длины конвейера 1ЛУ120 от угла наклона и производительности.

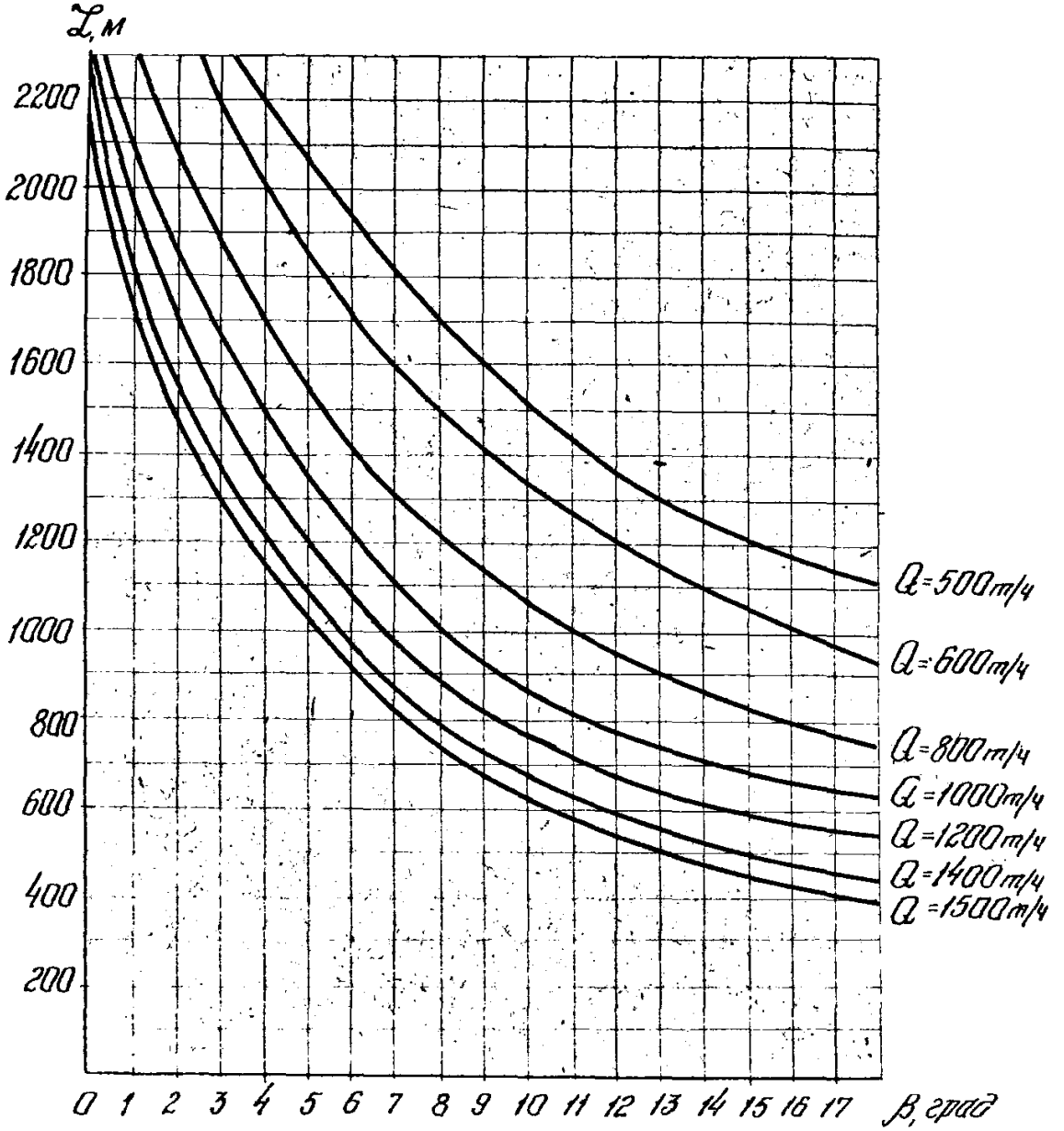


Рис 3.26. Зависимость длины конвейеров 2ЛУ120А и 2ЛУ120В от угла наклона и производительности

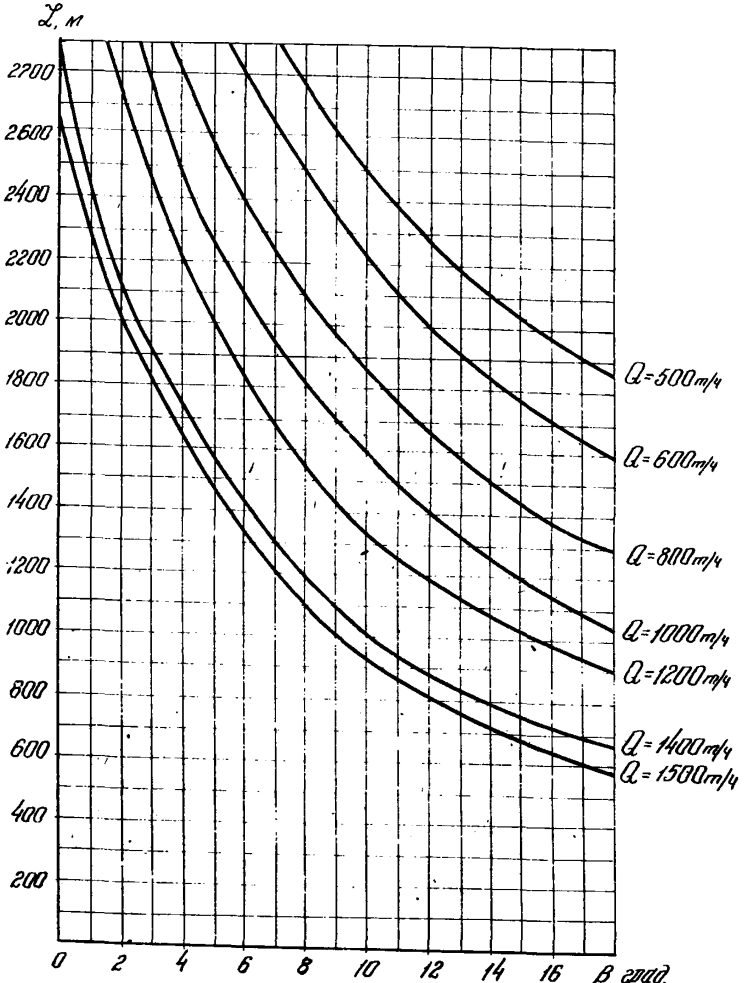


Рис. 3.27. Зависимость длины конвейера 2Л41206 от угла наклона и производительности.

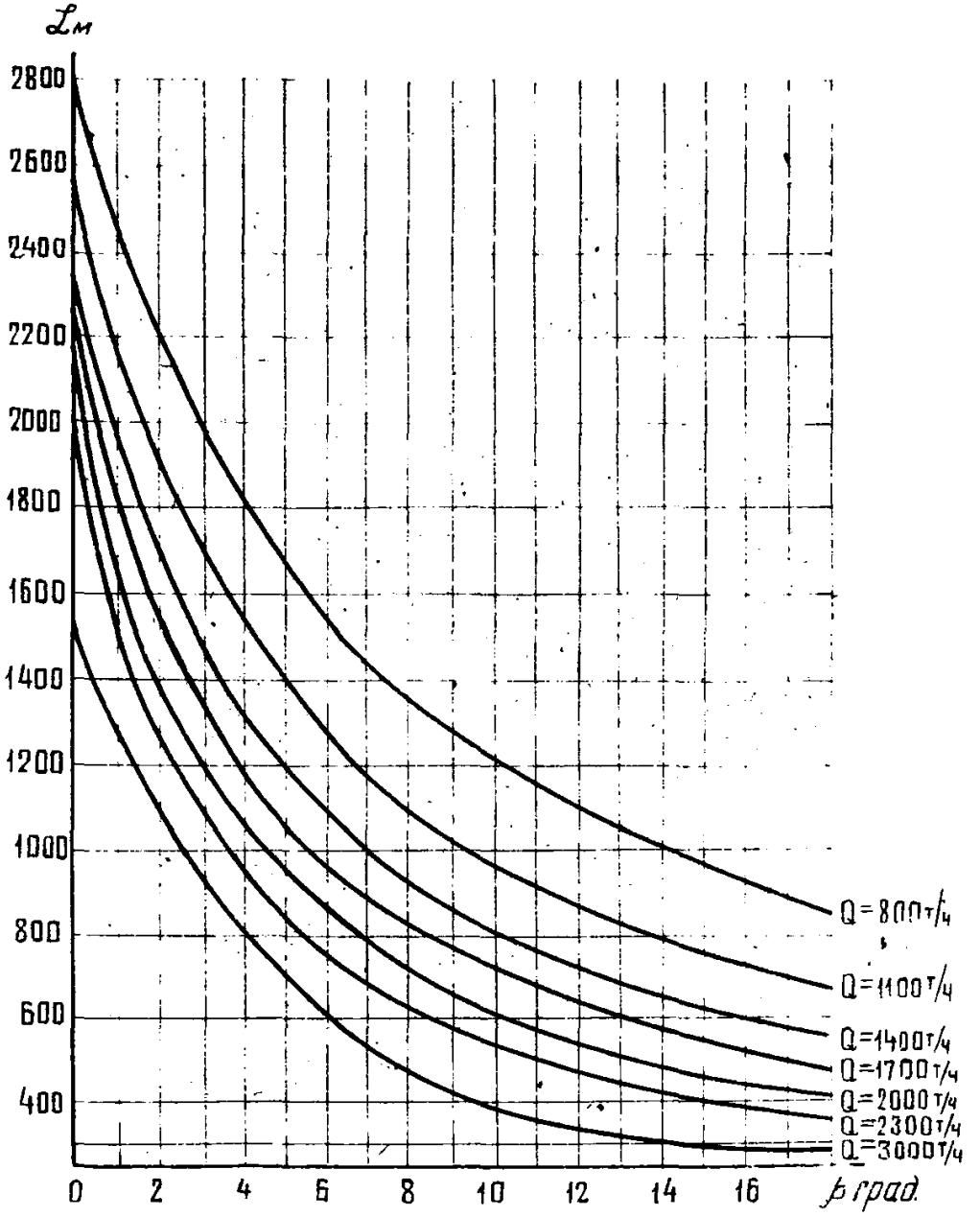


Рис. 328. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при $P = 1000$ квт.

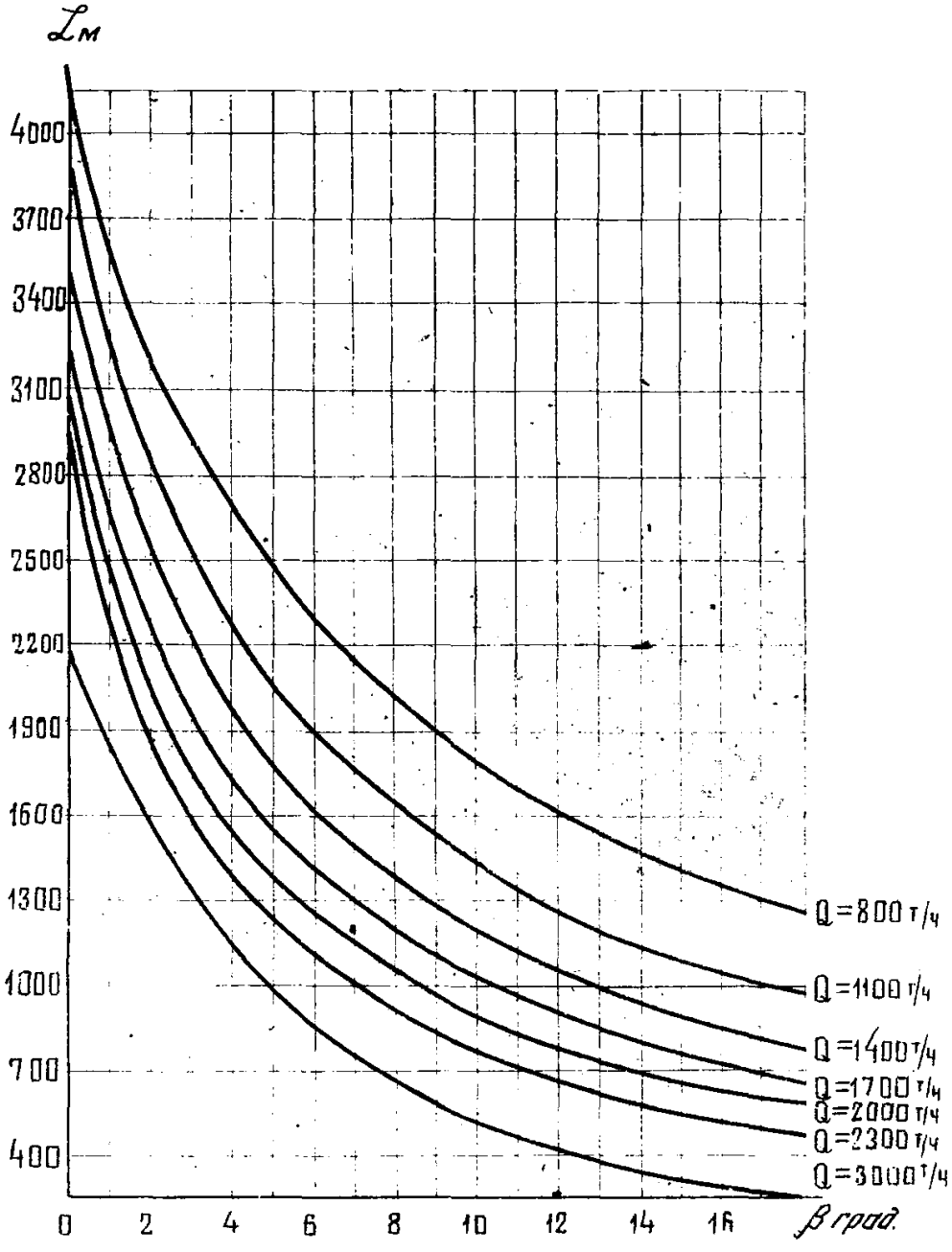


Рис. 3.29. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при $P = 1500$ квт.

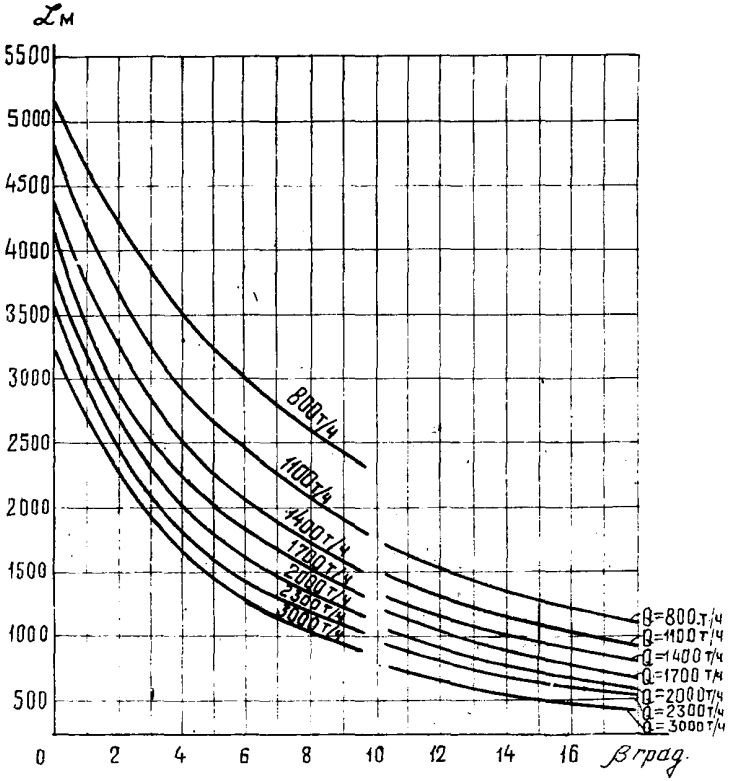


Рис. 330. Зависимость длины конвейера 2ЛУ160 от угла наклона и производительности при P=2000 квт.

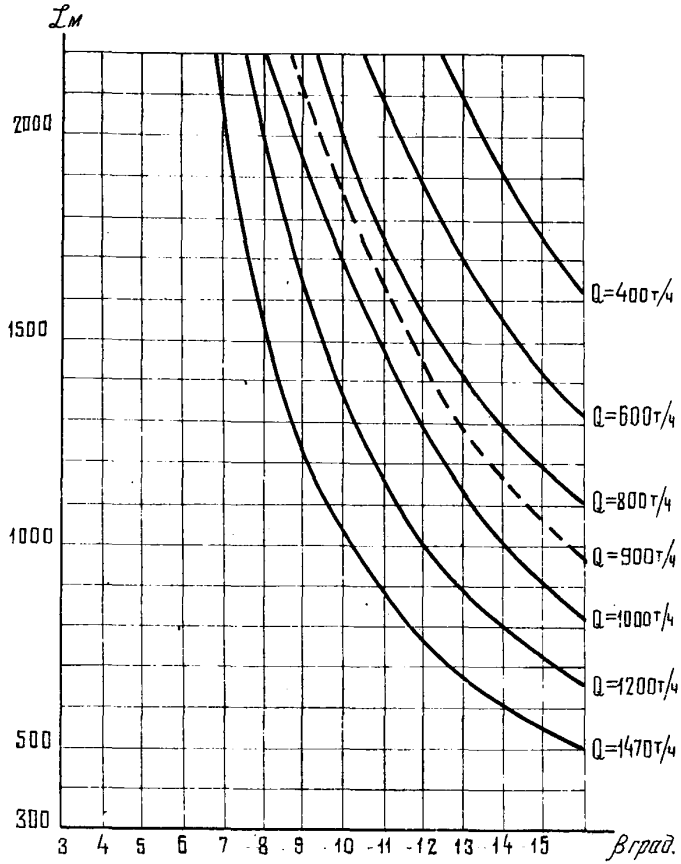


Рис. 3.31. Зависимость длины конвейера 2Л6120 от: угла наклона и производительности.

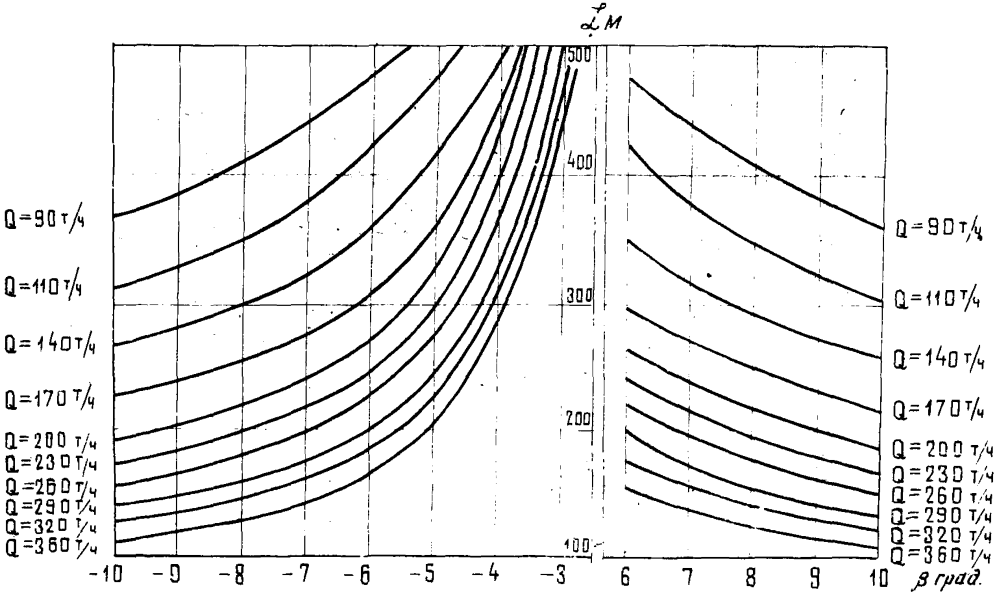


Рис.3.32. Зависимость длины конвейера КЛ-150У2 от угла наклона и производительности.

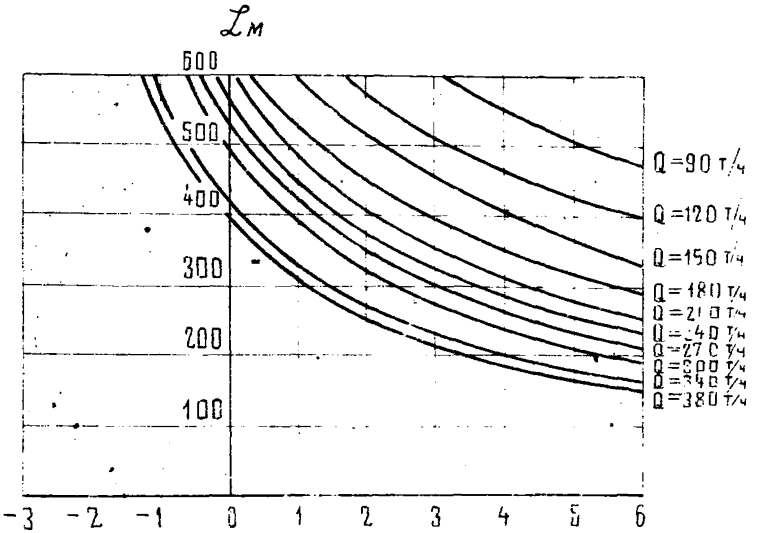


Рис.333. Зависимость длины L конвейера КЛ-150А2 от угла наклона β и производительности Q: Q=90-300 т/ч при V=1,6 м/с; Q=340-380 т/ч при V=2,0 м/с.

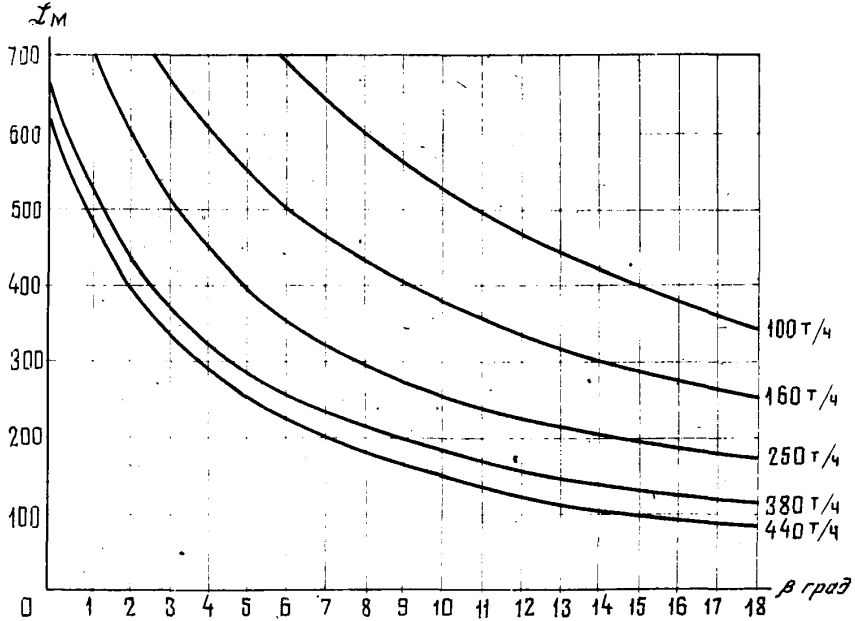


Рис.3.34. Зависимость длины конвейера КЛА-250 от угла наклона и производительности.

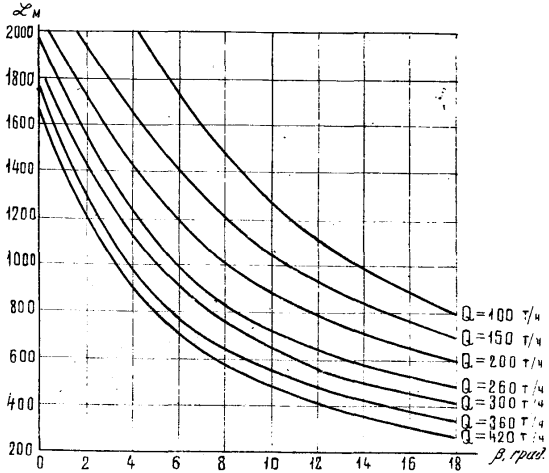


Рис.335. Зависимость длины конвейера КРУ-260 от угла наклона и производительности.

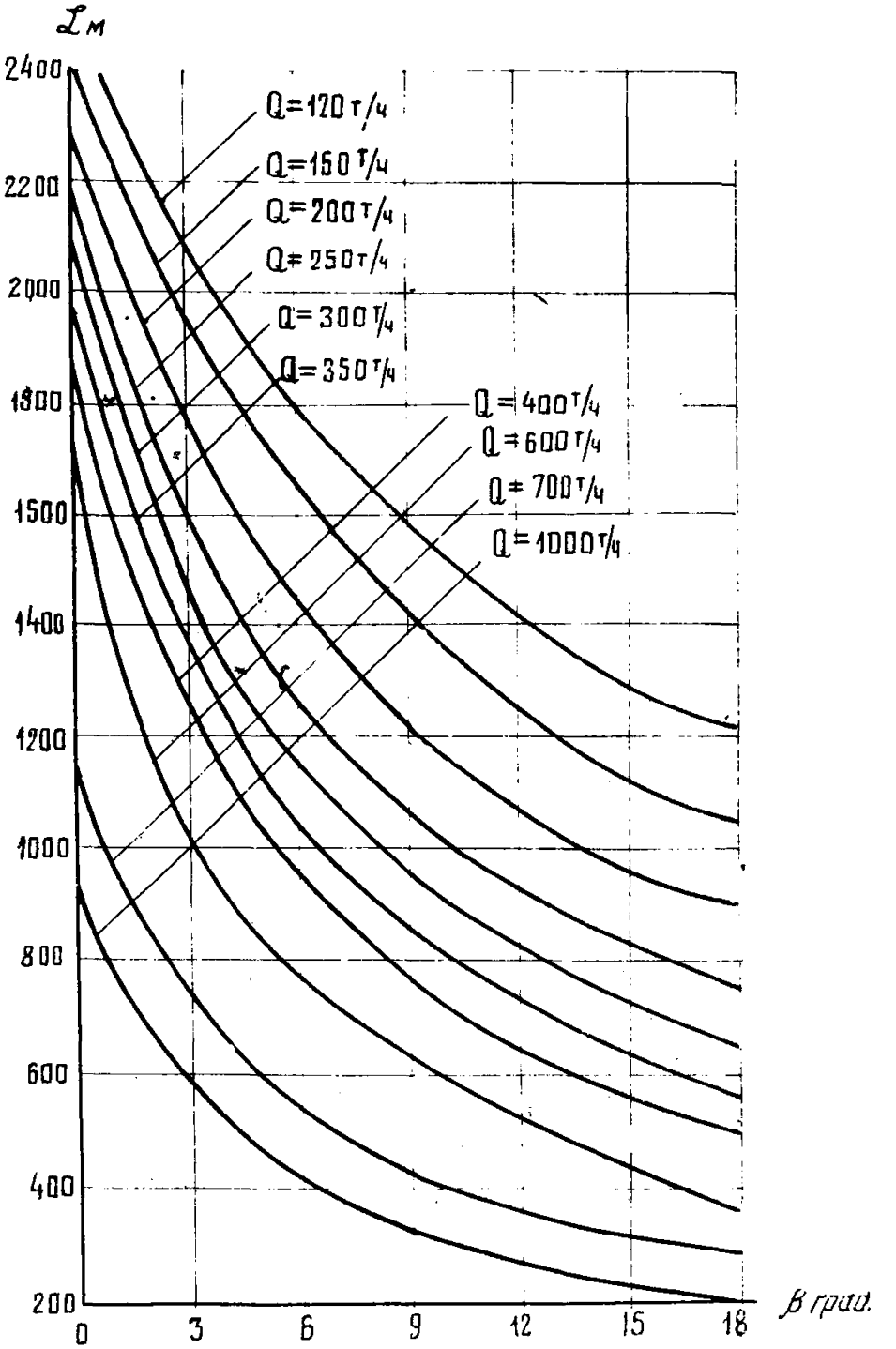


Рис.336. Зависимость длины конвейера КРУ-350 от угла наклона и производительности.

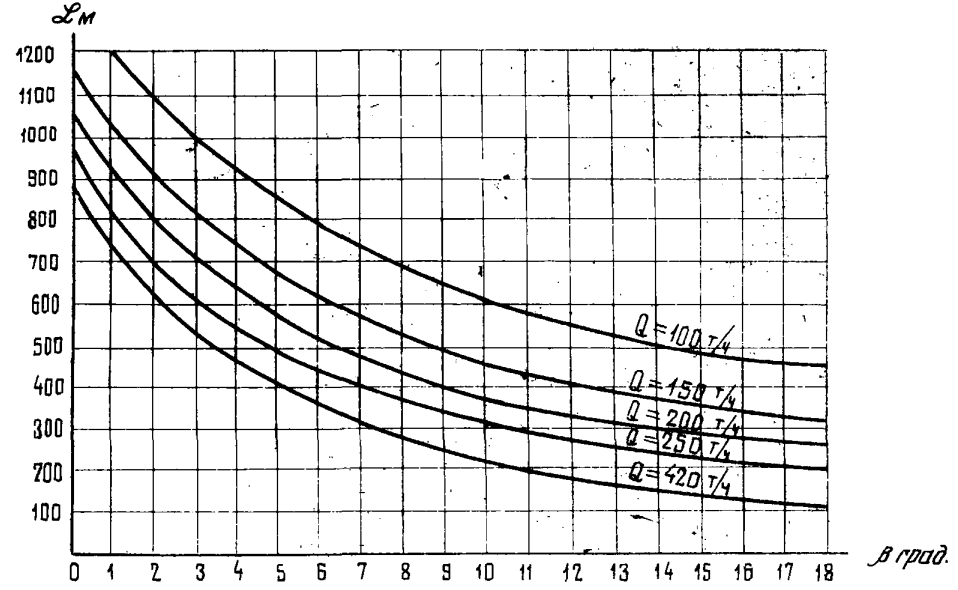


Рис.337. Зависимость длины конвейера КЛ-1 от угла наклона и производительности.

Методика расчета параметров грузопотоков и выбора конвейеров для условий добычи полезного ископаемого с применением камерной системы разработки и машинной выемки с доставкой по камерам средствами самоходного транспорта[x]

4.1. Настоящая методика предназначена для расчета характеристик грузопотоков и необходимых технологических параметров панельного и магистрального конвейерного транспорта (приемной способности и эксплуатационной производительности) при наиболее распространенном варианте отработки калийных руд камерной системой разработки с машинной выемкой проходческо-добычными комбайнами и при доставке руды по камерам средствами самоходного транспорта. Цикличная доставка руд в пределах камер вызывает резко выраженный импульсный характер грузопотоков, поступающих на панельную транспортную систему, что требует, кроме амплитудных характеристик, расчета временных параметров цикла грузопотока.

При смешанном варианте, когда применяются одновременно камерная и сплошная системы разработки, для расчета камерных и лавных грузопотоков рекомендуется использовать, соответственно, обе методики, приведенные в приложениях 2 и 4.

Для удобства пользования методиками сохранены в основном условные обозначения общих для обеих методик величин, ряд расчетных формул и общая последовательность расчета и изложения.

В методике рассмотрены грузопотоки от комплексов, включающих комбайн, аккумулирующие емкости (перегружатели) и средства самоходного транспорта. Основные положения методики действи-

---

x/ Методика разработана во ВНИИГидроургии кандидатом технических наук Е.С.Александровым и старшим научным сотрудником П.Н.Файвиновым.

тельны также и для других вариантов цикличной доставки, таких как скреперная или доставка погрузочно-доставочными машинами.

4.2. Характер грузопотоков и их формирование определяется, в первую очередь, системой разработки калийных руд, способами выемки и доставки.

Обычно на панельную конвейерную линию поступают грузопотоки от нескольких проходческо-добычных комплексов, включающих добычный комбайн, бункер-перегружатель и самоходный вагон (обычно от 3-5 комплексов). На магистральную конвейерную систему поступают грузопотоки от 10-15 забоев. Длительность импульса поступления груза соответствует времени разгрузки самоходного вагона, а длительность интервала отсутствия груза - переменная величина, зависящая от местонахождения комбайна в камере.

4.2.1. Грузопоток в камере претерпевает двойное преобразование и следует поэтому различать параметры комбайнового, вагонного и камерного грузопотоков.

Основные параметры грузопотоков из очистных и подготовительных забоев:

- длительность поступления груза за цикл грузопотока t_n мин;
- длительность отсутствия груза за цикл грузопотока t_c мин;
- длительность цикла грузопотока $t_ц$,мин;
- максимальный минутный грузопоток $a_{1(м)}$, т/мин;
- средний минутный грузопоток $a_{1(ср)}$, т/мин;
- средний за время поступления минутный грузопоток $a_{1(п)}$ т/мин.

Параметры грузопотоков формируются под влиянием таких основных факторов, как цикличность доставки руды по камерам,

стадийность отработки камер, дозирующий эффект приемного транспортирующего устройства, организация работ по доставке.

Импульсный характер поступления руды из забоя вызывает значительные кратковременные и периодические "пики" грузопотока на конвейере, в несколько раз превышающие средний грузопоток. Выбор конвейеров по этим "пикам" обуславливает низкий коэффициент использования конвейера по производительности и по экономическим и техническим соображениям является недопустимым. Поэтому необходимо принимать меры по сглаживанию неравномерного грузопотока, для чего в месте поступления груза из самоходного вагона необходимо оборудовать специальные транспортно-дозирующие устройства с регулируемой производительностью выпуска (или передвижные перегружатели). Эти устройства призваны за счет кратковременного аккумулирования в периоды его максимального поступления, ограничивать максимальный минутный грузопоток, поступающий на конвейер и регулировать выпуск груза в определенных пределах в зависимости от местонахождения комбайна в камере.

Расчет параметров камерных грузопотоков из очистных и подготовительных забоев должен проводиться с учетом усреднения вагонных грузопотоков.

4.2.2. Исходными данными для расчета параметров грузопотоков из очистных и подготовительных забоев являются технические параметры добычного и доставочного оборудования (комбайна, бункер-перегружателя и самоходного вагона), установленные либо из проекта механизации горных работ, либо выбранные из табл. 4.1. и 4.2.

Таблица 4.I

Техническая производительность комбайнов по калийным солям

Тип машины	Средняя величина показателя $Q_{кб}$, т/мин
ПК-8	2,5 - 3,0
ПК-8М	3,5 - 4,0
Урал-IOКС	2,5-- 3,0
Урал-20КС	3,5 - 4,0
Караганда-7/I5С	I,2 - I,5
Караганда-7/I5М	3,3

Таблица 4.2

Средние фактические значения параметров доставочного оборудования комплексов

Тип самоходного вагона или бункер-перегружателя	Грузоподъемность $Q_г$, тс	Время разгрузки $t_р$, мин
4ВС-IO	IO-II,5	I,2
5ВС-IO	II,5	I,2
5ВС-I5	I5,0	I,2
IO5С-2Е	II,0	I,2
Проектируемый вагон 20 т	20	I,5
БП-2	I5	I,25
БП-3		I,2

4.3. Расчеты параметров гурзопотоков должны проводиться для наиболее напряженного режима работы добычных комплексов, что имеет место при нахождении комплекса на стадии проходки в докритической зоне камер. Стадийность отработки камер, включаю-

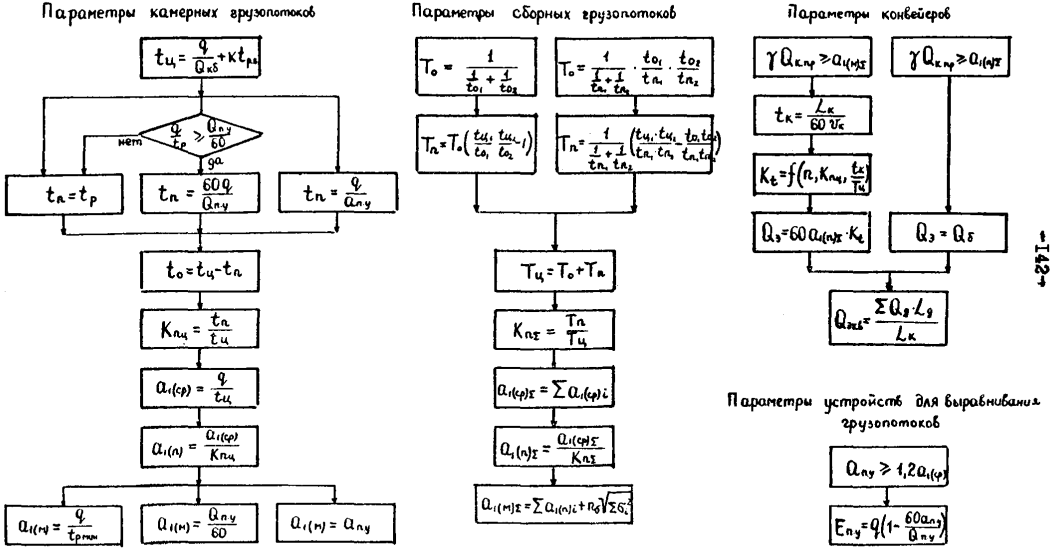


Рис. 4.I. Блок-схема алгоритма расчета грузопотоков и выбора конвейеров.

щая зарубку, проходку камер в докритической и закритической зонах, отгон комбайна, вызывает изменение средней величины грузопотока в зависимости от стадии.

4.3.1. Наиболее достоверный способ установления значений грузопотоков для каждого очистного забоя - это проведение прямых замеров (хронометражных наблюдений). При отсутствии возможности проведения таких замеров (например, на этапе проектирования добычного участка или рудника) приближенные количественные характеристики грузопотоков могут быть установлены расчетным путем. Последовательность расчета дана на блок-схеме рис. 4.1.

4.3.2. Длительность цикла грузопотока определяется по формуле

$$t_ц = \frac{q}{Q_{кб}} + K \cdot t_{р.б.}, \quad \text{мин}, \qquad (1)$$

Принятые обозначения

$Q_{кб}$ - техническая производительность комбайна, т/мин;

$Q_{п.ч.}$ - производительность скребкого конвейера, т/ч;

$Q_{к.пр.}$ - приемная способность ленточного конвейера, $м^3$/ мин;

$Q_э$ - эксплуатационная производительность панельного ленточного конвейера, т/ч;

$Q_б$ - производительность питателя бункера, загружающего конвейер, т/ч;

$Q_{экв.}$ - эксплуатационная (эквивалентная) производительность магистрального ленточного конвейера, т/ч;

$Q_д$ - эксплуатационная (долевая) производительность панельного ленточного конвейера, загружающего магистральный конвейер, т/ч;

$L_д$ - долевая длина - расстояние от места поступления грузопотока до разгрузочного конца ленточного конвейера, м;

$L_к$ - длина става ленточного конвейера, м;

$t_{р.б.}$ - средняя длительность разгрузки бункер-перегружателя, мин;

$t_{р}$ - средняя длительность разгрузки самоходного вагона, мин;

$t_{р.мин.}$ - минимальная длительность разгрузки самоходного вагона, мин;

$t_{к}$ - продолжительность загрузки несущего полотна ленточного конвейера, мин;

$t_{ц}$ - длительность цикла камерного грузопотока, мин;

$t_{п}$ - длительность поступления груза за цикл камерного грузопотока, мин;

$t_{о}$ - длительность отсутствия груза за цикл камерного грузопотока, мин;

$T_{ц}$ - длительность цикла сборного грузопотока, мин;

$T_{п}$ - длительность поступления груза за цикл сборного грузопотока, мин;

$T_{о}$ - длительность отсутствия груза за цикл сборного грузопотока, мин;

$d_{1(ср)}$ - средний минутный камерный грузопоток, т/мин;

$d_{1(п)}$ - средний за время поступления минутный камерный грузопоток, т/мин;

$d_{1(м)}$ - максимальный минутный камерный грузопоток, т/мин;

$d_{1(ср)\Sigma}$ - средний суммарный минутный грузопоток, т/мин;

$d_{1(п)\Sigma}$ - средний суммарный минутный грузопоток сборной линии за время поступления, т/мин;

$d_{1(м)\Sigma}$ - максимальный суммарный минутный грузопоток, т/мин;

$d_{п.у.}$ - производительность выпуска руды из транспортно-дозирующего устройства (передвижного перегружателя), т/мин;

K - коэффициент простоя, учитывающий совмещение операций работы комплекса;

$K_{пц}$ - коэффициент времени поступления руды за цикл камерного грузопотока;

$K_{пт}$ - коэффициент времени поступления руды за цикл сборного грузопотока;

K_t - расчетный коэффициент неравномерности;

n_σ - вероятностный параметр, учитывающий наложение камерных грузопотоков;

σ - среднеквадратическое отклонение значений минутных камерных грузопотоков за время поступления, т/мин;

q - грузоподъемность самоходного вагона, тс;

γ - насыпной вес транспортируемого груза, $т/м^3$;

$v_к$ - скорость несущего полотна конвейера, м/с.

где

q - грузоподъемность самоходного вагона, тс;

$Q_{кб}$ - техническая производительность комбайна по калийным солям, т/мин;

K - коэффициент простоя;

$t_{р.б.}$ - время разгрузки бункер-перегружателя, мин.

Значения q, $Q_{кб}$ и $t_{р.б.}$ принимаются по табл. 4.I и 4.2. средних фактических параметров добычного и доставочного оборудования комплексов; для нового оборудования эти значения принимаются по результатам опытно-промышленной эксплуатации.

Значение коэффициента простоя К определяется схемой работы комплекса. При совмещении операций проходки комбайна и разгрузки бункер-перегружателя его рекомендуется принимать равным 0,5 , при отсутствии совмещения операций - I,0.

Длительность поступления руды за цикл принимается в зависимости от того, ведется ли разгрузка самоходного вагона непосредственно на панельный ленточный конвейер, либо на приемный скребковый конвейер или в транспортно- дозирующее устройство (передвижной перегружатель).

В первом случае длительность поступления руды за цикл принимается равной времени разгрузки самоходного вагона

$$t_п = t_р, \quad мин. \qquad (2)$$

Значение $t_р$ выбирается по табл. 4.2; для новых самоходных вагонов значение $t_р$ принимается по результатам их опытно-промышленной эксплуатации.

При разгрузке самоходных вагонов на скребковые конвейеры необходимо сравнить производительность разгрузки вагона и производительность конвейера; при условии

$$\frac{q}{t_р} > \frac{Q_{п.у.}}{60} \qquad (3)$$

имеют

$$t_п = \frac{60q}{Q_{п.у}}, \qquad (4)$$

где

$Q_{п.у.}$ - часовая производительность скребкового конвейера, т/ч

При установке между приемным конвейером и самоходным вагоном транспортно-дозирующего устройства (или передвижного перегружателя) длительность поступления руды за цикл определяется из соотношения

$$t_п = \frac{q}{d_{п.у.}}, \quad мин \qquad (5)$$

где

$d_{п.у.}$ - производительность выпуска руды, т/мин.

Длительность отсутствия груза за цикл грузопотока

$$t_о = t_ц - t_п, \quad мин. \qquad (6)$$

Коэффициент времени поступления руды за цикл

$$K_{пц} = \frac{t_п}{t_ц}, \qquad (7)$$

Средний минутный грузопоток, поступающий из одного забоя (очистного или подготовительного)

$$a_{1(ср)} = \frac{q}{t_ц} \quad т/мин \qquad (8)$$

4.3.3. Средний минутный грузопоток за время поступления руды из одного забоя

$$a_{1(п)} = \frac{a_{1(ср)}}{К_{п.ц.}} \quad т/мин \qquad (9)$$

4.3.4. Максимальный минутный грузопоток из одного забоя следует устанавливать по наибольшему количеству руды, поступающему из самоходного вагона в течение минуты.

$$a_{1(м)} = \frac{q}{t_{р.мин.}}, \; т/мин \qquad (10)$$

где

$t_{р.мин.}$ – минимальное время разгрузки самоходного вагона, которое можно принимать равным $0,75\ t_р$,

4.3.5. При установке под камерой транспортно-дозирующих устройств, скребковых конвейеров, передвижных перегружателей максимальный минутный грузопоток принимается равным среднему минутному грузопотоку за время поступления руды из одного забоя и производительности разгрузки этих устройств, т.е.

$$a_{1(м)} = a_{1(п)} = a_{п.у.(или\ \frac{q_{п.у.}}{60})}, т/мин \qquad (11)$$

4.4. Расчет параметров сборных грузопотоков необходимо проводить последовательно для каждого расчетного участка транспортной системы, начиная от очистных и подготовительных забоев. Последовательность расчета дана на блок-схеме рис. 4.I.

4.4.I. Элементы параметров сборного потока.

Средняя длительность отсутствия руды за цикл сборного грузопотока при слиянии двух грузопотоков с параметрами

$$t_{ц1}, t_{ц2}, t_{о1}, t_{о2}, \text{ и } К_{п.ц} \leq 0,5$$

$$T_0 = \frac{1}{\frac{1}{t_{0_1}} + \frac{1}{t_{0_2}}} \qquad (12)$$

Средняя цлительность поступления руды за цикл сборного грузопотока при слиянии двух грузопотоков с теми же параметрами

$$T_n = T_0 \left[\frac{t_{ц_1}}{t_{0_1}} \cdot \frac{t_{ц_2}}{t_{0_2}} - 1 \right], \quad \text{мин.} \qquad (13)$$

Для " n " суммируемых грузопотоков формулы (12) и (13) примут вид

$$T_0 = \frac{1}{\frac{1}{t_{0_1}} + \frac{1}{t_{0_2}} + \cdots + \frac{1}{t_{0_n}}}, \quad \text{мин;} \qquad (14)$$

$$T_n = T_0 \left[\frac{t_{ц_1}}{t_{0_1}} \times \frac{t_{ц_2}}{t_{0_2}} \times \cdots \times \frac{t_{ц_n}}{t_{0_n}} - 1 \right], \quad \text{мин;} \qquad (15)$$

Средняя цлительность отсутствия руды за цикл сборного грузопотока при слиянии двух грузопотоков с параметрами $t_{ц_1}$, $t_{ц_1}, t_{ц_2}, t_{п_2}, t_{0_1}, t_{0_2}$ и $K_{пч} > 0,5$

$$T_0 = \frac{1}{\frac{1}{t_{п_1}} + \frac{1}{t_{п_2}}} \cdot \frac{t_{0_1}}{t_{п_1}} \cdot \frac{t_{0_2}}{t_{п_2}}, \quad \text{мин.} \qquad (16)$$

Средняя цлительность поступления руды за цикл сборного грузопотока при слиянии двух грузопотоков с теми же параметрами

$$T_n = \frac{1}{\frac{1}{t_{п_1}} + \frac{1}{t_{п_2}}} \left[\frac{t_{ц_1} \cdot t_{ц_2}}{t_{п_1} \cdot t_{п_2}} - \frac{t_{0_1} \cdot t_{0_2}}{t_{п_1} \cdot t_{п_2}} \right], \text{ мин.} \qquad (17)$$

Для " n " суммируемых грузопотоков формулы (16) и (17) примут вид

$$T_0 = \frac{1}{\frac{1}{t_{п_1}} + \frac{1}{t_{п_2}} + \cdots \frac{1}{t_{п_n}}} \cdot \frac{t_{0_1}}{t_{п_1}} \cdot \frac{t_{0_2} \cdots t_{0_n}}{t_{п_2} \cdots t_{п_n}}, \text{мин.} \qquad (18)$$

$$T_n = \frac{1}{\frac{1}{t_{п_1}} + \frac{1}{t_{п_2}} + \cdots + \frac{1}{t_{п_n}}} \left[\frac{t_{ц_1} \cdot t_{ц_2} \cdots t_{ц_n}}{t_{п_1} \cdot t_{п_2} \cdots t_{п_n}} - \frac{t_{0_1} \cdot t_{0_2} \cdots t_{0_n}}{t_{п_1} \cdot t_{п_2} \cdots t_{п_n}} \right], \text{мин.} \qquad (19)$$

4.4.2. Длительность цикла сборного грузопотока составит

$$T_ц = T_о + T_п \text{ , мин.} \qquad (20)$$

4.4.3. Значение среднего суммарного минутного грузопотока

$$Q_{1(ср)\Sigma} = \sum_{i=1}^{n} Q_{1(ср)i} \text{ , т/мин} \qquad (21)$$

где

n - количество суммируемых грузопотоков.

4.4.4. Значение среднего суммарного минутного грузопотока за время поступления на сборную транспортную систему

$$Q_{1(п)\Sigma} = \frac{\sum_{i=1}^{n} Q_{1(ср)i}}{K_{п\Sigma}} \text{ , т/мин} \qquad (22)$$

где

$K_{п\Sigma}$ - коэффициент поступления грузопотока на сборную транспортную систему;

$$K_{п\Sigma} = \frac{T_п}{T_ц} , \qquad (23)$$

4.4.5. Значения максимального суммарного минутного грузопотока за время поступления на сборную транспортную систему

$$Q_{1(м)\Sigma} = \sum_{i=1}^{n} Q_{1(п)i} + n_б \sqrt{\sum_{i=1}^{n} \sigma_i^2} \text{ , т/мин} \qquad (24)$$

где

$n_б$ - вероятностный параметр, для его определения предварительно вычисляется произведение коэффициентов поступления за цикл всех суммируемых грузопотоков $K_{пц_1}, K_{пц_2}, \ldots, K_{пц_n}$ и по полученному значению (см. табл. 2.4, приложение 2). находится значение $n_б$;

σ_i - среднеквадратичное отклонение значений минутных грузопотоков за время поступления по каждому из суммируемых грузопотоков; для каждого забоя

$$\sigma_i = 0{,}1\, Q_{1(п)i}, \text{ т/мин} \qquad (25)$$

4.5. Общие положения по выбору оборудования конвейерных линий соответствует п.п. 2.2.1. - 2.2.4. методики, приведенной в приложении 2. Последовательность расчета приведена на блок-схеме рис. 4.1.

4.5.1. Выбор конвейера по приемной способности производится с соблюдением условий: для одного забоя

$$\gamma \cdot Q_{к.пр.} \geq Q_1(м), \qquad (26)$$

для двух и более забоев

$$\gamma \cdot Q_{к.пр.} \geq Q_1(м)\Sigma, \qquad (27)$$

При поступлении на конвейер равномерного грузопотока выбор конвейера полностью определяет его эксплуатационная нагрузка.

Должно быть соблюдено условие

$$\gamma \cdot Q_{к.пр.} \geq Q_1(п) \ (\text{или } Q_1(п)\Sigma), \qquad (28)$$

4.5.2. Выбор конвейера по производительности сводится к установлению допустимой длины конвейера при его эксплуатации (максимальной загрузке) в конкретных горнотехнических условиях.

Во всех случаях техническая производительность конвейера $Q_к$, которая для каждого типа конвейера зависит от его длины и угла установки, должна быть равна или выше эксплуатационной производительности $Q_э$, зависящей от характеристики грузопотока.

Эксплуатационная производительность конвейера при поступлении грузопотока из одного забоя (камеры)

$$Q_э = 60 \cdot Q_1(п) \cdot K_t, \quad \text{т/ч} \qquad (29)$$

при поступлении грузопотоков из двух и более очистных забоев при загрузке конвейера в одном пункте

$$Q_э = 60 \cdot Q_{1(n)\Sigma} \cdot K_t, \quad т/ч \qquad (30)$$

где $Q_{1(n)}, Q_{1(n)\Sigma}$ - средние минутные грузопотоки за время поступления соответственно из одного и нескольких очистных забоев, т/мин, определяются по формулам (9) или (22);

K_t - расчетный коэффициент, для панельных конвейеров он принимается по табл 4.3 в зависимости от количества поступаемых камерных (забойных) грузопотоков n, коэффициента времени поступления руды камерного грузопотока $K_{пц}$ и отношения времени загрузки несущего полотна конвейера ко времени цикла грузопотока $\frac{t_к}{t_ц}$ (или $\frac{t_к}{T_ц}$).

Продолжительность загрузки несущего полотна конвейера $t_к$ - устанавливается по формуле

$$t_к = \frac{L_к}{60 \cdot V_к}, \quad мин \qquad (31)$$

где $V_к$ - скорость несущего полотна конвейера, м/сек;

$L_к$ - длина става конвейера, м.

При загрузке конвейера в нескольких точках по длине (при выборе магистрального конвейера) определяются требуемые целевые значения эксплуатационной загрузки на различных отрезках сборного конвейера, а затем приведенная к полной длине конвейера эксплуатационная производительность $Q_{экв.(прив)}$.

Для случая поступления на конвейер равномерного грузопотока в качестве эксплуатационной производительности следует принимать величину производительности питателя бункера, загружающего данный конвейер:

$$Q_э = Q_б \qquad (32)$$

Проверка отобранных типов конвейеров по допустимой длине производится по заводским характеристикам конвейеров.

4.6. Определение технических параметров устройств для усреднения (выравнивания) грузопотоков.

Из всех методов усреднения грузопотоков предпочтение следует отдать методам, позволяющим максимально усреднить импульсно поступающие забойные (камерные) грузопотоки непосредственно под камерой. Для этого необходимо предусматривать при проектировании транспортной системы специальные транспортно-дозирующие устройства с регулируемой в определенных пределах производительностью выпуска руды (или передвижные перегружатели). Принятие мер по сглаживанию грузопотоков, непосредственно поступающих из камер, должно предшествовать окончательному выбору конвейеров по приемной способности и эксплуатационной производительности. Эти меры значительно улучшают использование транспортеров по производительности, исключают просыпи руды и потери производительности комбайнов из-за неравномерности грузопотоков. Допускается установка скребковых конвейеров с пониженной скоростью движения цепи для частичного выравнивания (сглаживания) грузопотоков под камерой. При этом должны быть приняты меры против заштыбовки конвейеров при их кратковременной работе "на себя".

4.6.I. Выбор транспортно-дозирующего устройства по минутной производительности разгрузки следует производить с соблюдением условия

$$Q_{п.у.} \geq 1{,}2\, Q_{1(ср)}, \quad \text{т/мин}, \quad (33)$$

где $Q_{п.у.}$ - минутная производительность разгрузки дозатора транспортно-дозирующего устройства, т/ч;

$Q_{1(ср)}$ - средний минутный забойный (камерный) грузопоток, т/мин.

Устройство должно обеспечивать регулирование выпуска руды (в зависимости от местонахождения комбайна в камере) в пределах от $Q_{п.у.}$ до $0{,}6\, Q_{п.у.}$

Таблица 4.3

Значения расчетного коэффициента K_t

П	$K_{пц}$	Отношение $\frac{t_к}{T_ц}$														
		0,I	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	I,0	I,4	I,8	2,2	2,6	3,0
I	0,I	I,00	0,50	0,33	0,25	0,20	0,I6	0,I5	0,I4	0,I3	0,I3	0,I2	0,I2	0,II	0,II	0,I0
	0,2	I,00	I,00	0,67	0,50	0,40	0,33	0,29	0,25	0,24	0,24	0,23	0,23	0,22	0,22	0,2I
	0,3	I,00	I,00	I,00	0,75	0,60	0,50	0,46	0,39	0,38	0,36	0,35	0,34	0,32	0,32	0,3I
	0,4	I,00	I,00	I,00	I,00	0,80	0,67	0,57	0,54	0,5I	0,48	0,46	0,45	0,43	0,42	0,4I
	0,5	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	0,83	0,7I	0,64	0,6I	0,58	0,56	0,56	0,53	0,52	0,5I
	0,6	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	0,86	0,75	0,70	0,68	0,66	0,65	0,63	0,62	0,6I
	0,7	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	0,87	0,8I	0,78	0,76	0,75	0,73	0,72	0,7I
	0,8	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	0,90	0,86	0,85	0,84	0,83	0,82	0,8I
	0,9	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	I,00	0,94	0,93	0,92	0,92	0,92	0,9I
	0,I	I,I0	0,66	0,68	0,48	0,38	0,32	0,29	0,27	0,26	0,25	0,24	0,23	0,22	0,2I	0,2I
	0,2	I,26	I,I2	0,99	0,87	0,72	0,60	0,54	0,50	0,48	0,46	0,44	0,42	0,4I	0,39	0,38

Продолжение табл. 4.3

n	$\lambda_{пц}$	Отношение $\frac{t_к}{T_ч}$														
		0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,4	1,8	2,2	2,6	3,0
2	0,3	1,62	1,23	1,13	1,02	0,93	0,84	0,75	0,69	0,64	0,62	0,60	0,58	0,56	0,55	0,54
	0,4	1,60	1,42	1,25	1,14	1,04	0,97	0,89	0,83	0,78	0,75	0,72	0,70	0,69	0,68	0,67
	0,5	1,50	1,50	1,36	1,23	1,12	1,05	0,98	0,94	0,89	0,85	0,82	0,81	0,80	0,79	0,78
	0,6	1,40	1,40	1,40	1,32	1,22	1,13	1,06	1,00	0,95	0,93	0,91	0,90	0,89	0,88	0,87
	0,7	1,30	1,30	1,30	1,30	1,30	1,18	1,11	1,05	1,00	0,98	0,97	0,96	0,95	0,94	0,93
	0,8	1,20	1,20	1,20	1,20	1,20	1,20	1,15	1,08	1,04	1,01	1,00	0,99	0,99	0,98	0,98
	0,9	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,05	1,02	1,02	1,01	1,01	1,01	1,00
3	0,1	1,16	1,03	0,88	0,70	0,54	0,45	0,40	0,37	0,35	0,34	0,32	0,32	0,31	0,31	0,30
	0,2	1,69	1,27	1,13	1,02	0,90	0,80	0,73	0,67	0,64	0,62	0,58	0,56	0,55	0,54	0,53
	0,3	1,66	1,56	1,32	1,17	1,08	1,02	0,94	0,83	0,78	0,75	0,73	0,72	0,71	0,69	0,68
	0,4	1,72	1,52	1,45	1,33	1,20	1,11	1,04	0,98	0,93	0,90	0,87	0,85	0,84	0,83	0,82
	0,5	1,75	1,54	1,41	1,35	1,26	1,19	1,10	1,04	0,98	0,96	0,94	0,94	0,93	0,93	0,92

Продолжение табл.4.3

n	$X_{пц}$	Отношение $\frac{t_к}{T_ц}$													
		0,1:	0,2:	0,3:	0,4:	0,5:	0,6:	0,7:	0,8:	0,9:	1,0:	1,4:	1,8:	2,2:	2,6:	3,0
3	0,6	1,56	1,46	1,41	1,32	1,26	1,23	1,16	1,08	1,02	1,00	0,99	0,98	0,98	0,97	0,96
	0,7	1,39	1,39	1,39	1,32	1,24	1,19	1,15	1,12	1,06	1,03	1,02	1,01	1,00	1,00	0,99
	0,8	1,24	1,24	1,24	1,24	1,24	1,18	1,13	1,09	1,06	1,04	1,03	1,03	1,02	1,02	1,01
	0,9	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,08	1,04	1,03	1,02	1,02	1,02	1,01	1,01
4	0,1	1,34	1,10	1,01	0,86	0,69	0,57	0,51	0,47	0,44	0,42	0,41	0,39	0,38	0,37	0,35
	0,2	1,69	1,51	1,25	1,12	1,00	0,98	0,84	0,76	0,71	0,68	0,67	0,65	0,64	0,63	0,61
	0,3	1,85	1,56	1,46	1,33	1,19	1,10	1,03	0,95	0,88	0,85	0,83	0,82	0,81	0,80	0,79
	0,4	1,77	1,64	1,46	1,37	1,31	1,20	1,11	1,04	0,97	0,95	0,94	0,93	0,92	0,90	0,89
	0,5	1,70	1,55	1,50	1,38	1,29	1,23	1,18	1,09	1,05	1,02	0,99	0,98	0,97	0,96	0,95
	0,6	1,62	1,48	1,39	1,35	1,30	1,22	1,16	1,12	1,05	1,02	1,01	1,00	0,99	0,98	0,97
	0,7	1,42	1,42	1,35	1,28	1,23	1,20	1,16	1,10	1,07	1,05	1,04	1,03	1,02	1,01	1,00
	0,8	1,25	1,25	1,25	1,25	1,19	1,15	1,12	1,10	1,05	1,04	1,03	1,02	1,01	1,01	1,00
	0,9	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,09	1,07	1,06	1,04	1,04	1,03	1,02	1,01	1,00

Окончание табл. 4.3

n	$K_{пд}$	Отношение $\frac{t_к}{T_ц}$													
		0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,4	1,8	2,2	2,6	3,0
5	0,1	1,56	1,19	1,07	1,00	0,82	0,68	0,58	0,53	0,52	0,51	0,50	0,48	0,47	0,45	0,43
	0,2	1,78	1,56	1,41	1,22	1,11	1,04	0,96	0,84	0,77	0,75	0,74	0,73	0,72	0,71	0,71
	0,3	1,85	1,65	1,47	1,38	1,30	1,17	1,08	1,02	0,94	0,92	0,91	0,90	0,88	0,87	0,86
	0,4	1,83	1,61	1,53	1,40	1,30	1,24	1,17	1,08	1,04	1,01	0,99	0,98	0,97	0,96	0,94
	0,5	1,67	1,59	1,45	1,37	1,33	1,24	1,17	1,12	1,05	1,04	1,03	1,02	1,01	1,00	0,99
	0,6	1,58	1,45	1,40	1,33	1,26	1,22	1,18	1,11	1,06	1,05	1,04	1,03	1,02	1,01	1,00
	0,7	1,42	1,38	1,30	1,26	1,24	1,18	1,14	1,10	1,06	1,05	1,04	1,03	1,03	1,02	1,01
	0,8	1,25	1,25	1,25	1,20	1,16	1,14	1,12	1,08	1,04	1,03	1,03	1,03	1,02	1,01	1,00
	0,9	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,08	1,05	1,03	1,03	1,03	1,02	1,02	1,01	1,00

Величина емкости усредняющего бункера, входящего в комплект устройства

$$E_{п.у.} = q\left(1 - \frac{60 \cdot a_{п.у.}}{Q_{п.у.}}\right), \quad т, \qquad (34)$$

где

q - грузоподъемность самоходного вагона, т.с;

$a_{п.у.}$ - минутная производительность разгрузки устройства, т/мин;

$Q_{п.у.}$ - производительность скребкового конвейера, т/ч.

Приложение 5

Методика расчета параметров электровозной откатки в выработках с уклоном 0,003 - 0,005[x]

5.I. При установлении расчетной схемы локомотивного транспорта шахты (горизонта) принимать следующие исходные данные: категорийность шахты по газу и пыли, проектную мощность шахты (горизонта), план и профиль пути всех откаточных выработок, количество и производительность погрузочных пунктов, сменный грузопоток породы от добычных и подготовительных участков, тип локомотива и вагонеток, состояние рельсового пути, способ организации откатки (однозвенная, двухзвенная, с закреплением или без закрепления локомотивов за составами).

Если откатка двухзвенная, то расчеты вести отдельно для магистральной и сборочной откатки в пределах каждого пункта группирования грузопотока.

5.2. Выбор расчетных значений профиля и плана пути.

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

5.2.2. Спрямлять разрешается только близкие по крутизне, отличающиеся менее чем на 0,002 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.

---

x/ Методика утверждена Минуглепромом СССР. Разработчик - ИГД им. А.А.Скочинского и Центрогипрошахт. Программа расчета на ЭВМ технических параметров электровозной откатки находятся в отраслевом фонде института ВНИИуголь.

Наибольший по величине уклон протяженностью $\ell \geq$ 150-200м, но 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, а наибольший из них называется расчетным преобладающим уклоном $i_р$. На этих уклонах в условиях действующей шахты производится проверка правильности тормозных расчетов опытным путем.

5.2.3. При наличии на маршруте одного преобладающего уклона он же является расчетным. Если на маршруте отсутствует преобладающий уклон $i_р$, то в расчетах следует пользоваться величиной спрямленного уклона $i'_{с}$, т.е.

$$i_р = i'_{с}, \qquad (1)$$

Величина спрямленного в профиле уклона

$$i'_{с} = \frac{H_к - H_н}{L} = \frac{\sum_{1}^{n} i_п \ell_п}{\sum_{1}^{n} \ell_п}, \qquad (2)$$

где

$H_н$ - отметка уровня начала спрямленного участка, м;

$H_к$ - отметка уровня конца спрямленного участка, м;

L - длина откатки, м;

$i_п$ - уклон $п$ -го спрямляемого элемента;

ℓ - длина $п$ -го спрямляемого элемента, м.

5.2.4. При наличии криволинейных участков величина спрямленного в профиле и плане расчетного преобладающего уклона

$$i_{ср.} = i_{к.р.} + i_{р.}, \qquad (3).$$

В расчетах массы поезда по условиям сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью на расчетном преобладающем подъеме (уклоне) $i_р$, имеющем длину $\ell_р$, следует учитывать влияние кривых с помощью фиктивного

подъема $i_{к.р.}$, который в расчетах всегда имеет тот же знак, что и основное удельное сопротивление движению вагонеток.

Величина фиктивного подъема

$$i_{кр.р.} = \frac{\Sigma \omega_{кр.} \cdot \ell_{кр}}{\ell_р}, \quad кгс/т, \qquad (4)$$

5.2.5. При расчете массы поезда по условиям нагревания тяговых двигателей электровоза в случае наличия на маршруте большого количества кривых их влияние на нагревание тяговых двигателей учитывать с помощью фиктивного подъема, который в расчетах всегда имеет тот же знак, что и основное удельное сопротивление движению вагонеток

$$i_{кр} = \frac{\Sigma \omega_{кр} \cdot \ell_{кр.}}{L}, \quad кгс/т, \qquad (5)$$

где

L - длина откатки на маршруте, м.

5.2.6. Дополнительное удельное сопротивление движению от кривой, длина которой больше длины состава

$$\omega_{кр.} = \frac{120\,(S\delta + K)}{R} \cdot \tilde{\delta} \cdot \beta, \quad кгс/т, \qquad (6)$$

где

$S\delta$ - жесткая база вагонетки, секции, м;

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

β - коэффициент, учитывающий влияние состояния поверхности (для сухих рельсов β = I, для мокрых β = =0,45);

R - радиус кривой, м;

K - колея, м.

Если длина кривой ме чем длина состава, то

$$\omega_{кр.} = \frac{120\,(S\delta + K)}{R} \cdot \tilde{\delta} \cdot \beta \cdot \frac{\ell_{кр}}{L}, \quad кгс/т, \qquad (7)$$

где

$l_{кр}$ - длина кривой, м;

l_c - длина состава, м.

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

$$\omega = \omega_0 + \omega_{кр.}, \ кгс/т, \qquad (8)$$

где

ω - полное удельное сопротивление движению вагонеток, кГс/т;

ω_0 - основное удельное сопротивление движению вагонеток, кГс/т.

5.3. Расчет массы состава производить:

5.3.1. Для случая, когда электровозы закреплены за маршрутами и составами для каждого маршрута отдельно.

5.3.2. Для случая, когда электровозы не закреплены за маршрутами и составами и на всех маршрутах отсутствуют преобладающие уклоны, то в расчетах массы состава можно пользоваться средневзвешенными значениями уклона и длины откатки;

5.3.3. Для случая, когда 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 с средневзвешенной длиной и уклоном и суммарным грузопотоком.

5.3.4. Средневзвешенное значение уклона

$$i_{св.} = \frac{i_{c1} L_1 + i_{c2} L_2 + \ldots + i_{cn} L_n}{L_1 + L_2 + \ldots + L_n}, \ ‰, \qquad (9)$$

где

$i_{c1} \ldots i_{cn}$ - спрямленный уклон каждого из маршрутов;

$L_1; L_2; \ldots L_n$ - длина откатки каждого из маршрутов, м;

5.3.5. Средневзвешенная длина откатки

$$L_{сб.} = \frac{L_1 A_1 + L_2 A_2 + \ldots L_n A_n}{A_1 + A_2 + \ldots + A_n}, \qquad (10)$$

где

$A_I \ldots A_П$ - грузопоток на каждом из маршрутов т/смену.

5.3.6. Сменную производительность откатки принимать равной сумме всех грузопотоков

$$A = A_I + A_2 + \ldots + A_П, \text{ т/см}, \qquad (11)$$

5.4. Допустимую массу поезда определять в соответствии с п. 4.5. нормативов.

5.4.1. Масса поезда по условиям трогания составов с места при выполнении расчетов определяется для каждого маршрута отдельно.

Масса состава по условиям трогания с места порожнего поезда на прямолинейном участке

$$Q_п = P_э \left(\frac{1000\Psi}{\omega_п \pm i_c + 110 \cdot a_{min}} - 1 \right), \text{ т}, \qquad (12)$$

где

$Q_п$ - масса порожнего состава, т;

$P_э$ - сцепной вес электровоза (численно равен его массе), т;

Ψ - расчетный коэффициент сцепления колес при трогании рудничного электровоза принимается по табл. 4.3. нормативов;

$\omega_п$ - основное удельное сопротивление движению порожних вагонеток (секций), кгс/т; принимать в соответствии с табл. 4:4. нормативов,

a_{min} - минимальное ускорение поезда при трогании с места, м/с^2; принимать 0,03

Масса состава по условиям трогания груженого поезда на прямолинейном участке

$$Q_г = P_э \left(\frac{1000 \cdot \Psi}{\omega_г \pm i_c + 110 \cdot a_{min}} - 1 \right), \text{ т.} \qquad (13)$$

где

$Q_г$ - масса груженого состава, т;

$\omega_г$ - основное удельное сопротивление движению груженых вагонеток (секций), кгс/т, принимать в соответствии с табл. 4.4. нормативов.

Масса порожнего состава в случае, если трогание порожнего поезда осуществляется на кривой

$$Q_п = P_э \left(\frac{1000 \cdot \Psi}{\omega_п + \omega_{кр} \pm i_c + 110 \cdot a_{min}} - 1 \right), \text{ т.} \qquad (14)$$

$\omega_{кр}$ - дополнительное удельное сопротивление вагонетки от движения в кривой вычислять по формулам (6) и (7).

Масса состава в случае, если трогание порожнего поезда осуществляется на криволинейном участке

$$Q_г = P_э \left(\frac{1000 \cdot \Psi}{\omega_г + \omega_{кр} \pm i_c + 110 \cdot a_{min}} - 1 \right), \text{ т.} \qquad (15)$$

В случае использования одной расчетной схемы, объединяющей несколько маршрутов, при расчете массы состава по условиям трогания с места в формулах (12) - (15) вместо i_c подставлять $i_{св}$.

Значения $i_{св}$ вычислять по формуле (9).

5.4.2. Масса поезда по условиям сцепления колес электровоза с рельсами при движении с установившейся скоростью на расчетном преобладающем уклоне при выполнении расчетов определяется для каждого из маршрутов отдельно. Масса порожнего состава при движении с установившейся скоростью на расчетном преобладающем прямолинейном подъеме (спуске).

$$Q_п = P_э \left(\frac{1000 \cdot \Psi}{\omega_п \pm i_р} - 1 \right), \text{ т.} \qquad (16)$$

масса груженого состава при движении с установившейся скоростью на расчетном преобладающем прямолинейном спуске (подъеме)

$$Q_г = P_э \left(\frac{1000 \cdot \Psi}{\omega_г \pm i_р} - 1 \right), \text{ т.} \qquad (I7)$$

В случае использования одной расчетной схемы, объединяющей несколько маршрутов, расчет массы состава по условиям сцепления колес электровоза с рельсами производить только в том случае, когда уклон приемно-отправительных площадок или других участков пути, на которых производится трогание, меньше, чем средневзвешенный уклон $i_{св}$. В формулах (I6) ÷ (I7) вместо $i_р$ подставлять $i_{св}$, которое определять по формуле (9).

5.5. Допустимую массу поезда принимать по минимальному значению, полученному по формулам (I2) ÷ (I7).

5.5.I. Число вагонеток (секций) в порожнем составе

$$Z = \frac{Q_{п\,min}}{q_0}, \qquad (I8)$$

в груженом составе

$$Z = \frac{Q_{г\,min}}{\beta_з V \gamma + q_0}, \qquad (I9)$$

где

$Q_{гmin}; Q_{пmin}$ - минимальные значения массы соответственно порожнего и груженого составов, т;

$\beta_з$ - коэффициент заполнения вагонетки (секции); для вновь проектируемых шахт принимать $\beta_з$ =I; для действующих шахт $\beta_з$ по результатам замеров;

V - емкость вагонетки (секции), м^3;

γ - плотность транспортируемого материала, т/м^3;

q_0 - масса вагонетки (секции), т;

Z_n и Z_r - округляются до ближайшего меньшего целого числа и выбирается меньшее из них Z_{min}, так как число вагонеток (секций) в груженом и порожнем составе принимается одинаковым.

5.5.2. Масса состава по принятому числу вагонеток (секций) груженого

$$Q_r = Z_{min}(\rho_3 V_r + q_0), \text{ т.} \quad (20)$$

порожнего

$$Q_n = Z_{min} \cdot q_0, \text{ т.} \quad (21)$$

Для ориентировочных расчетов числа вагонеток (секций) в составе по условиям трогания и сцепления можно пользоваться номограммой № I (рис. 5.I). Порядок пользования показан стрелками на номограмме.

5.6. Проверку весовой нормы поезда по нагреву тяговых двигателей производить методом эквивалентного тока.

5.6.I. Условие, обеспечивающее нормальную (в тепловом режиме) работу тяговых двигателей

$$I_{эф.} \leq I_{дл.} \quad (22)$$

где

$I_{дл.}$ - длительный ток двигателя принимается по данным завода изготовителя

$I_{эф.}$ - эффективный ток двигателя за рейс, А

$$I_{эф.} = \alpha \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{n} I_i^2 \cdot t_i}{T_p}}, \text{ А.} \quad (23)$$

где

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;

α - коэффициент, учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневров; для контактных электровозов α = I,I5-I,3, для аккумуляторных электровозов α = I,05 - I,I5

В случае отсутствия на маршрутах преобладающих уклонов, когда используется одна расчетная схема, объединяющая несколько маршрутов, формула (23) принимает вид:

$$I_{эф}=\alpha\sqrt{\frac{I_г^2 t_г + I_п^2 \cdot t_п}{T_р}},\ A \qquad (24)$$

где

$I_г; I_п$ - токи 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 электровоза, либо по формуле

$$I=A_1-B_1V+C_1\cdot V^2-D_1V^3,\ A \qquad (25)$$

где $A_1; B_1; C_1; D_1$ - расчетные коэффициенты (табл. 5.I).

В случае наличия преобладающих уклонов проверку тяговых двигателей электровозов на нагревание проводить с учетом движения на преобладающих спусках и подъемах, тогда формула (23) примет вид

$$I_{эф.}=\alpha\sqrt{\frac{I_г^2 t_г + I_п^2 t_п + I_{гр}^2 t_{гр} + I_{пр}^2 \cdot t_{пр}}{T_р}}, \qquad (26)$$

где

$I_{гр.}$ - ток тягового двигателя при движении груженого состава на преобладающем уклоне, А;

$t_{гр.}$ - время движения груженого состава на преобладающем уклоне с током двигателя $I_{гр.}$, мин;

$I_{пр.}$ - ток тягового двигателя при движении порожнего состава на преобладающем уклоне, А;

$t_{пр.}$ - время движения порожнего состава на преобладающем уклоне с током двигателя $J_{пр}$, мин.

5.6.2. Время рейса определять в соответствии в п.4.9 нормативов

$$T_р = t_г + t_п + \sum \theta_i, \text{ мин.}, \qquad (27)$$

где θ_i - продолжительность маневровых и погрузочно-разгрузочных операций в конечных пунктах откатки;

$t_г; t_п$ - соответственно время движения груженого и порожнего состава, мин

$$t_г = \frac{60 \cdot L}{V_г}, \text{ мин}; \qquad (28)$$

$$t_п = \frac{60 \cdot L}{V_п}, \text{ мин}; \qquad (29)$$

$V_г; V_п$ - соответственно скорости движения в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч, определяемые по формулам (30) и (31) или по тяговым характеристикам электровозов

$$V_г = A - BF_г + CF_г^2 - DF_г^3, \text{ км/ч}; \qquad (30)$$

$$V_п = A - BF_п + CF_п^2 - DF_п^3, \text{ км/ч}; \qquad (31)$$

A, B, C, D - расчетные коэффициенты (табл. 5.2);

$F_г; F_п$ - сила тяги при движении груженого и порожнего состава;

$$F_г = (P_э + Q_г)(\omega_г - i_i)/1000, \text{ тс}; \qquad (32)$$

$$F_п = (P_э + Q_п)(\omega_п + i_i)/1000, \text{ тс}; \qquad (33)$$

i_i - уклон i -го маршрута.

Таблица 5.1

ЗНАЧЕНИЯ РАСЧЕТНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК

Электровоз	Тяговая батарея и двигатель	при параллельном соединении двигателей			
		AI	BI	CI	ДI
		АККУМУЛЯТОРНЫЕ ЭЛЕКТРОВОЗЫ			
4,5АРП2М	66ТЖН-300, ЭДР-7П	212,66359	33,69786	2,73537	-0,063202
5АРВ2	66ТЖН-250, ЭДР-7П	212,66359	33,69786	2,78537	0,063202
АРП7-600	90ТЖНШ-550,ДРТ-10	527,2957	96,7449	7,49437	0,20225
АРВ7-900	102ТЖНШ-550,ДРТ-10	431,09013	70,02169	4,30312	0,092756
АМ3Д-600	96ТЖН-350, ДПТР-12	353,5335	63,30159	4,65957	0,113124
2АМ3Д-600	96ТЖН-350, ДПТР-12	333,5835	63,30159	4,65957	0,113124
АМ3Д-900	112ТЖН-350,ДПТР-12	342,3333	59,29269	4,20854	0,10531
2АМ3Д-900	112ТЖН-350,ДПТР-12	342,3333	59,29269	4,20854	0,10531
АРП-10	112ТЖНШ-550,ДПТР-12	340,10034	57,12359	3,77237	0,03302
АРП-14	161ТНЖК-650,ЭТ-23,5	621,9796	107,40135	5,73384	0,133246
АРП-23	132ТЖЖК-650,ЭТ-26	733,782	115,2727	6,3574	0,11093

х) Расчетные коэффициенты (табл.5.1., 5.2) разработаны инж.Б.М. Щербаковым и М.Б. Ольшанской (Центрогипротранс) и предназначены для расчетов на ЭВМ

Продолжение таблицы 5.I

Электровоз	Тяговая батарея и двигатель	При последовательном соединении двигателей			
		AI	BI	CI	ДI
4,5АРП2М	66ТЖН-300,ЭДР-7П	265,49321	95,8434	II,78379	0,40323
5АРВ2	66ТЖН-250,ЭДР-7П	265,49321	95,8434	II,73379	0,40323
АРП7-600	90ТЖНШ-550,ДРТ-I0	424,I6I57	I29,35047	I6,9I8II	0,7397
АРВ7-900	I02ТЖН6-550,ДРТ-I0	452,0312	I80,3484	I5,9695	0,63032
АМ3Д-600	96ТЖН-350,ДПТР-I2	324,37023	I3I,999	22,00954	I,23363
2АМ3Д-600	96ТНЖ-350,ДПТР-I2	324,87023	I3I,999	22,00954	I,23863
АМ3Д-900	II2ТЖН-350,ДПТР-I2	324,99338	III,02226	I4,705I3	0,6II53
2АМ3Д-900	II2ТЖН-350,ДПТР-I2	324,99338	III,02226	I4,705I8	0,6II53
АРП-I0	II2ТНЖ6-550,ДПТР-I2	-	-	-	-
АРП-I4	I6ITНЖК-650,ЭТ-23,5	-	-	-	-
АРП-23	I32ТНЖК-650,ЭТ-26	-	-	-	-

Продолжение таблицы 5.1

Электровоз	Тип электро-двигателя	Соединение двигателей							
		Параллельное				Последовательное			
		АI	ВI	СI	ДI	АI	ВI	СI	ДI
		КОНТАКТНЫЕ ЭЛЕКТРОВОЗЫ							
7КРIУ	ЭТР-25Б	1621,09	237,295	14,910	0,817	760,766	265,24	33,340	I,427
КIО	ЭТ-31	2122,838	343,013	19,381	0,371	1274,147	410,525	47,923	I,925
КI4	ЭТ-46	3007,7	462,7	27,23	0,4109	-	-	-	-

Таблица 5.2[x)]

Значения РАСЧЕТНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ ТЯГОВЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

Тип	Тяговая батарея и двигатель	При параллельном соединении двигателей			
		А	Б	С	Д
	АККУМУЛЯТОРНЫЕ ЭЛЕКТРОВОЗЫ				
[illegible]РМ2М	66ТЖН-300,ЭДР-7П	I6,72632	49,93542	67,93542	32,87634
6АРЗ2	66ТЖН-250,ЭДР-7П	I6,72632	49,93542	67,6601	32,87634
АРП-7	90ТЖНШ-550,ДРТ-I0	25,I2I32	3I,87507	I7,I258	8,32982
АРВ-7	I02ТЖНШ-550,ДРТ-I0	29,20349	37,02381	20,6953	4,I445
АмЗД-600	96ТЖН-350,ДПТР-I2	I2,68096	II,07538	4,56765	0,70371
2АмЗД-600	96ТЖН-35,ДПТР-I2	I4,73I6	9,0635	2,760I	0,3065
АмЗД-900	II2ТЖН-350,ДПТР-I2	I4,7II	I2,3I62I	5,27373	0,3I554
2АмЗД-900	II2ТЖН-350,ДПТР-I2	I5,4039	7,46I6.	I,758	0,I533
АРП10	II2ТЖНШ-550,ДПТР-I2	I8,90715	II,29055	4,49027	0,63904
АРП10	I6IТНЖК-650,ЭТ-25,5	I4,9024	7,7II09	2,33394	0,27I372
[illegible]РМ23	I32ТНЖК-650,ЭТ-26	I7,43627	4,6I679	0,7227	0,042I25

Продолжение таблицы 5.2

Электровоз	Тяговая батарея и двигатель	При последовательном соединении двигателей			
		А	Б	С	Д
		Аккумуляторные электровозы			
4,5АРП2М	66ТЖН-300,ЭДР-7П	9,19723	9,19723	33,40717	13,38916
5АРВ2	66ТЖН-250,ЭДР-7П	9,19723	9,19729	33,40717	13,38916
АРП-7	90ТНЖ-550,ДРТ-10	12,73743	12,73743	9,05679	1,30416
АРВ-7	102ТНЖ-550,ДРТ-10	14,91913	14,91913	11,35773	2,32514
АМ3Д-600	96ТЖН-350,ДПТР-12	5,93309	5,93309	2,1731	0,541190
2АМ3Д-600	96ТЖН-35,ДПТР-12	6,9945	4,2743	2,7501	0,3063
АМ8Д-900	112ТЖН-350,ДПТР-12	7,11499	6,27335	2,60216	0,406703
2АМ3Д-900	112ТЖН-350,ДПТР-12	7,1131	6,1421	0,6514	0,0509
АРП10	112ТЖН-550,ДПТР-12	-	-	-	-
АРП14	161ТНЖК-650,ЭТ-2[illegible]	-	-	-	-
АРП28	132ТНЖК-650,ЭТ-26	-	-	-	-

Продолжение таблицы 5.2

Тип электровоза	Тип двигателя	Соединение двигателей							
		Параллельное				Последовательное			
		А	В	С	Д	А	В	С	Д
КОНТАКТНЫЕ ЭЛЕКТРОВОЗЫ									
7КРІУ	ЭДР-25Б	26,04596	23,39652	I7,05998	3,87325	II,6I257	II,78334	6,79667	I,35748
КІО	ЭТ-3І	22,0I847	I0,43932	3,4029	0,839I70	II,I286	5,35705	I,88I0I	0,2I2328
КІ4	ЭТ-46	33,08450	I7,59236	4,36553	0,455822	I7,28I27	9,56445	2,69402	0,253953

5.6.3. Для соблюдения условия $I_{эф.} \leq I_{дл.}$, если в результате расчетов оказалось $I_{эф} > I_{дл}$, необходимо уменьшить число вагонеток в составе и продолжать расчеты до тех пор, пока необходимое условие п.5.6.I не будет соблюдено. Наибольшее количество вагонеток в составе, при котором выполняется условие

$I_{эф} \leq I_{дл}$, обозначается через I_{min}

Масса поезда по условиям нагрева тяговых двигателей электровоза для условий угольных шахт может быть определена по номограмме рис. **5.2**, которая позволяет определить исходные величины для расчетов по формуле (25). Для ориентировочных расчетов при одностороннем движении электровоза под током (например, при уклоне большем, чем допустимые уклоны) можно пользоваться упрощенной номограммой рис.5.3. для определения веса поезда по условию нагревания двигателей.

5.7. Определение допустимой скорости движения.

5.7.I. Допустимая скорость движения груженого состава на прямолинейном участке наибольшего преобладающего уклона

$$V_{доп.} = \sqrt{0{,}2\, l_т (b_т + \omega_г - i_р)},\ км/ч\ ; \qquad (34)$$

$b_т$ - удельная тормозная сила, кгс/т

$$b_т = \frac{1000 P_э \cdot \psi + B_{доп.}}{P_э + Q_г}, \qquad (35)$$

где

ψ - коэффициент сцепления при торможении; при колодочном торможении в целях повышения безопасности ψ допускается снижать на 20%.

$Q_г$ - принятая масса поезда, т.

$B_{доп}$ - дополнительная тормозная сила, кгс; принимается по характеристике (дополнительного) рельсового торможения;

$\ell_т$ - тормозной путь, м, принимается в соответствии с ПБ.

5.7.2. Допустимая скорость движения по условию торможения на криволинейном участке расчетного преобладающего уклона

$$V_{доп.} = \sqrt{0{,}24\,\ell_т\,(b_т + \omega_r + \omega_{кр} - i_р)}\ , \ км/ч, \qquad (36)$$

5.7.3. Допустимая скорость движения по условиям торможения в случае откатки, имеющей подъем в направлении основного грузопотока, определяют, как для груженого, так и порожнего состава на прямолинейном участке расчетного преобладающего уклона

$$V_{доп.г.} = \sqrt{0{,}24\,\ell_m\left(\frac{1000 P_э \Psi + B_{доп.}}{P_э + Q_г} + \omega_г + i_р\right)}, км/ч; \qquad (37)$$

$$V_{доп.п.} = \sqrt{0{,}24\,\ell_m\left(\frac{1000 P_э \Psi + B_{доп.}}{P_э + Q_п} + \omega_п - i_р\right)}, км/ч; \qquad (38)$$

на криволинейном участке расчетного преобладающего уклона

$$V_{доп.г.} = \sqrt{0{,}24\,\ell_m\left(\frac{1000 P_э \cdot \Psi + B_{доп.}}{P_э + Q_г} + \omega_г + i_р + \omega_{кр.}\right)}, км/ч; \qquad (39)$$

$$V_{доп.п.} = \sqrt{0{,}24\,\ell_m\left(\frac{1000 P_э \cdot \Psi + B_{доп.}}{P_э + Q_п.} + \omega_п - i_р + \omega_{кр}\right)}, км/ч; \qquad (40)$$

5.7.4. Допустимую скорость движения по условиям торможения необходимо сравнить со скоростью движения, определенной по электромеханической характеристике.

В расчет продолжительности времени движения принимать наименьшее значение скорости.

5.7.5. Фактическое время рейса

$$T_p' = \frac{L_г}{K_1 V_г} + \frac{L_п}{K_1 V_п} + \frac{\theta_п + \theta_{раз} + \theta_{ман}}{60}, \text{ ч;} \qquad (41)$$

где

$V_г$ и $V_п$ - принятые скорости движения в соответствии с п.4.10, км/ч;

K_1 - коэффициент среднеходовой скорости движения; принимается в соответствии с п. 4.10 норм.

$\theta_п, \theta_{раз}, \theta_{ман}$ - определяются в соответствии с п. 4.12 и 4.13 норм.

5.7.6. Количество вагонеток (секций) в составе по условиям обеспечения требуемого тормозного пути определять по результатам расчетов по формулам (18) и (19).

Число вагонеток в составе Z выбирается наименьшим из $Z_{min}; Z_{1min}; Z_{2min}$ числа вагонеток в составе из условия торможения.

5.8. Проверка допустимого числа вагонеток (секций) в составе из условия размещения длины состава на минимальной длине разминовки горной выработки производится только для условий действующих шахт

$$Z \leq Z_р; \quad Z = \frac{l_{разм.} - l_э}{l_в + l_с}, \qquad (42)$$

где

$Z_р$ - число вагонеток, размещаемое в разминовке;

$l_{разм.}$ - минимальная длина разминовки, м;

$l_э$ - длина локомотива, м;

$l_в$ - длина вагонетки, м;

$l_с$ - расстояние между вагонетками при натяжении сцепок, м;

Если $Z > Z_р$, необходимо увеличить длину разминовки до $l_{разм.} = Z(l_в + l_с) + l_э$. При невозможности или нецелесообразности увеличения длины разминовок количество вагонеток в составе принять равным $Z_р$.

5.9. Инвентарное количество электровозов

$$N_и = N_р. - N_{рез.}, \qquad (43)$$

где

$N_р.$ - количество рабочих электровозов;

$N_{рез.}$ - резервное количество электровозов (см. п 4.I4.2 нормативов).

5.9.I. Расчет количества рабочих электровозов $N_р.$ 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

$$N_р = \frac{z_п}{z}, \qquad (44)$$

где

z - число возможных рейсов одного электровоза в течение смены;

$$z = \frac{60 T_о}{T_р'}, \text{ рейс}; \qquad (45)$$

$T_р'$ - фактическое время рейса, определенное по формуле (4I), ч;

$T_о$ - время работы электровозной откатки в смену, ч;

$z_п$ - полное число рейсов в смену;

$$z_п = z_{пг} + z_л, \text{ рейс}; \qquad (46)$$

$z_{пг}$ - необходимое число рейсов в смену для вывоза груза;

$$z_{пг} = \frac{1000 \cdot K_н \cdot A_{п.п.}}{Z_о \cdot \rho_з \cdot V \cdot \gamma}, \text{ рейс}; \qquad (47)$$

где $K_н$ - коэффициент неравномерности выдачи груза;

$A_{пп}$ -сменный суммарный грузопоток участка (уголь, порода, материалы и оборудование), т/см,

$z_л$ - необходимое число рейсов для перевозки людей,

$\rho_з$ - коэффициент заполнения вагонетки - 0,9.

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.

5.10. Сменная производительность одного электровоза:

рабочего

$$R = \frac{L A_{пп.}}{N_р}, \text{ ткм}; \qquad (48)$$

инвентарного

$$R_с = \frac{L \cdot A_{п.п.}}{N_и}, \text{ ткм}; \qquad (49)$$

5.11. Расчет потребного количества секций поезда и вагонеточного парка $Z_р$ осуществляется 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 число составов, предусмотренных в качестве аккумулирующей емкости.

Вагонеточный парк следует определять по формуле, которая учитывает принцип расстановки составов

$$Z_р = K_{рем.}\left\{\sum_1^P Z_{1i}(K_m + N_{р.мi}) + K_0 Z_1 + \sum_1^E Z_{2j}(K_{уj} + N_{руj} + K_{оп}) + Z_3 \cdot f_1 + Z_4 \cdot f_2\right\}(1 + K_{пер.}) + П_п, \qquad (50)$$

где

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

P - число погрузочных пунктов на магистральных выработках:

Z_{1i} - число вагонеток в составе поезда магистрального транспорта i -го маршрута;

K_m - 1,5 - коэффициент, учитывающий число составов на погрузочном пункте магистрального транспорта;

N_{pmi} - число составов, находящихся в движении по i -му маршруту;

K_0 - коэффициент, учитывающий число составов, находящихся в околоствольном дворе; при числе электровозов, работающих на горизонте околоствольного двора до 5 принимается 2-4, при 6 и более 3-5 составов;

E - число участковых откаточных выработок, находящихся в эксплуатации;

Z_{2j} - число вагонеток в составе поезда участкового транспорта по j - му участку;

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

N_{pyj} - число составов, находящихся в движении по j - й участковой выработке;

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

Z_3 - число вагонеток, перемещающихся по сборным участковым выработкам;

f_1 - число сборных участковых выработок, находящихся в эксплуатации;

Z_4 - число вагонеток, перемещающихся по вентиляционным выработкам;

f_2 - число вентиляционных участковых выработок, находящихся в эксплуатации;

$K_{пер.}$ - 0,02 - 0,05 коэффициент, учитывающий вагонетки, используемые для выдачи породы при перекреплении откаточных выработок;

$П_п$ - число платформ (вагонеток), используемых для обменных операций на шахтной поверхности клетевого ствола.

Инвентарное количество секций поездов и вагонеточного парка определяется по формуле $Z_u = 1,1 Z_p$.

Номограмма №1

для определения веса поезда по условиям обеспечения сцепления колес с рельсами при трогании с места рудничного электровоза и движении на (руководящем) подъеме.

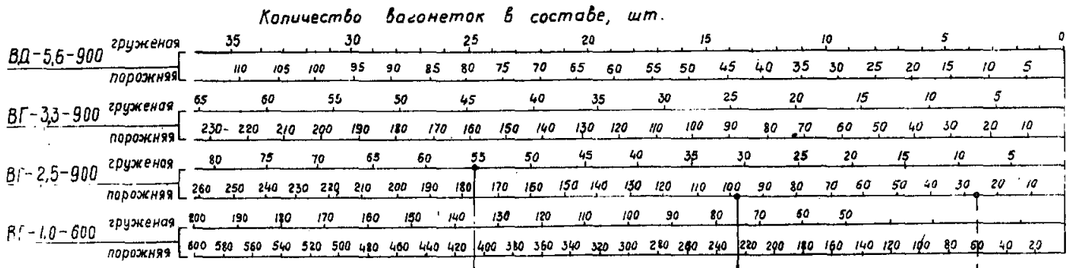
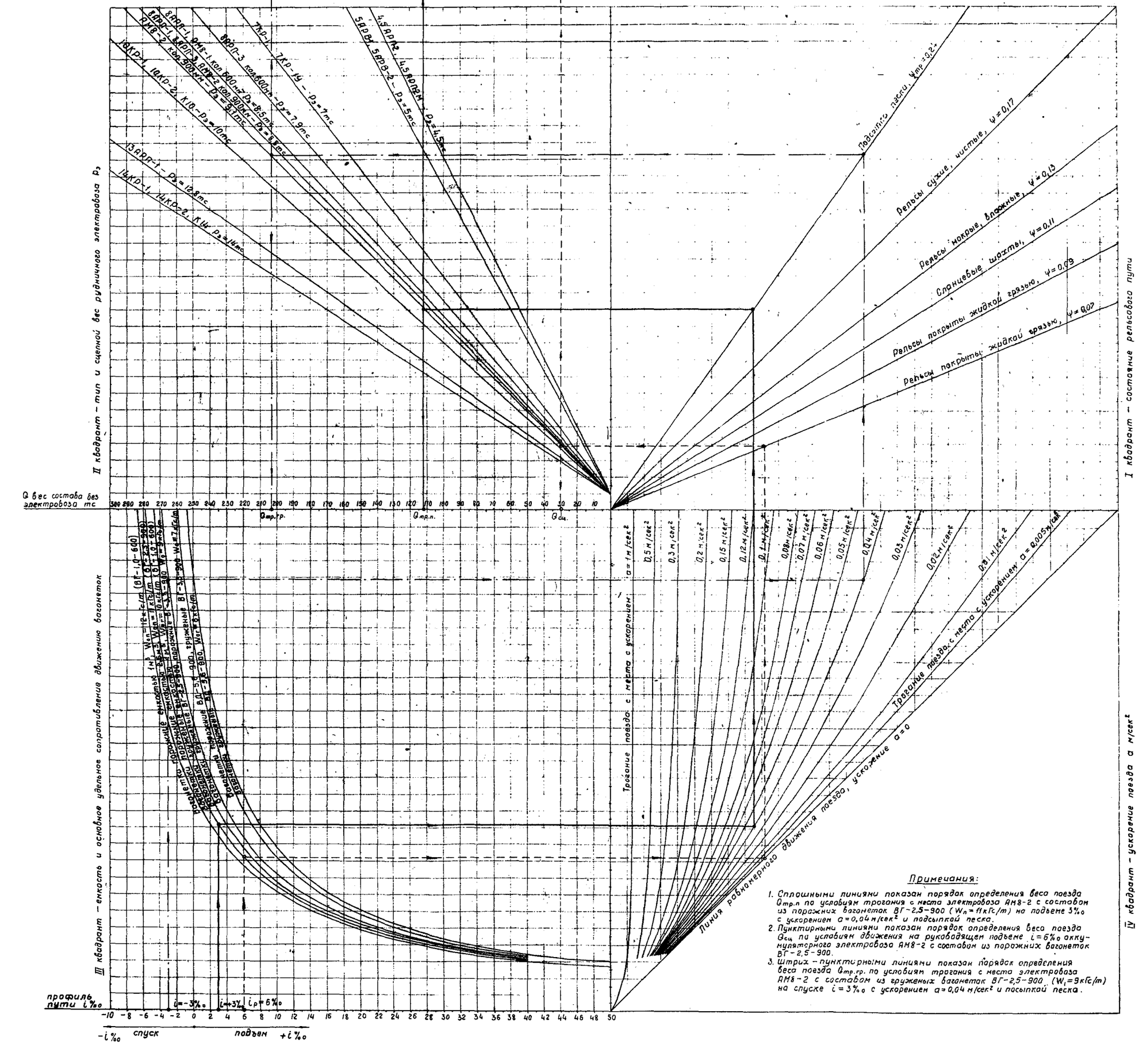


Таблица №1

№№ п/п	Тип грузовой вагонетки	Емкость м³	Вес вагонетки кГс: Порожней g_0	Вес вагонетки кГс: Груженой углем с удельным весом $\gamma = 1$ тс/м³ g	Удельное сопротивление движению вагонетки кГс/т: Порожней $W_п$	Удельное сопротивление движению вагонетки кГс/т: Груженой $W_г$	Длина, м по буферам
1	ВГ-08-600	0,8	502	1300	12	10	1,4
2	ВГ-1,0-600	[illegible]	518	1500	12	10	[illegible]
3	ВГ-1,1-600	1,1	581	1680	[illegible]	[illegible]	[illegible]
4	ВГ-1,3-600	[illegible]	631	1940	[illegible]	[illegible]	[illegible]
5	ВГ-1,4-600	[illegible]	675	2080	[illegible]	[illegible]	[illegible]
6	ВГ-1,6-600	[illegible]	708	2310	[illegible]	[illegible]	2,7
7	ВГ-2,5-900	2,5	1148	3650	[illegible]	[illegible]	[illegible]
8	ВГ-3,3-900	3,3	1281	4580	[illegible]	[illegible]	4,45
9	ВД-5,6-900	5,6	2580	6180	[illegible]	[illegible]	4,8

Таблица №2

Тип пассажирской вагонетки	Вес без пассажиров g_0 кГс	Вес с пассажирами g кГс	Удельное сопротивление движению $W_п = W_г$ кГс/т	Длина по буферам, м
ВП-12-600	1350	2300	10	4,38
ВП-12-900	1550	2500	9	4,38
ВП-1к-900	1780	3200	7	4,56



Примечания:

1. Сплошными линиями показан порядок определения веса поезда $Q_{тр.п}$ по условиям трогания с места электровоза АМ8-2 с составом из порожних вагонеток ВГ-2,5-900 ($W_п$ = 11 кГс/т) на подъеме 3‰ с ускорением a = 0,04 м/сек² и подсыпкой песка.
2. Пунктирными линиями показан порядок определения веса поезда $Q_{сц}$ по условиям движения на руководящем подъеме i = 6‰ аккумуляторного электровоза АМ8-2 с составом из порожних вагонеток ВГ-2,5-900.
3. Штрих-пунктирными линиями показан порядок определения веса поезда $Q_{тр.гр.}$ по условиям трогания с места электровоза АМ8-2 с составом из груженых вагонеток ВГ-2,5-900 ($W_г$ = 9 кГс/т) на спуске i = 3‰ с ускорением a = 0,04 м/сек² и посыпкой песка.

Номограмма № 2

Определение веса поезда по условиям нагревания тяговых двигателей рудничного электровоза

Таблица № 1

№№ п.п.	Тип электровоза	Тип аккумуляторной батареи	Скорость длительн. км/час параллельн. соед. ТЭД	Скорость длительн. км/час последов. соед. ТЭД	Скорость часовая км/час параллельн. соед. ТЭД	Скорость часовая км/час последовательн. соед. ТЭД	Сила тяги, кГс часовая $F_ч$	Сила тяги, кГс длит. $F_=$	Тип двигателя	Ток А $I_{час}$	Ток А $I_{дл}$	Конструкционная скорость км/час
1	4,5АРП-2	66ТЖН-300	7,0	3,6	2,9	1,7	750	130	ЭДР-6	93	40	9,5
2	4,5АРП-2М	66ТЖН-300	8,3	4,3	3,7	2,2	700	210	ЭДР-7П	105	45	13,32
3	5АРВ-1	66ТЖН-250П	7,0	3,6	2,9	1,7	750	130	ЭДР-6	93	40	9,5
4	5АРВ-2	66ТЖН-250П	8,3	4,3	3,7	2,2	700	210	ЭДР-7П	105	45	13,32
5	8АРП-1	80ТЖН-350 96ТЖН-350	7,5 9,0	3,6 4,6	3,6 4,5	1,75 2,2	1150	330	ЭДР-10Б	115	50	13,6
6	8АРП-3	80ТЖН-350 108ТЖН-350	7,5 10,0	3,6 5,1	3,6 5,1	1,75 2,85	1150	330	ЭДР-10Б	115	50	13,6
7	АМ-8	96ТЖН-350 112ТЖН-350	9,0 10,5	4,6 5,4	4,5 5,4	2,2 3,0	1150	330	ЭДР-10П	115	50	13,6
8	13АРП-1	126ТЖН-550	7,9	4,0	4,8	2,4	1700	550	ЭДР-15	117	55	12,0
9	7КР1У	—	16,2	6,3	10,5	4,7	1650	440	ЭДР-256	115	50	21,0
10	10КР-1 10КР-2	—	16,2	6,3	10,5	4,7	1650	440	ЭДР-256	115	50	21,0
11	14КР-1 14КР-2	—	18,4	8,1	12,6	5,5	2420	650	ДК-809А	200	80	25,2
12	К10	—	18,0	8,8	12,6	5,6	1700	480	3Т-3т	142	62	30,4
13	К14	—	23	12,2	12,8	6,4	2400	650	9Т-46	204	85	42,7

Расчетные формулы:

$I_{эф} \leq I_=$, $I_{эф} = \alpha\sqrt{\frac{\Sigma I^2 \Delta t}{T}}$

$T = \Sigma\Delta t + Q + \Sigma\Delta t_{пуск.}$

где: I – эффективный ток двигателя, а α – коэф. учета дополнительного нагрева двигателя во время маневров,

$I_=$ – длительный ток двигателя – (взять из таблицы)

$I, \Delta t$ – ток двигателя и время хода под током данной величины.

$\Sigma\Delta t$ – сумма времени движения под током

Q – время пауз, (20–40 мин)

$\Sigma\Delta t_{пуск}$ – суммарное время на разгон и замедление поезда ($\Delta t_{пуск} \approx 2$ мин)

II квадрант – емкость и основное удельное сопротивление движению вагонеток

Аккумуляторные электровозы

Вагон: тип порожние емкостью 1 м³ $W_{0п.} = 12$ кГс/т (8Г-10-600)
Вагон: тип груженые емкостью 1 м³ $W_{0гр.} = 4$ кГс/т (8Г-10-600)
Вагон: тип порожние емкостью 1,4 м³ $W_{0п.} = 10$ кГс/т (8Г-14-600)
Вагон: тип груженые емкостью 1,4 м³ $W_{0гр.} = 3,5$ кГс/т (8Г-14-600)
Вагон: тип порожние емкостью 2,5 м³ $W_{0п.} = 8$ кГс/т (8Г-25-900)
Вагон: тип груженые емкостью 2,5 м³ $W_{0гр.} = 3$ кГс/т (8Г-25-900)
Вагон: тип порожние емкостью 3,3 м³ $W_{0п.} = 7$ кГс/т (8Г-33-900)
Вагон: тип груженые емкостью 3,3 м³ $W_{0гр.} = 2,5$ кГс/т (8Г-33-900)

Q=10mc, Q=15mc, Q=20mc, Q=25mc, Q=30mc, Q=35mc, Q=40mc, Q=45mc, Q=50mc, Q=55mc, Q=60mc, Q=65mc, Q=70mc, Q=75mc, Q=80mc, Q=85mc, Q=90mc, Q=95mc, Q=100mc, Q=105mc, Q=110mc, Q=115mc, Q=120mc, Q=125mc, Q=130mc, Q=155mc, Q=180mc, Q=205mc, Q=230mc, Q=255mc, Q=280mc, Q=305mc

I квадрант – вес состава с электровозом Q, т.с.

Профиль пути i‰

−i‰ спуск — +i‰ подъем

Сила тяги электровоза, кГс.

8АРП-1, 80АРП-3
80ТЖН-350
8АРП-3
108ТЖН-350
13АРП-1
126ТЖН-550
АМ8-1
112ТЖН-350
5АРВ-1, 4,5АРП-2
66ТЖН-300(250Ч)
5АРВ-2, 4,5АРП-2М
66ТЖН-300(250П)
АМ8, 8АРП-1
96ТЖН-350

L=0,25км, L=0,5км, L=1,0км, L=1,5км, L=2км, L=2,5км, L=3,0км, L=4км, L=5км, L=6км, L=10км

7КР-1У, 10КР-1, 10КР-2
К10
14КР-1, 14КР-2
К14

8АРП-3, 8АРП-1, 80ТЖН-350
8АРП-1, 8АРП-1, 96ТЖН-350
8АРП-3, 108ТЖН-350
АМ8-2, 112ТЖН-350
13АРП-1, 126ТЖН-550
5АРВ-1, 4,5АРП-2, 66ТЖН-300(250Ч)
5АРВ-2, 4,5АРП-2М, 66ТЖН-300(250П)
7КР-1У, 10КР-1, 10КР-2
К10
14КР-1, 14КР-2
К14

Ток двигателя I,a

I^2, a^2 300 280 260 240 220 200 180 160 140 120 100 80 60 40 20 0

$10^4 \times 9$ 7,84 7,25 5,76 4,84 4,0 3,24 2,56 1,96 1,44 1,0 0,64 0,36 0,16 0,04

Время, мин.

2час 50мин 40мин 30мин 20мин 10мин 1час 50мин 40мин 30мин 20мин 10мин

$\Delta t_г$ $\Delta t_п$ $\Delta t_{г.р.}$

Скорость электровоза, км/час

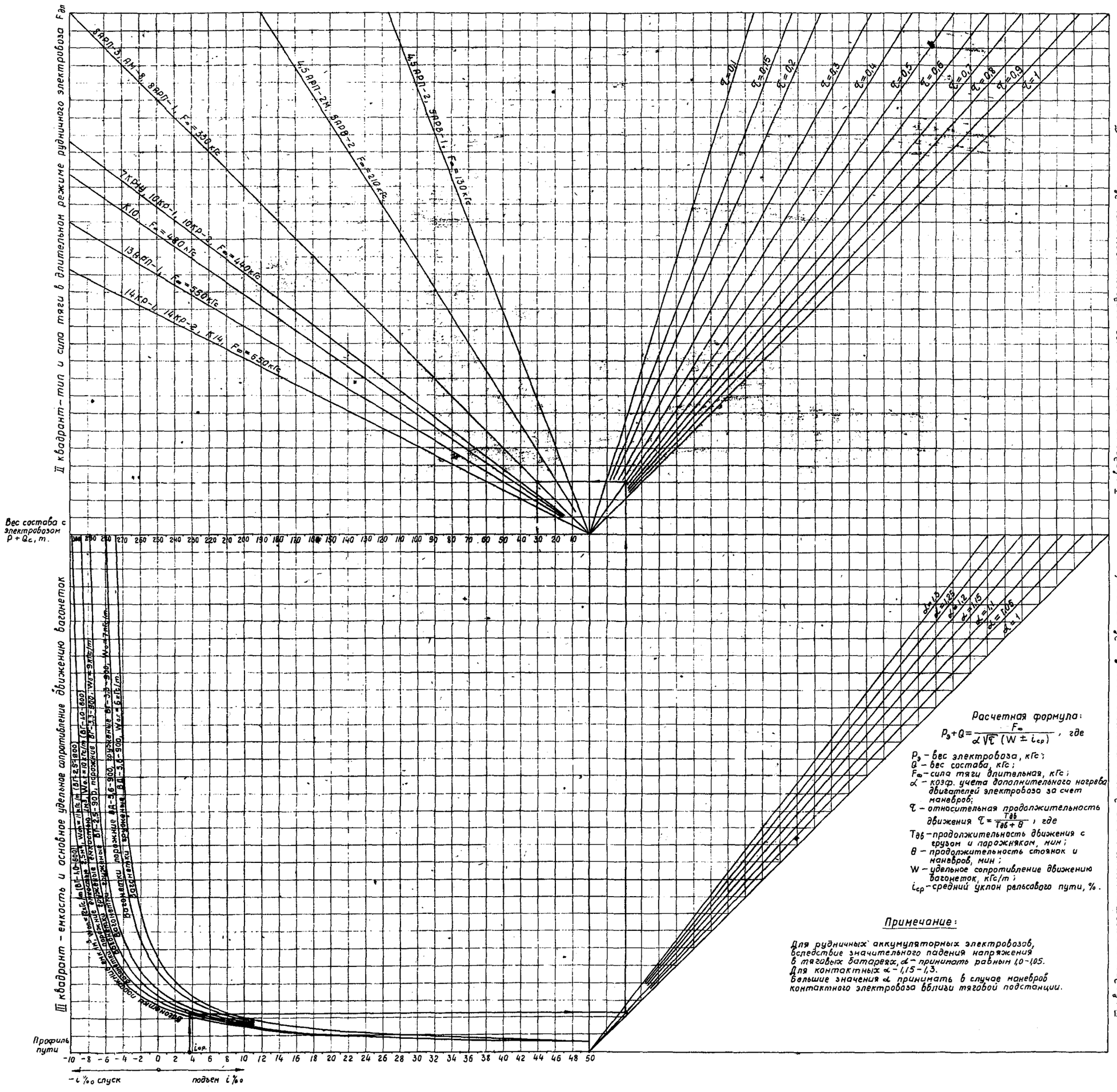
Ш А – квадрант – токовые характеристики электровозов приведенные к ободу колеса

Ш Б – квадрант – длина откатки L, км

IУ – квадрант – тяговые характеристики электровозов

Номограмма №3

Для упрощенного способа определения веса поезда по условиям нагрева тяговых двигателей рудничных электровозов



Расчетная формула:

$$P_э+Q=\frac{F_д}{\alpha\sqrt{\tau}\,(W\pm i_{ср})}$$, где

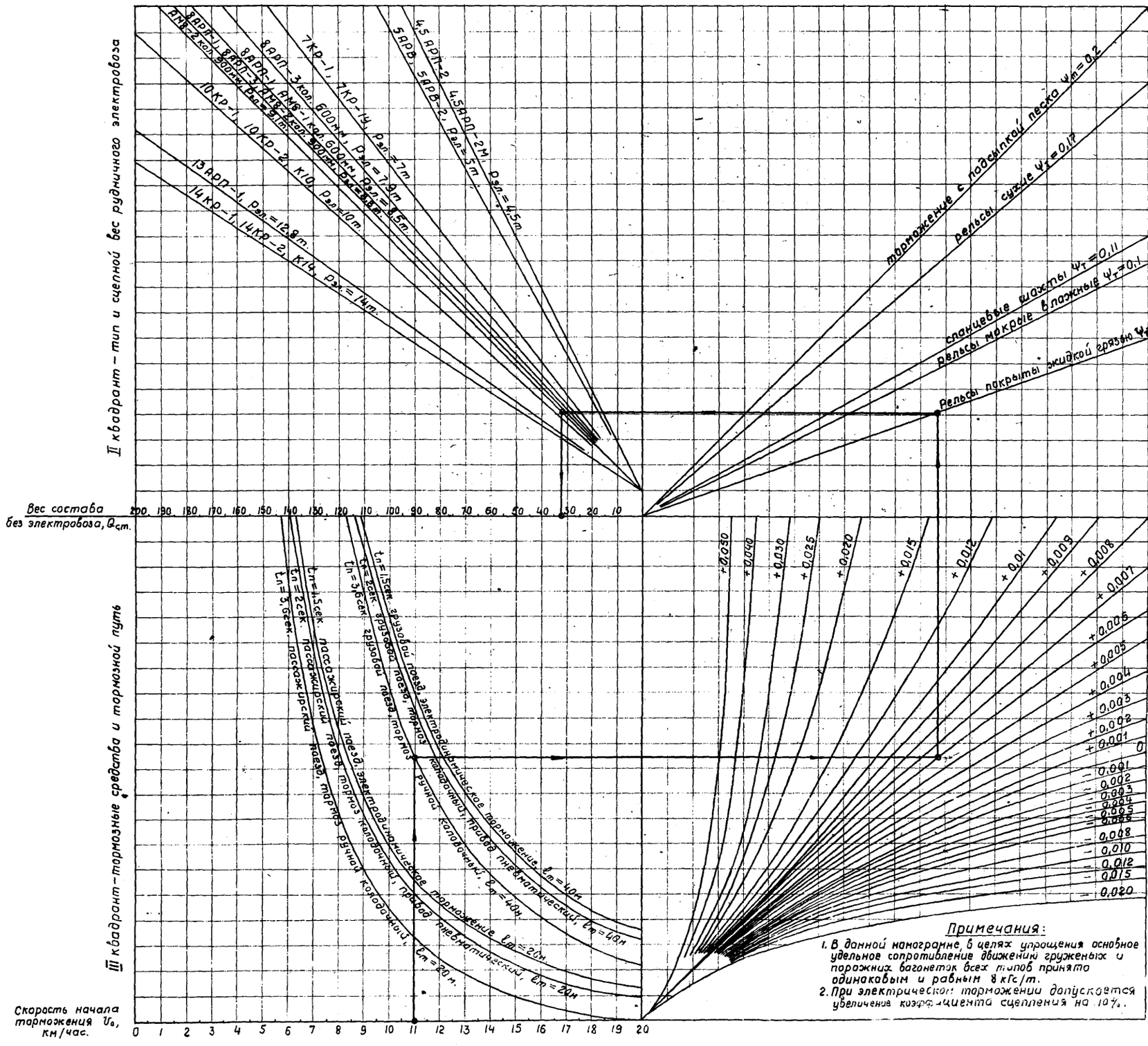
$P_э$ – вес электровоза, кГс;
Q – вес состава, кГс;
$F_д$ – сила тяги длительная, кГс;
α – коэф. учета дополнительного нагрева двигателей электровоза за счет маневров;
τ – относительная продолжительность движения $\tau=\frac{T_{дв}}{T_{дв}+\theta}$, где
$T_{дв}$ – продолжительность движения с грузом и порожняком, мин;
θ – продолжительность стоянок и маневров, мин;
W – удельное сопротивление движению вагонеток, кГс/т;
$i_{ср}$ – средний уклон рельсового пути, ‰.

Примечание:

Для рудничных аккумуляторных электровозов, вследствие значительного падения напряжения в тяговых батареях, α – принимать равным 1,0–1,05. Для контактных α – 1,15–1,3. Большие значения α принимать в случае маневров контактного электровоза вблизи тяговой подстанции.

Номограмма №4

для определения веса поезда по условиям торможения

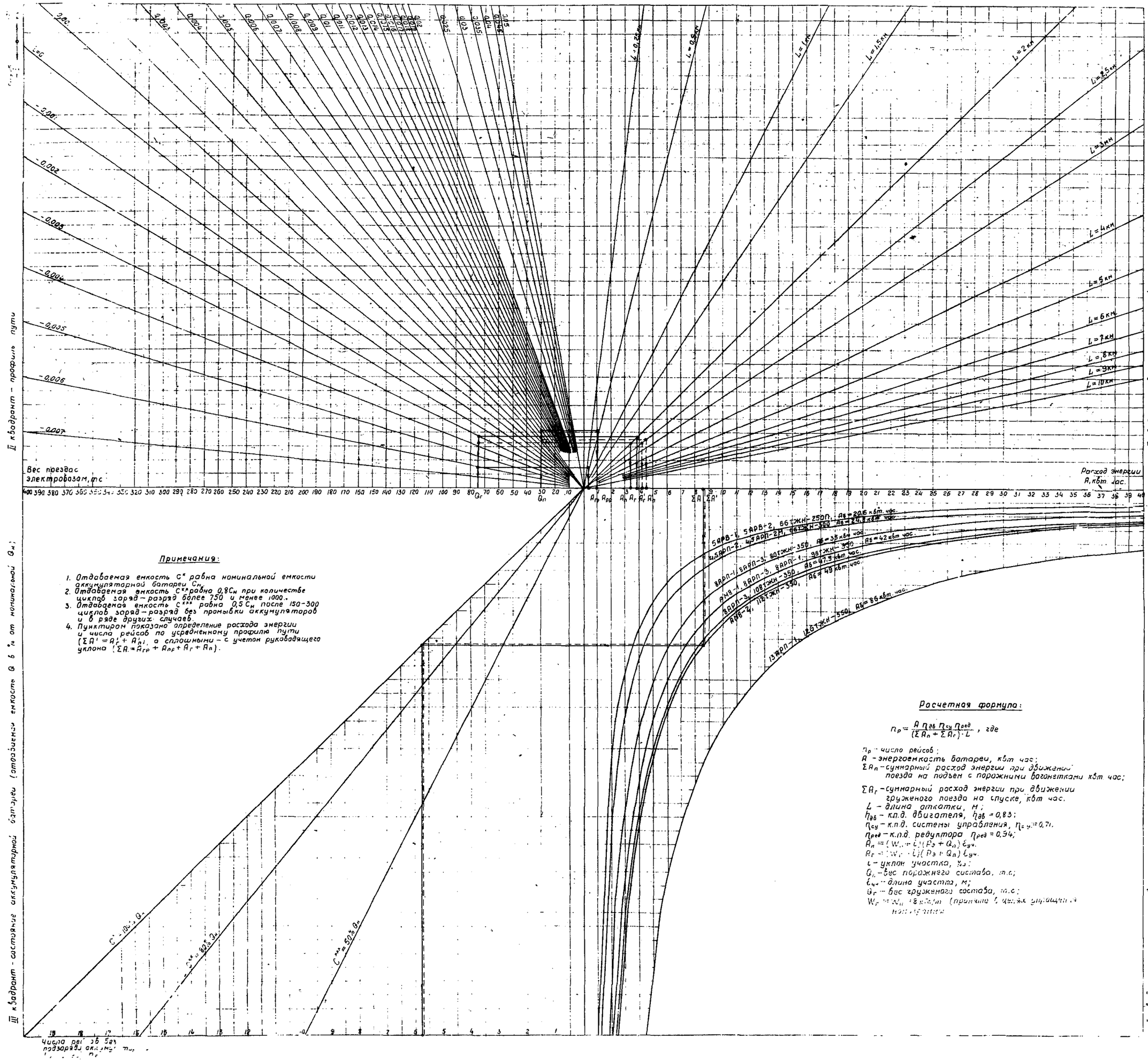


Примечания:

1. В данной номограмме, в целях упрощения основное удельное сопротивление движению груженых и порожних вагонеток всех типов принято одинаковым и равным 8 кгс/т.
2. При электрическом торможении допускается увеличение коэффициента сцепления на 10%.

Номограмма № 5

Для определения расхода энергии электровозами и установления возможного числа рейсов без подзаряда тяговой аккумуляторной батареи



Приложение 6

Методика расчета нерельсового самоходного транспорта

6.I. Исходными данными для расчета нерельсового самоходного транспорта являются: сменный грузопоток, продолжительность работы смены по транспорту, коэффициент неравномерности работы транспорта, длина откатки с выделением участков временных забойных и постоянных транспортных выработок, продольный профиль транспортных выработок, вид покрытия постоянных выработок, техническая характеристика применяемых транспортных машин.

6.2. Расчетная загрузка машины: автосамосвала, самосвального автопоезда или погрузочно-доставочной машины определяется в зависимости от способа погрузки по уравнениям (I) и (2) и принимается не более паспортной грузоподъемности машины:

а) при загрузке погрузочной машиной непрерывного действия или из ложов

$$Q = V \cdot \gamma, т, \qquad (I)$$

где V - паспортная емкость кузова (ковша), м3;

γ - плотность насыпного груза, т/м3;

б) при загрузке машин экскаватором или ковшевой погрузочной машиной

$$Q = n_1 \cdot V_1 \cdot \gamma_1, т \qquad (2)$$

где n_1 - число загружаемых ковшей;

V_1 - рабочая емкость ковша, м3.

При загрузке машины экскаватором или ковшом должно соблюдаться условие $n_1 V_1 \leq V$ (3)

6.3. Тяговое усилие при работе машин на горизонтальных или наклонных выработках

$$T=(Q+G)(W+W_x \pm i)+T_в, \text{ кгс.} \quad (4)$$

где G - масса машины, кг;

Q - расчетная масса груза, кг (только для груженых машин);

W - основное сопротивление движению, кгс/т;

W_x - дополнительное сопротивление при движении на кривых, кгс/т; значения W и W_x принимать по данным табл. 5.1 нормативов.

i - продольный уклон выработки, %;

$T_в$ - тяговое усилие от сопротивления воздуха (см. п.5.3 нормативов), кгс

$$T_в = \frac{0{,}07 \cdot F_л \cdot V_2}{8 \cdot 65}, \text{ кгс,} \quad (5)$$

где $F_л$ - лобовое сечение машины, м2;

V - скорость движения, км/ч;

6.3.1. Максимальное тяговое усилие по сцеплению

$$T_{сц} = 1000 G_{сц} \cdot \varphi, \text{ кгс} \quad (6)$$

где $G_{сц}$ - сцепная масса машины, т;

φ - коэффициент сцепления между ведущими колесами и дорожным полотном принимается по данным таблицы 5.2 нормативов.

Для самосвальных автопоездов с полуприцепами (МОАЗ-9411-9585) сцепная масса составляет 60% от массы груженой машины, для ковшевых погрузочно-доставочных машин со всеми ведущими осями сцепная масса равна массе груженой машины.

6.4. Максимальную скорость движения машин по горным выработкам определять из следующих условий:

6.4.1. По тяговой характеристике машины в зависимости от расчетного тягового усилия (уравнение (4). При отсутствии

тяговых характеристик для приближенных расчетов скорость движения машин

$$V = \frac{270\,N\,K_{uc}\cdot\eta}{T}, \quad \text{км/ч}, \qquad (7)$$

где N - мощность двигателя, л.с.;

K_{uc} - коэффициент использования максимальной мощности двигателя;

η - механический КПД привода, передач и ведущих колес.

6.4.2. По ширине проезжей части транспортных выработок

$$V = \frac{B_в - (B+\delta)}{20}, \quad \text{км/ч}, \qquad (8)$$

где $B_в$ - ширина проезжей части транспортных выработок, мм;

B - ширина машины, мм;

δ - ширина профиля покрышки, мм.

6.4.3. В зависимости от типа покрытия (см. табл. 5.I нормативов).

6.4.4. По условиям торможения при движении под уклон остановочный тормозной путь машины

$$l_т = t_1 \frac{V}{3{,}6} + \frac{K_э V^2}{254(\varphi - i)}, \quad \text{м}, \qquad (9)$$

где

t_1 - время реакции водителя и холостого хода тормоза, с;

$K_э$ - коэффициент эксплуатационного состояния тормозов, Кэ=I,5.

Максимально допустимая скорость движения машины под уклон

$$V \leq \frac{127(\varphi - i)}{K_э}\sqrt{\frac{t_1^2}{13} + \frac{2K_э\, l_т}{127(\varphi - i)}}, \quad \text{км/ч} \qquad (10)$$

6.5. При движении по кривым максимальную скорость дополнительно проверять по условиям.

6.5.I. Видимости на кривой: путь торможения должен быть не более видимого расстояния, которое приближенно принимается равным I,5 радиуса кривой и в сложных случаях определяется графически;

6.5.2. бокового скольжения, при расчетном коэффициенте сцепления - 0,4. При этом расчетная скорость

$$V \leq 2.9\sqrt{R} \quad \text{км/ч,} \qquad (II)$$

где

R - радиус кривой, м.

Расчетные скорости движения в грузовом и порожняковом направлениях принимаются в соответствии с п.5.5 нормативов.

6.6. Продолжительность разгрузки машины соответственно определять по п. 5.7.2 нормативов.

6.7. Продолжительность движения машин в грузовом и порожняковом направлениях

$$t_{гр.} = \frac{60 \cdot \ell}{K \cdot V_{гр.}}, \quad \text{мин;} \qquad (I2)$$

$$t_{пор.} = \frac{60 \cdot \ell}{K \cdot V_{пор.}}, \quad \text{мин;} \qquad (I3)$$

где

K - коэффициент, учитывающий среднеходовую скорость движения (см. п. 5.7.I нормативов);

ℓ - длина откатки в грузовом и порожняковом направлении, км;

$V_{гр.}$; $V_{пор.}$ - скорость движения в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч.

В сложных случаях при откатке по горизонтальным и наклонным выработкам продолжительность движения определяется по участкам

$$t_{дв.} = 60 \sum \frac{\ell_i}{K \cdot V_i}, \quad \text{мин,} \qquad (I4).$$

где l_i - длина участка, км;

v_i - скорость движения на соответствующем участке, км/ч.

6.8. Продолжительность ожидания машин на разминовках при работе нескольких машин на однополосных транспортных выработках

$$t_{разм.} = П_{разм.} \cdot t_2 \qquad (I5)$$

где $П_{разм.}$ - количество разминовок, где производится разъезд грузовых и порожняковых машин (определяется по уравнению I8);

t_2 - расчетная продолжительность ожидания на разминовках, мин; определяется построением графика движения; при одинаковом расстоянии между разминовками t_2 = 3,0 мин.

6.9. Полная продолжительность рейса

$$t_р = t_{погр.} + t_{гр.} + t_{пор.} + t_{разгр.} + t_{разм}, \quad \text{мин.} \qquad (I6)$$

Для случая, когда часть рейса вагонетки осуществляется на поверхности, к его длительности добавляется время: на погрузочно-разгрузочные операции, перемещение вагонеток к клети (от клети), маневровые операции у клети, движение клети с вагонеткой по стволу.

6.I0. Расчетная производительность одной машины

$$A = \frac{60 \cdot t_{см} \cdot Q \cdot К_{ис}}{t_р \cdot К_н}, \quad \text{т/ч}, \qquad (I7)$$

где

$t_{см}$ - продолжительность рабочей смены (см.п.2.I норм);

$К_{ис}$ - коэффициент внутрисменного использования работы машины; на транспортной работе (см. п. 5.3 нормативов);

$К_н$ - коэффициент неравномерности работы (см. п. 2.2 нормативов).

6.11. При работе нескольких машин на протяженной однополосной транспортной выработке дополнительно вычисляется следующее:

6.11.1. Расчетное число рейсов машин в смену

$$П_р = \frac{K_2 A_1}{Q}, \quad \text{рейс/смену}, \qquad (18)$$

где

K_2 - коэффициент, учитывающий вспомогательные и резервные рейсы (см. п. 5,7 нормативов),

A_1 - сменная производительность участка (шахты), т/смену.

6.11.2. Расчетный интервал движения

$$t_u = \frac{60 \cdot t_{см}}{K_н \cdot П_р}, \quad \text{мин.} \qquad (19)$$

6.11.3. Расчетное расстояние между разминовками

$$l_р = (t_u - t_2) \cdot \frac{V_{гр} + V_{пор.}}{240}, \quad \text{км} \qquad (20)$$

6.11.4. Количество рабочих разминовок

$$П_{разм.} = \frac{l_т}{l_р}, \qquad (21)$$

где

$l_т$ - длина транспортной однополосной выработки со встречным движением, м.

6.12. Расчетное число рабочих машин на участке вычисляется по уравнению и округляется до большего целого числа

$$П = \frac{A_1}{A}, \qquad (22)$$

6.13. Инвентарное число машин с учетом резервных и ремонтных машин определяется по уравнению и округляется до большего целого числа

$$П_{ин.} = K_{ин.} \Sigma П, \qquad (23)$$

где: $\Sigma П$ - сумма однотипных рабочих машин на всех участках

$К_{ин}$ - коэффициент, учитывающий машины в резерве и ремонте (см. п. 5.12 нормативов).

6.14. Сменный пробег рабочих машин

$$l_{см.} = \frac{A}{q}(l_{гр.} + l_{пор.}) \cdot K_з, \quad км; \qquad (24)$$

где

$K_з$ - коэффициент, учитывающий холостой пробег на заправку к пунктам технического обслуживания и т.д. (см. п. 5.13 нормативов).

6.15. Годовой пробег рабочих машин

$$L_1 = \frac{A_{год}}{1000 \cdot q} \cdot (l_{гр.} + l_{пор.}) \cdot K_з, \quad тыс.км \qquad (25)$$

где

А - годовая производительность по транспорту т/год.

6.16. Годовой пробег на одну инвентарную машину

$$L_1 = \frac{L}{П_{ин}}, \quad км. \qquad (26)$$

Приложение 7

Методики определения основных параметров вспомогательного транспорта

7.I. Локомотивный транспорт по рельсовым путям.

Потребное количество платформ, контейнеров, либо специальных вагонеток для доставки вспомогательных материалов производить по методу оборачиваемости

$$m_{к(п)} = \frac{A K_н \cdot K_р}{q_{гр.} \cdot П \cdot K_1}, \quad \text{шт./сутки;} \qquad (I)$$

$$m_{пл.} = \frac{A \cdot K_н \cdot K_р}{q_{гр.} П \, z K_2}, \quad \text{шт./сутки;} \qquad (2)$$

где

$m_{к(п)}$ - необходимое количество контейнеров (поддонов), шт/сутки;

$m_{пл.}$ - необходимое количество платформ, шт./сутки;

A - планируемый расход каждого вида материала, транспортируемого в контейнерах (пакетах), т/ год;

$q_{гр.}$ - грузоподъемность контейнера (масса пакета), т;

$K_1; K_2$ - нормативное число оборотов контейнеров и платформ в сутки;

z - количество контейнеров (поддонов), размещенных на одной платформе;

$П$ - расчетное количество рабочих дней в году;

$K_н$ - коэффициент неравномерности работы;

$K_р$ - коэффициент ремонта и резерва.

Значение коэффициентов K_I и K_2 можно определить для действующих шахт на основании хронометражных наблюдений за оборотом платформ и контейнеров по всему маршруту их следования, а для проектируемых шахт - по данным действующих шахт с примерно аналогичными условиями.

7.2. Транспорт монорельсовыми локомотивами с дизелевозным приводом.

7.2.1. Потребное количество дизелевозных составов для перевозки вспомогательных материалов и людей (при специализированных перевозках) при грузовых перевозках

$$m_{gr} = \frac{K_н A T}{60 Q_r (1-\Sigma K_т) t_{см} \cdot n \cdot n_1}, \quad \text{составов/ смену;} \quad (3)$$

при пассажирских перевозках

$$m_{gл} = \frac{1000 N_п K_п P_п T}{G_л (1-\Sigma K_л)(45-t_1)}, \quad \text{составов в/смену;} \quad (4)$$

где

$G_г$ - весовая норма грузового поезда, т;

$G_л$ - весовая норма пассажирского поезда, т;

$\Sigma K_т$ - суммарный коэффициент тары грузового состава контейнеров, подвесок и т.д. (без учета локомотива;)

$\Sigma K_л$ - суммарный коэффициент тары пассажирского состава, пассажирских вагонеток, подвесок и т.д. (без учета локомотива);

$T_{см}$ - продолжительность смены, ч;

n_1 - расчетное количество смен по доставке вспомогательных материалов;

$P_п$ - масса одного пассажира, кг;

t_1 - время передвижения людей к посадочной площадке (включая время на спуск в клети), мин;

$N_л$ - количество пассажиров, перевозимых к началу смены;

T - продолжительность одного рейса, мин.

$$T = t_{погр.} + \sum \frac{l_i}{K' V_{i гр.}} + t_{разгр.} + \sum \frac{l_i}{K' V_{i пор.}} + t_{разм.} n_{раз.}, \text{ мин.} \quad (5)$$

$t_{погр}$; $t_{раз.}$ - продолжительность операций по погрузке и разгрузке, мин;

l_i - длина отдельных участков трассы, м;

$V_{i гр}$; $V_{i пор.}$ - скорость движения на отдельных участках трассы, м (принимается по тяговой характеристике локомотива);

K' - коэффициент, учитывающий снижение скорости движения (разгон, замедление, прохождение криволинейных участков и стрелочных переводов) (см.п. 6.8_4 нормативов);

$t_{разм.}$ - продолжительность остановки и ожидания на разминовках;

$П_{раз.}$ - количество разминовок.

7.2.2. Производительность одного дизелевозного состава

$$A_{дс} = \frac{60 T_{см.} G_г (1-K_т)}{T K_н}, \quad т/смену \qquad (6)$$

7.3. Транспорт самоходными нерельсовыми вагонетками с дизельным приводом.

7.3.I. Потребное количество вагонеток: при грузовых перевозка

$$П_{сг} = \frac{K_н A T_1}{60 \cdot G_в t_{см} П \cdot П_1 K_1} + \frac{K_н A' T_2}{60 \cdot G_{пл.} t_{см} K' П П}; \qquad (7)$$

при пассажирских перевозках

$$П_{сп} = \frac{N_л T_3}{P(45-t_1)}, \qquad (8)$$

где

A, A' - планируемый расход каждого вида материала, транспортируемого в контейнерах (поддонах), размещаемых соответственно на вагонетке и платформе, т/год;

$G_в$; $G_{пл}$ - грузоподъемность, соответственно, вагонетки (3,0 т) и платформы (8,0 т);

n_1 - количество смен по доставке вспомогательных материалов;

$K_1; K_1'$ - коэффициенты использования грузоподъемности соответственно вагонетки и платформы; K_1 и K_2 есть отношение номинальной (паспортной) грузоподъемности к фактической загрузке;

N_A - количество перевозимых пассажиров к началу смены;

p - число посадочных мест в вагонетке;

t_1 - время передвижения людей к посадочной площадке (включая время на спуск в клети), мин;

$T_1; T_2; T_3$ - продолжительность рейса, соответственно, вагонеток для перевозки груза, для буксирования платформы и для перевозки людей, мин.

7.3.2. Продолжительность рейса для самоходных вагонеток определять в соответствии с положениями раздела 5 настоящих нормативов.

7.3.3. Производительность самоходной вагонетки.

$$A_в = \frac{60\, t_{см.} G_в}{T \cdot K_н}, \quad \text{т/смену} \qquad (9)$$

7.4. Транспорт монорельсовыми дорогами с канатным тяговым органом.

7.4.I. Общее $m_{об}$ количество грузовых $m_{гр.}$ и пассажирских $m_п$ рейсов в смену

$$m_{об.} = m_{гр.} + m_п \leqslant m, \text{ рейсов} \qquad (10)$$

где

m - возможное число рейсов в смену;

$$m = \frac{t_{см.}}{T}, \text{ рейсов} \qquad (11)$$

T - время цикла, мин;

$$T = t_{погр.} + \frac{L}{V_{гр}} + t_{раз.} + \frac{L}{V_{пор.}}, \quad \text{мин} \qquad (12)$$

где: L - расстояние доставки грузов, м;

$V_{гр}$, $V_{пор.}$ - скорости движения состава с грузом и без груза, м/с.

7.4.2. Потребное количество рейсов в смену для транспортировки вспомогательных грузов

$$П_{гр.} = \frac{A_{см} \cdot K_н}{G_g}, \text{ рейсов} \qquad (13)$$

где

$A_{см}$ - потребное количество вспомогательных грузов, доставляемых на участок за смену, т

G_g - количество груза, доставляемого дорогой за один рейс, т;

7.4.3. Количество рейсов в смену по перевозке людей

$$П_л = \frac{N_{см}}{N_л}; \text{ рейсов} \qquad (14)$$

где

$N_{см}$ - количество рабочих, подлежащих перевозке в смену;

$N_л$ - количество рабочих, перевозимых дорогой за один рейс.

7.4.4. Производительность дороги: при доставке грузов

$$Q = \frac{3600P(1-K_т)}{T}, \text{ т/ч;} \qquad (15)$$

при доставке людей

$$Q = \frac{3600P(1-K_1)}{TP_2}, \text{ чел/ч.} \qquad (16)$$

По аналогичной методике может быть проверена также правильность выбора напочвенной канатной дороги.

Приложение 8

Методика расчета параметров одноконцевого наклонного подъема*)

8.1. Выбор подъемной машины, электродвигателя и каната для одноконцевого наклонного подъема производится по заданным объемам сменных и суточных перевозок, горнотехническим условиям эксплуатации /углы наклона, длина откатки/, вагонеткам /платформам/, работающим в наклонных выработках шахты.

8.2. Определение максимального числа вагонеток /платформ/ в составе производить из условия прочности сцепки для грузового подъема

$$Z \leqslant \frac{P_{сц}}{(G+G_0)(\omega \cdot \cos\alpha_{max} + \sin\alpha_{max})}, \quad (1)$$

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

G_0 - масса тары вагонетки / платформы/, кг;

G - масса груза, кг;

ω - коэффициент сопротивления движению вагонетки;

α_{max} - максимальный угол наклона рельсовых путей, град.;

для пассажирского подъема

$$Z \leqslant \frac{P_{сц}}{(90 П_л + G_0)(\omega \cdot \cos\alpha_{max} + \sin\alpha_{max})}, \quad (2)$$

где 90 - средняя масса одного пассажира, кг;

$П_л$ - число посадочных мест в одной вагонетке.

8.3. Предварительный выбор каната производится по массе 1м $P'_к$, значение которой определяют по наибольшему статическому усилию в канате

$$P'_к = \frac{Z(G+G_0)(\omega \cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср})}{\frac{\sigma_в}{m \cdot \gamma_0} - L_р(\omega_к \cdot \cos\alpha_{ср} + \sin\alpha_{ср})}, \text{ кгс} \quad (3)$$

где $\sigma_в$ - предел прочности металла проволок каната на разрыв, кгс/м^2;

m - статический запас прочности каната;

γ_0 - приведенная плотность каната, кгс/м^3;

$L_р$ - расчетная длина каната, м

---

*) Разработана институтом Центрогипрошахт с участием инж. Рункевича П.Н. институт Ростовгипрошахт

$\omega_к$ - коэффициент сопротивления движению каната;

$\alpha_{ср}$ - средний угол наклона рельсовых путей, град.;

$$\alpha_{ср} = \frac{l_1\alpha_1 + l_2\alpha_2 + \ldots + l_n\alpha_n}{\sum_1^n L_p}, \text{ град.} \qquad (4)$$

l_1 - участок рельсового пути с углом наклона α_1, м;

α_1 - угол наклона рельсового пути на участке l_1, град.;

$$L_p = L + l_{зн}, \text{ м} \qquad (5)$$

L - максимальная длина каната от барабана до начала закругления нижней приемной площадки, м;

$l_{зн}$ - длина заезда нижней приемной площадки, м;

3.4. Выбор каната подъемной установки производить в соответствии с требованиями ПБ и п. 6.II.6. нормативов

При этом фактический запас прочности принятого каната

$$m = \frac{Q_{раз}}{S_{см\ max}}, \qquad (6)$$

где: $Q_{раз}$ - суммарное разрывное усилие всех проволок, принятое в соответствии с ГОСТ каната, кгс.

$S_{см\ max}$ - максимальное статическое натяжение, кгс.

При грузовом подъеме

$$S_{cm\,max} = \left[\mathcal{Z}\,(G+G_o)+Q_б\right](\omega\cos\alpha_{max}+\sin\alpha_{max})+P_к L_р(\omega_к\cos\alpha_{max}+\sin\alpha_{max});\ \text{кгс},\ (7)$$

При пассажирском подъеме

$$S_{cm\,max}\left[\mathcal{Z}(90n_A+G_o)+Q_б\right](\omega\cos\alpha_{max}+\sin\alpha_{max})+P_к L_р(\omega_к\cos\alpha_{max}+\sin\alpha_{max}),\ \text{кгс}\ (8)$$

где: $Q_б$ - масса балласта, необходимая для осуществления самокатного движения, кг

8.5. При малых углах наклона рельсового пути α_{min} =4-7^0 производить проверку массы состава вагонеток без груза на самокатное движение из условия

$$F_{gв} \geq F_т\ , \qquad (9)$$

где $F_{gв}$ - сила тяги при спуске порожних вагонеток, кгс;

$$F_{gб}=\mathcal{Z}(G_o+Q_б)(\sin\alpha_{min}-\omega\cdot\cos\alpha_{min})+P_к L_c(\sin\alpha_{ср}-\omega_к\cos\alpha_{ср}),\ \text{кгс} \qquad (10)$$

$F_т$ - минимально-допустимое толкающее усилие, обеспечивающее самокатное движение, принимаемое на основании данных завода-изготовителя вагонеток, кгс;

L_c - расстояние от оси подъемной машины до конца участка пути с минимальным углом наклона (α_{min}), м.

3.6. Определение параметров барабана машины производить на основании п.6.II.9 и п. 6.II.IO нормативов.

При этом диаметр барабана подъемной машины определяется по формуле:

$$D_б = 60 d_к \cdot 10^{-3}, \text{ м.} \qquad (11)$$

где: $d_к$-диаметр каната, мм

ширина навивочной поверхности однобарабанной машины с цилиндрическим барабаном составит

$$B_б = \left(\frac{L_р + \ell - \ell_х}{\pi \cdot D_б \cdot П_с} + П_т + П_д\right)\left(\frac{d_к + \varepsilon}{1000}\right), \text{ м.} \qquad (12)$$

где: ℓ - резервная длина каната, м;
$\ell_х$ - длина канатного ходка, м;
$П_с$ - число слоев навивки;
$П$ - число витков трения;
$П_д$ - дополнительное число витков;
ε - зазор между смежными витками, мм.

3.7. Баланс времени работы подъемной установки в сутки

3.7.1. При грузовом подъеме

$$T_г = K_р \sum 3{,}6 \cdot 10^{-3} \cdot T_ц \cdot П_i \leq T_м, \text{ ч} \qquad (13)$$

где: Тм - нормативное время работы подъема в сутки принимается для вновь проектируемых шахт 13, и для действующих и реконструируемых 20 ч.

Кр=1,5 - коэффициент резерва на неравномерность работы всей системы подъема

$T_ц$ - продолжительность цикла, с

$П_i$ - потребное количество подъемов (спусков) вагонеток с углем или породой из подготовительных забоев и от ремонта выработок, платформ с вспомогательными материалами и оборудованием;

$$n_i = \frac{A_i}{zG}, \qquad (14)$$

где: A_i - количество i-го груза, проходимого через наклонную выработку в сутки, т.

3.7.2. При пассажирском подъеме

$$T'_{пп} = \frac{T_ц N_л}{60 n_л \cdot z} \leq T_н, \text{ мин}. \qquad (15)$$

где: $T'_{пп}$ - время пассажирских перевозок во время подъема (спуска) смены, мин.

$T_н$ - (расчетное) время подъема (спуска) смены по участку, мин.

$N_л$ - количество людей, подлежащих перевозке в течение смены

Для укрупненных расчетов

$$N_л = \frac{0{,}4 \cdot A_{сут.}}{p}, \text{ чел.}; \qquad (16)$$

где $A_{сут}$ - суточная добыча угля с участка, обслуживаемого данным подъемом, т/сутки;

P - производительность труда на выход одного трудящегося по участку, т.

3.3. Определение продолжительности цикла $T_ц$ подъема (спуска) производить в соответствии с принятой диаграммой работы подъема (обычно трех - или многопериодная).

$$T_ц = \Sigma t_i + \Sigma t_к + T_п, \text{ с} \qquad (17)$$

где Σt_i - затраты времени при ускоренном $t_у$, равномерном $t_р$ и замедленном $t_в$ движениях по заездам и по наклонной выработке, с

$\Sigma t_к$ - затраты времени на выполнение вспомогательных операций: время предварительных усилии (1,5 с), перевод стрелки (10 с) перецепка каната при грузовом подъеме и паузе (θ =90-100 с), изменение направления движения и др., С.

$T_п$ - время паузы на посадочных площадках при пассажирском подъеме, с;

$$T_п = 2\left[K_I(t_п + t_в + t_{доп}\,Z) + t_с\right];\ с \qquad (18)$$

K_I - коэффициент, учитывающий тип посадочной площадки;

$t_в; t_п$ - время, соответственно, на выход и посадку людей

$t_{доп.}$ - дополнительное время, зависящее от количества вагонеток в составе; с

$t_с$ - время на подачу сигнала, с

3.3.I. Продолжительность ускоренного (замедленного) $t_у$ и равномерного $t_р$ движения составав:

$$t_{у(з)} = \frac{V}{j_{у(з)}},\ с; \qquad (19)$$

$$t_р = \frac{L_п}{V'},\ с; \qquad (20)$$

где $V; V'$ - соответственно скорость движения при ускоренном (замедленном) и равномерном движении, м/с;

$j_{у(з)}$ - ускорение (замедление), м/с2;

$L_п$ - путь, проходимый составом с равномерной скоростью, м;

$$L_п = L_о - (l_у + l_з),\ м. \qquad (21)$$

$L_о$ - длина всего участка пути, м; принимается по проекту с учетом схемы маневровых работ на заездах;

$l_у \cdot l_з$ - длина участка пути, проходимого, соответственно, с ускоренным или замедленным движением, м.

8.3.2. При грузовом подъеме следует принимать многопериодную диаграмму с числом периодов не менее пяти, при пассажирском подъеме без заездов - трехпериодную.

8.3.3. Определение составляющих времени цикла и построение диаграммы движения.

Скорость движения на прямолинейном участке

$$V_p = \frac{\pi D_д \cdot n_{дв.}}{60 i} \leq V_{max}, \text{ м/с.} \qquad (22)$$

где: $n_{дв.}$ - скорость вращения вала электродвигателя, об/мин;

$$n_{дв} = \frac{60 V_{max}}{\pi D_д} \cdot i \; ; \qquad (23)$$

i - передаточное число редуктора машины.

По полученному значению $n_{дв}$ принимается стандартное число оборотов вала электродвигателя и по формуле (22) определяется расчетная скорость V_p.

Время ускоренного и замедленного движения на заезде нижней приемной площадке

$$t_{у(3)} = \frac{V_{зк}}{j_{у(3)}} \text{, с,} \qquad (24)$$

где $V_{зк}$ - скорость движения на закруглении и стрелках, м/с.

Путь, проходимый составом за время $t_{у(3)}$ со скоростью $V_{зк}$.

$$l_0 = 0{,}5 V_{зк} \cdot t_{у(3)} \text{, м.} \qquad (25)$$

Путь, проходимый по заезду с равномерной скоростью

$$l_1 = l_{зн} - l_0 \text{, м.} \qquad (26)$$

где $\ell_{з.н.}$ - длина заезда нижней приемной площадки /со стрелочным переводом/, м

Время равномерного движения состава по заезду

$$t_р = \frac{\ell_1}{V_{з.к.}}, \text{ с.} \qquad (27)$$

Время ускоренного движения состава на прямолинейном участке пути

$$t_у = \frac{V_р - V_{з.к.}}{j_п}, \text{ с} \qquad (28)$$

Путь ускоренного движения на прямолинейном участке, м

$$\ell_п = \frac{V_р + V_{з.к.}}{2} \cdot t_у, \text{ м} \qquad (29)$$

Время замедленного движения на прямолинейном участке

$$t_з = \frac{V_р}{j_з}, \text{ с} \qquad (30)$$

Путь замедленного движения на прямолинейном участке

$$\ell_{з.п.} = \frac{V_р}{2} \cdot t_з, \text{ м.} \qquad (31)$$

Путь на прямолинейном участке при равномерном движении

$$L_п = L_с - (\ell_о + \ell_1 + \ell_п + \ell_{зп}), \text{ м.} \qquad (32)$$

где $L_с$ - длина пути, проходимая составом от нижней приемной площадки до стрелочного перевода, расположенного на заезде верхней приемной площадки, м;

$$L_c = \ell_{п.с} + \ell_{зн} \; ; м \qquad (33)$$

$\ell_{п.с.}$ - длина пути, проходимая составом на прямолинейном участке до стрелочного перевода, расположенного на заезде верхней приемной площадки.

Время движения составов с равномерной скоростью на прямолинейном участке

$$T_р = \frac{L_п}{V_р}, с. \qquad (34)$$

Время ускоренного и замедленного движения на заезде верхней приемной площадке

$$t'_{у(з)} = \frac{V_{з.к.}}{j_{у(з)}}, с. \qquad (35)$$

Путь, проходимый составом за время $t_у'(з)$ ускоренного (замедленного) движения

$$\ell'_{у(з)} = 0{,}5 V_{з.к.} t_у'(з), м. \qquad (36)$$

Путь, проходимый составом на заезде верхней приемной площадки с равномерной скоростью

$$\ell'_1 = \ell_{зв} - (\ell'_у + \ell^{\circ}_з), м. \qquad (37)$$

Время движения состава с равномерной скоростью на заезде верхней приемной площадки

$$t'_р = \frac{\ell'_1}{V_{з.к.}}, с. \qquad (38)$$

Продолжительность цикла

$$T_ц = 2(t_{у(з)} + t_р + t_у + t_з + T_р + t'_{у(з)} + t'_р) + \Sigma t_{к_1} + T_п; с, \qquad (39)$$

3.9. Предварительный расчет мощности электродвигателя

$$N = \frac{S_{cm\,max} V_{max}}{102 \cdot \eta_{з.н.}}, \quad квт. \qquad (40)$$

V_{max} - принятая скорость подъема, не превышающая регламентируемую ПБ, м/с;

$\eta_{з.н.}$ - КПД редуктора; для двухступенчатого редуктора подъемной машины равен 0,96, одноступенчатого - 0,98.

3.10. Определение параметров динамики подъема (на примере семипериодной диаграммы).

Сумма приведенных масс подъемной установки

$$\Sigma M_{пр} = \frac{1}{g}\left[P_м + P_{рот} + P_р + \Sigma G_o + \Sigma G + (6\pi \mathcal{D}_б + L_р + \ell) P_к\right]_1 \ кгс.с^2/м, \qquad (41)$$

где: $P_м$ - приведенная масса подъемной машины без редуктора

$$P_м = \frac{MAX.MOM.MAШ \cdot 10^3}{\mathcal{D}_б^2}, \ кгс. \qquad (42)$$

$P_{рот.}$ - приведенная масса ротора электродвигателя

$$P_{рот} = \frac{MM\,R_р}{\mathcal{D}_б^2} \cdot i R^2, \ кгс. \qquad (43)$$

$P_р$ - приведенная масса редуктора

$$P_р = \frac{M_р \cdot 10^3}{\mathcal{D}_б^2}, \ кгс. \qquad (44)$$

По расчетному приведенному весу ротора электродвигателя согласно каталога предварительно принимается двигатель.

3.II. Определение расчетных усилий на окружности навивки /кгс, при различных этапах движения:

В начале ускоренного движения по звезду

$$F_1 = F_{1см} + \Sigma M_{пр.} \cdot j_{з.у.}; \tag{45}$$

$$F_{1\,см.} = 1{,}15\left\{\left[z(G+G_0)+Q_б\right](\sin\alpha_{ср.}+\omega\cdot\cos\alpha_{ср})\right\} + \tag{46}$$
$$+P_к L(\sin\alpha_{ср}+\omega_к\cdot\cos\alpha_{ср});$$

В конце ускоренного движения по звезду

$$F_2 = F_1 - P_к\cdot l_0(\sin\alpha_{ср.}+\omega_к\cdot\cos\alpha_{ср.}); \tag{47}$$

В начале равномерного движения по звезду

$$F_3 = F_2 - \Sigma M_{пр.}\cdot j_р; \tag{48}$$

В конце равномерного движения по звезду

$$F_4 = F_3 - P_к l_1(\sin\alpha_{ср.}+\omega_к\cos\alpha_{ср.}); \tag{49}$$

В начале ускоренного движения на прямолинейном участке

$$F_5 = F_4 + \Sigma M_{пр.}\cdot j_п; \tag{50}$$

В конце ускоренного движения на прямолинейном участке

$$F_6 = F_5 - P_к l_п(\sin\alpha_{ср.}+\omega_к\cos\alpha_{ср.}); \tag{51}$$

В начале равномерного движения на прямолинейном участке

$$F_7 = F_6 - \Sigma M_{пр.}\cdot j_п.; \tag{52}$$

3.13. Эффективное усилие определяется только по положительным усилиям

$$F_{эф}=\sqrt{\frac{(F_1^2+F_2^2)0{,}5t_у+(F_3^2+F_4^2)\cdot 0{,}5t_р+(F_5^2+F_6^2)\cdot 0{,}5t_у+}{T_р+(t_у+t_р+t_{уп}+t_з)0{,}5\,{}^1\!/_3\,\theta_п.}} \qquad (62)$$

$$\sqrt{+(F_7^2+F_7\cdot F_8+F_8^2)\tfrac{1}{3}T_р+(F_9^2+F_{10}^2)\cdot 0{,}5t_з.}\ , \text{кгс}.$$

3.14. Проверку выбранного электродвигателя по нагреву, на перегрузку по максимальному значению усилия на окружности навивки производить по формуле:

$$1{,}3\,\frac{F_{max}}{F_{ном}}\leq \gamma_{доп}, \qquad (63)$$

где, F_{max} – максимальное усилие в течение цикла /принимается по диаграмме усилия/, кГс;

$F_{ном}$ – номинальное усилие, развиваемое двигателем, кГс;

$$F_{ном}=\frac{N_{уст}\cdot 102\cdot \eta_{з.п.}}{V_р}; \qquad (64)$$

кратковременная перегрузка для подъемных установок с асинхронным двигателем принимается в пределах $\gamma_{доп.}=2\div 3$

где $\gamma_{доп.}$ – допустимая величина кратковременной перегрузки электродвигателя (принимается по каталогу).

если $\gamma_р > \gamma_{доп}$, то необходимо изменить кинематический и динамический режим работы установки (уменьшить ускорения, снизить массы и т.д.) с тем чтобы выполнялось условие $\gamma_р \leq \gamma_{доп.}$

3.15. Проверка отсутствия провиса каната при спуске состава порожних вагонеток с максимальной скоростью вращения барабана подъемной машины.

3.15.1. Определение ускорения состава при спуске порожних вагонеток.

В конце равномерного движения на прямолинейном участке

$$F_8 = F_7 - P_к L_п (\sin\alpha_{ср} + w_к \cos\alpha_{ср}); \quad (53)$$

В начале замедленного движения на прямолинейном участке

$$F_9 = F_8 - \sum M_{пр} \cdot j_п; \quad (54)$$

В конце замедленного движения на прямолинейном участке

$$F_{10} = F_9 - P_к l'_з (\sin\alpha_{ср} + w_к \cos\alpha_{ср}); \quad (55)$$

Усилие в начале движения на заезде верхней приемной площадки

$$F_{11} = F_{11ст} = F_{10ст} = F_9 - P_к l'_у (\sin\alpha_{ср} - w_к \cos\alpha_{ср}); \quad (56)$$

В конце движения на заезде верхней приемной площадки

$$F_{12} = F_{12ст.} = \frac{F_{11ст} \cdot t'_у + F_{14} \cdot t'_з}{t'_у + t'_з}; \quad (57)$$

В начале замедленного движения на заезде верхней приемной площадки

$$F_{13} = F_{12} - \sum M_{пр.} \cdot j_з; \quad (58)$$

В конце замедленного движения по заезду верхней приемной площадки

$$F_{14} = F_{14ст.} - \sum M_{пр.} \cdot j_з; \quad (59)$$

$$F_{14ст} = 1{,}15 \left\{ \left[z(G + G_о) + Q_б \right] (\sin\alpha_{ср} + w \cos\alpha_{ср}) \right\} - P_к l'_і (\sin\alpha_{ср} + \cos\alpha_{ср}); \quad (60)$$

3.12. Эффективная мощность и выбор электродвигателя.

Мощность определять по формуле:

$$N = \frac{1{,}15 F_{эф} \cdot V_р}{102 \cdot \eta_{з.п.}}, \text{ квт.} \quad (61)$$

Условия отсутствия набегания порожнего состава вагонеток на канат

$$a_{pi} \geq a_{min}, \qquad (65)$$

где a_{pi} - естественное ускорение состава при спуске порожних вагонеток на i участке с i уклоном

$$a_{pi} = \frac{[(zG_o + Q_б)(i-\omega) + p_к L (i-\omega_к)] \cdot g}{z \cdot G_o + Q_б + p_к L}, \ м/с^2 \qquad (66)$$

a_{min} - допустимое ускорение;

z - количество вагонеток в составе;

G_o - масса вагонеток, кг;

i - уклон пути, i участка ;

$\omega(\omega_к)$ - коэффициент сопротивления движению вагонеток (каната);

g - ускорение свободного падения $м/с^2$;

$p_к$ - масса I м каната, кг;

L - длина каната ,м.

3.I6. Проверка отсутствия набегания груженого (порожнего) состава на подъемный канат (в конце цикла подъема, т.е. в период замедленного движения) при предохранительном торможении.

3.I6.I. Условие отсутствия набегания груженого состава вагонеток на канат.

$$a'_т \leq a_{ст}, \qquad (67)$$

где: $a'_т$ - ускорение в период замедления, $м/с^2$;

$a_{ст}$ - естественное ускорение (замедление) груженого состава, $м/с^2$

$$a_{ст} = \frac{F_{ст\ гр}}{M_{пр\ гр}}, \ м/с^2 \qquad (68)$$

$F_{ст\,гр}$ – статическое усилие в груженой поднимающейся ветви каната, кГс

$$F_{ст\,гр}=\left[2(G_0+G)+Q_б\right]\sin\alpha_i+P_к(L_i-L_з)\sin\alpha_{ср}i+$$
$$+\left[2(G_0+G)+Q_б\right]\omega\cos\alpha_i+P_к(L_i-L_з)\omega_к\cos\alpha_{ср},\ кгс. \quad (69)$$

$L_з$ – путь замедленного движения на прямолинейном участке,

$$M_{пр.гр.}=\frac{1}{g}\left[2(G_0+G)+Q_б+P_к(L_i-L_з)\right],\ \frac{кгс.с^2}{м}\ ; \quad (70)$$

8.I6.2. Условие отсутствия набегания порожнего состава вагонеток на канат

$$a_з \le a_{сп}, \quad (7I)$$

где $a_{сп}$ – естественное ускорение (замедление) порожнего состава, м/с^2

$$a_{сп}=\frac{F_{ст.п}}{M_{пр.п.}},\ м/с^2, \quad (72)$$

$F_{ст.п.}$ – статическое усилие в порожней поднимающейся ветви, кгс

$$F_{ст.п.}=(2\cdot G_0+Q_б)\sin\alpha_i+P_к(L_i-L_з)\sin\alpha_{ср}+(2G_0+Q_б)\omega\cdot\cos\alpha_i+$$
$$+P_к(L_i-L_з)\omega_к\cos\alpha_{ср},\ кгс \quad (73)$$

$M_{пр\,п}$ – приведенная масса порожней поднимающейся ветви каната

$$M_{пр\,п}=\frac{1}{g}\left[2G_0+Q_б+P_к(L_i-L_з)\right],\ \frac{кгс.с^2}{м}. \quad (74)$$

8.I7. Тормозной момент развиваемый в процессе предохранительного торможения определять из условий:

- кратности тормозного момента статическому;
- обеспечения минимального замедления;

- обеспечения максимального замедления.

Окончательное значение тормозного момента принимается по максимальной расчетной величине, полученной из трех расчетов (МТ1i МТ2i МТ3i).

8.17.1. Требуемый тормозной момент по условиям его кратности к статическому (§ 328 ПТЭ) определять по формуле :

$$МТ'1i = M_{стат} \cdot K, \quad кгм., \qquad (75)$$

где: М стат - максимальный статический момент при подъеме расчетного груза, кгм;

$$M_{стат} = F_{стат,\ макс.} \cdot R_б ; \quad кгм., \qquad (76)$$

где $F_{стат}$ - максимальное статическое усилие на ветви каната, кГс

$R_б$ - радиус тормозного обода подъемной машины

K - коэффициент статической надежности тормоза (принимается в зависимости от угла наклона выработки α и в соответствии со значениями приведенными в таблице 8.1.

8.17.2. Требуемый тормозной момент для обеспечения минимального замедления

$$МТ2i = a''_{тт} \cdot M^{I}_{пр} \cdot \frac{D_б}{2} + M_{стат}, \quad кгм. \qquad (77)$$

где $a''_{тт}$ - среднее значение замедления подъемной установки при предохранительном торможении -0,75 м/с2 при углах наклона до 30° и не менее 1,5 м/с2 при углах наклона более 30°

$M^{I}_{пр}$ - приведенная масса установки с учетом электродвигателя

$$M^{I}_{пр} = \frac{G_{сист}}{g},$$

Таблица 8.I.

Угол наклона выработки, градус	До I5	20	25	30 и более
$K = \frac{M_{торм}}{M_{статич}}$	I,8	2,0	2,6	3,0

Примечание : извлечение из ПТЭ § 382

3.17.3. Требуемый тормозной момент для обеспечения максимального замедления

$$МТ3i = a''_{iт} \cdot M^{I}_{пр} \cdot \frac{Dб}{2} - Mстат, \ кгм$$

где $a''_{iт}$ - среднее значение замедления при предохранительном торможении принимается при подъеме в зависимости от угла наклона расчетного участка, но не более допустимой величины замедления At_1 приведенной в табл.8.2.

3.17.4. Исходя из полученных значений МТ1i, МТ2i и МТ3i, принимается для дальнейшего расчета наибольшее из полученных значений.

3.17.5. По принятому значению требуемого тормозного момента определяются величины замедлений АТ1i и АТ2i при предохранительном торможении

При подъеме груза

$$АТ1i \leq At_1, \qquad (79)$$

где АТ1 - величина замедлении при подъеме груза $м/с^2$,

$$АТ1i = \frac{МТ + Mстат}{M'пр \cdot 0{,}5\,Dб}; \qquad (80)$$

At_1 - регламентируемая величина замедления в зависимости от угла наклона выработки табл.8.2 (ПТЭ § 331)

Таблица 8.2. xx)

Угол наклона выработки, градус	5	10	15	20	25	30	40	50 и более
Величина замедления, $м/с^2$	0,8	1,2	1,8	2,5	3,0	3,5	4,5	5,0

Примечание: xx) Значения приведенные в табл. 8.2. извлечены из ПТЭ § 381

При спуске груза

$$AT2i \geq At2 \ , \qquad (81)$$

где $AT2i$ - величина замедления при спуске груза, м/с2

$At2$ - регламентируемая величина замедления принимается 0,75 м/с2 § 381 ПТЭ

8.17.6. Если сравниваемые расчётные значения замедлений при подъеме груза $At_{1i} \leq At_1$, а при спуске груза $AT_2 \geq At_2$, то условия эксплуатации подъемной установки обеспечиваются в соответствии с §§ 381 и 382 ПТЭ.

8.18. Определение величины затяжки пружинного блока тормозной системы по формуле

$$H_{зат} = \frac{Q_т - Q_{п.ч.}}{Z_{бл.}} \ , \text{ мм.} \qquad (82)$$

где $Q_т$ - замыкающее усилие на угловом рычаге одного тормоза

$$Q_т = \frac{M_{торм}}{D_б \cdot \varphi \cdot \eta \, i_т} \ , \quad \text{кгм.} \qquad (33)$$

$D_б$ - диаметр барабана подъемной машины, м

φ - коэффициент трения тормозного обода и фрикционных накладок

η - 0,9 к.п.д. тормоза

$i_т$ - передаточное число тормоза

$Q_{п.ч.}$ - масса подвижных частей тормоза, кГ

$Z_{бл.}$ - жесткость пружинного блока

8.19. Для проверочного расчета существующей подъемной установки необходимо выполнить следующие условия:

Грузовой одноконцевой подъем

3.19.1. Максимально допустимое число вагонеток в составе из условия прочности сцепки рассчитать по формуле I (приложение 8.2).

Чтобы определить максимально возможную производительность подъемной установки, в начале расчета принимаем число вагонеток в составе, полученное по формуле I (максимальное), далее расчет ведется по обычной методике по формуле 8.

По выбранному канату проверяется существующая подъемная машина по формуле II, для которой должны соблюдаться условия:

$$\begin{aligned} ДВ &\leqslant ДВ_{сущ.} \\ ВВ &\leqslant ВВ_{сущ.} \end{aligned} \qquad (31)$$

Если это условие не выполняется, то уменьшаем число вагонеток в составе и снова повторяем расчет, пока условие не будет выполнено

3.19.2. Определение максимально возможной концевой нагрузки существующей подъемной установки, для данных горно-геологических условий ведется по методике изложенной на стр. I92 - I94.

3.I6.3. Определение необходимого числа подъемов для выдачи всех заданных суточных объемов осуществляется по формуле

$$n_1 = \frac{ASP}{Z_H G 10^{-3}} + \frac{ASM}{Z_H}, \quad \text{подъемов} \qquad (3)$$

где Z_H - число вагонеток в составе, шт.

G - полезная масса груза в вагонетке, кг

3.19.4. Определение фактического времени работы подъема для выдачи всех заданных суточных объемов с коэффициентом резерва на неравномерность работы подъемной установки (Кнр) по формуле:

$$T_{sp.} = K_{нр.} \cdot \frac{TZ \cdot NZ}{3600}, \text{ ч} \qquad (36)$$

где TZ – продолжительность цикла, с

NZ – необходимое число подъемов для выдачи всех суточных объемов.

3.I9.5. Определение максимально возможной производительности подъемной установки за определенно заданное время

$$ASB = ASP \cdot \frac{Ts}{T_{sp}} - ASM \cdot G \cdot K_{ив}, \text{ т} \qquad (37)$$

где $A_{sp.}$ – заданный суточный объем (породы), т

$AS_{м}$ – заданный суточный объем перевозок (материалы или оборудование), ваг.

Ts – заданное время, за которое требуется определить максимальную производительность подъемной установки

G – полезный вес груза (порода) в вагонетке, т

$K_{ив}$ – коэффициент использования грузовых вагонеток для доставки оборудования и материалов (в пределах от 0-I,0)

8.I9.6. Дальнейший расчет ведется по методике (приложение 8, формулы 40 ÷ 60

3.I9.7. При определении эффективной мощности должно соблюдаться условие:

$$PR_{эф.} \leq PR_{уст.} \qquad (33)$$

где $PR_{уст.}$ – установленная мощность электродвигателя, квт

Если это условие не соблюдается, необходимо заменить установленный электродвигатель и расчет продолжить далее по формулам. На основании полученных результатов принимается окончательное решение.

Если полученная эффективная мощность $PR_{эф.} > PR_{уст}$ и нельзя заменить электродвигатель, необходимо уменьшить концевую нагрузку и повторить расчет снова.

Пассажирский одноконцевой подъем

3.19.8. Определение максимально допустимого числа вагонеток в составе из условия прочности сцепки (пункт 3.2 формула 2).

3.19.9. При определении максимально возможной производительности подъемной установки принимать число вагонеток в составе по формуле I (максимальное) далее расчет вести по методике (приложение 3 формулы 2).

3.19.10. По выбранному канату проверяем существующую подъемную машину по формулам 8,9,II,I2, для которой должны соблюдаться условия:

$$\begin{aligned} ДВ &\leqslant ДВ_{сущ.} \\ ВВ &\leqslant ВВ_{сущ.} \end{aligned} \qquad (89)$$

Если это условие не выполняется, то уменьшить число вагонеток в составе и снова повторить расчет, пока условие не будет выполнено.

3.19.11. Дальнейший расчет ведется по методике по формулам (Приложение 3).

3.19.12. Определяется расчетное время работы подъемной установки в смену, необходимое для спуска-подъема в сутки заданного количества людей по формуле

$$T_{ан} = \frac{TZ \cdot NLS \cdot 35}{ZH \cdot NL \cdot 60 \cdot 100}, \text{ мин.} \qquad (90)$$

где: TZ - время цикла подъема, с

NLS - количество людей подлежащее спуску (подъему) в сутки

NL - количество посадочных мест в одной вагонетке

ZH - число вагонеток на канате

3.19.13. Определение максимально возможного количества людей спускаемых или поднимаемых в сутки, при заданном времени работы подъема по доставке людей в течение смены по формуле:

$$NL\Phi = \frac{TПН \cdot ZH \cdot NL60 \cdot 100}{35TZ}, \text{ чел.} \qquad (91)$$

Дальнейший расчет ведется по формулам 40 -60

8.I9.I4. Определяется эффективная мощность, при этом должно соблюдаться условие:

$$PR_{эф} > PR_{уст} \qquad (92)$$

где $PP_{уст}$ - установленная мощность существующего электродвигателя.

8.I9.I5. Если это условие не соблюдается, необходимо заменить установленный двигатель и расчет продолжить далее по формулам 65 - 8I

Если полученная эффективная мощность и нельзя заменить электродвигатель, необходимо уменьшить концевую нагрузку и повторить расчет снова.

8.20 x) Для укрупненных расчетов (например, на стадии ТЭО проектирования шахт) при выборе типа подъемной машины, определении диаметра каната и барабана, ширины барабана руководствоваться следующими условиями:

транспортирование угля и породы осуществлять вагонетками емкостью 2,5 $м^3$, а для перевозки людей применять вагонетку с числом посадочных мест на I5 чел;

насыпную массу угля принимать равной I000 $кг/м^3$, а породы - -I600 $кг/м^3$;

коэффициент сопротивления движению состава принимать равным 0,02 , а коэффициент сопротивления движению каната - 0,25;

8.20.I. Максимально допустимое число грузовых вагонеток в составе

---

x) Разработан к.т.н. Лихолетовым и инж. Щербаковым Б.М. институт Центрогипрошахт.

(93)

где a_1 – коэффициент, зависящий от назначения подъема и транспортируемого груза,

$$a_1 = \begin{cases} 1{,}33 \text{ при транспортировке породы} \\ 1{,}90 \text{ при транспортировке угля} \\ 1{,}72 \text{ при перевозке людей} \end{cases}$$

α – средний угол наклона выработки, град;

длина каната

$$L_к = L + 55, м; \qquad (94)$$

где L – длина выработки, м

масса 1 м каната

$$P = \frac{P_{сц}}{a_2 - L_к(0{,}25 \cdot \cos\alpha + \sin\alpha)}, \quad кгс, \qquad (95)$$

где Р сц – допустимое усилие на сцепке, кгс;

$$Рсц = \begin{cases} 6000 \text{ кгс – при грузовом подъеме} \\ 5000 \text{ кгс – при людском подъеме} \end{cases}$$

a_2 – коэффициент, зависящий от назначения подъема.

$$a_2 = \begin{cases} 2735 \text{ – при грузовом подъеме} \\ 1975 \text{ – при людском подъеме} \end{cases}$$

3.20.2. Максимальное статическое натяжение;

$$S = P_{сц} + P \cdot L_к \cdot (0{,}25 \cdot \cos\alpha + \sin\alpha) \text{ кгс}, \qquad (96)$$

3.20.3. диаметр каната

$$d = 7{,}86 + 9{,}046 \cdot P - 0{,}65 \cdot P^2 \text{ мм}. \qquad (97)$$

3.20.4. диаметр барабана

$$D = 6 \cdot 10^{-2} \cdot d, \ м \qquad (98)$$

3.20.5. ширина барабана

$$B = \left(\frac{L_к}{0{,}565\,d} + 7\right) \cdot \frac{d + 2{,}5}{1000}, \ м; \qquad (99)$$

3.20.6. Баланс времени при грузовом подъеме

$$T_{сут} = 0{,}42 \cdot 10^{-3} \cdot T_ц \cdot n + T_o \leq 24, \ ч \qquad (100)$$

где To - время на осмотр установки, ч, To = 6 ч;

Tц - продолжительность цикла, с

$$T_ц = 0{,}44 \cdot L + 5{,}04 \cdot Z + 254, с, \qquad (101)$$

n - потребное число подъемов

$$n = \frac{A}{G \cdot Z}, \qquad (102)$$

G - масса груза одной вагонетки, т,

$$G \begin{cases} 2{,}0 - \text{с углём} \\ 3{,}2 - \text{с породой} \end{cases}$$

A - грузопоток, т/сут.

Если условие (3) не выполняется, то неверно заданы исходные данные.

3.20.7. Выбор подъемной машины производить из таблицы 3.3 по полученным значениям диаметра и ширины барабана, максимального статического натяжения при выполнении условия

Если диаметр или ширина барабана превышают значения, приведенные в таблице, то необходимо изменить исходные данные.

Технические характеристики малых подъемных машин

Таблица 3.3

Типы подъемных машин	Ц-1,2х1	Ц-1,6х1,2	Ц-2х1,5	Ц-2,5х2	1х3х2,2
Статическое натяжение, тс	2,5	4,0	6,3	9,0	14,0
диаметр барабана, м	1,2	1,6	2,0	2,5	3,0
Ширина барабана, м	1,0	1,2	1,5	2,0	2,2

Программа расчета параметров одноконцевого пассажирского наклонного подъема и программа расчета параметров одноконцевого грузового наклонного подъема написаны на алгоритмическом языке ПЛ/1 в системе ОС ЕС ЭВМ и находится в ОФАП,е ГВЦ Минуглепрома СССР.

СОДЕРЖАНИЕ

		стр.
I.	Общие положения	3
2.	Режим работы транспортных систем	I2
3.	Проектирование конвейерного транспорта	I4
4.	Проектирование локомотивного транспорта	22
5.	Проектирование самоходного нерельсового транспорта	38
6.	Проектирование вспомогательного транспорта.	43
7.	Приложение I. Методика расчета измельчения антрацита в процессе транспортирования	58
8.	Приложение 2. Методика расчета параметров грузопотоков и выбора конвейеров для условий выемки полезного ископаемого из очистных забоев гидромеханизированными выемочными агрегатами (комбайнами, стругами, комплексами) . . .	67
9.	Приложение 3. Графики допустимой длины ленточных конвейеров в зависимости от угла наклона и производительности	I0I
I0.	Приложение 4. Методика расчета грузопотоков и выбора конвейеров для условий добычи полезного ископаемого с применением камерной системы разработки и машинной выемки с доставкой по камерам средствами самоходного транспорта	I38

II. Приложение 5. Методика расчета параметров электровозной откатки в выработках с уклоном 0,003--0,005 . . . . . I58

I2. Приложение 6. Методика расчета нерельсового самоходного транспорта. I85

I3. Приложение 7. Методика определения основных параметров вспомогательного транспорта I92

I4. Приложение 8. Методика расчета параметров одноконцевого наклонного подъема I97

gost.e-ecolog.ru

ано ротапринтной мастерской ин-та Центрогипрошахт
ул. Петра Романова, I8. Заказ 83. Тираж 620.
Подписано в печать Л-I05258 от 4.06.8I. Цена 2 руб.